

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
УЧРЕЖДЕНИЕ ОБРАЗОВАНИЯ
“БРЕСТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ”
КАФЕДРА ТЕХНОЛОГИИ БЕТОНА И СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Технологические процессы измельчения и центрифугирования

Методические указания

к выполнению курсовых работ
по дисциплине

“Процессы и аппараты в технологии строительных материалов”
для студентов специальности

70 01 01 “Производство строительных изделий и конструкций”

Брест 2008

УДК 691.002.5.04: 378.244

В методических указаниях рассмотрены темы курсовых работ и содержание разделов расчетно-пояснительной записки.

Приведены примеры разработок принципиальных технологических схем изготовления различных изделий с выявлением связей между отдельными переделами.

Составитель: **Н. А. Колесников, профессор, к. т. н.**

Рецензент: **зам. директора по научной работе
НТЦ МАиС, к.т.н. В. Н. Деркач**

ВВЕДЕНИЕ

Целью разработки курсовых работ является закрепление и углубление знаний по соответствующим разделам дисциплины "Процессы и аппараты в технологии строительных материалов", приобретение навыков инженерного решения основных технологических переделов, расчета режимов протекания отдельных процессов и их аппаратурного оформления.

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ

1.1. Задание на курсовое проектирование

Темой курсовой работы является разработка принципиальной технологической схемы изготовления какого-либо изделия с выявлением связей между отдельными переделами.

Для более глубокого изучения технологического процесса в задании предусматривается специальная часть, которая включает расчет процесса для одного-двух технологических переделов и их аппаратурного оформления (подготовительных, смесительных или формовочных процессов).

В задании указывается вид выпускаемой продукции, производительность технологической линии (или производства в целом), характеристика сырья, а также другие условия, влияющие на способ производства, выбор технологической схемы и принимаемые инженерные решения.

1.2. Состав и объем курсовой работы

Курсовая работа состоит из расчетно-пояснительной записки объемом порядка 14...16 стр. и графической части (1 лист формата А2).

Расчетно-пояснительная записка, в зависимости от конкретного задания, должна включать в себя следующие разделы:

- введение - 1...2 стр.;
- разработка технологической схемы - 2...3 стр.;
- составление структурной блок-схемы по переделам - 2...3 стр.;
- расчет специальной части - 2...3 стр.;
- основные технико-экономические показатели - 1 стр.;
- техника безопасности и экология - 1...2 стр.;
- заключение - 1 стр.;
- список использованных источников.

Графическая часть должна содержать структурную блок-схему (с расшифровкой всех ее условных обозначений) по переделам технологического процесса производства заданного изделия с обозначением всех входов и выходов отдельных переделов и классификацией входов на контролируемые и регулируемые (КР), контролируемые, но не регулируемые (КН). Управления должны быть выделены особо (КРУ).

Под каждым переделом пишется характеристическое уравнение в общем виде. Например, для процесса дробления оно выглядит следующим образом:

$$y_i = f(D; K; \rho_u; \rho_n; T_a; T_n),$$

где D - размер дробимых кусков; K - коэффициент дробимости; ρ_u - истинная плотность сырья; ρ_n - насыпная плотность; T_a, T_n - тип дробилки и технологические параметры ее работы.

Здесь же (на листе графической части) вычерчиваются: общий вид установки, входящей в специальную часть задания, а также необходимые рисунки и графики (например, технологическая схема процесса дробления или помола и т. п.).

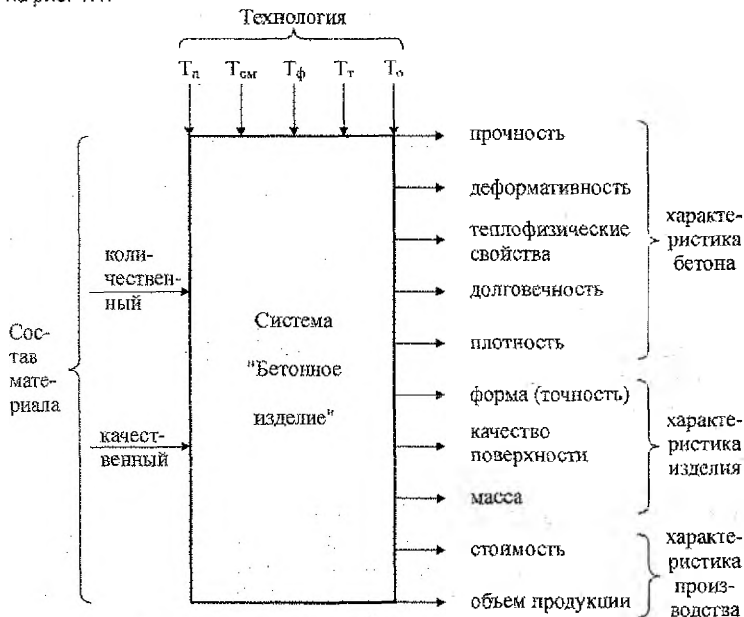
1.3. Содержание расчетно-пояснительной записки

1.3.1. Во введении должны содержаться общие сведения по назначению изделий, определенных заданием, а также требования, предъявляемые к ним.

В этом разделе должны быть указаны принципиальные возможности изготовления изделия различными способами (например, для железобетонных изделий - агрегатно-поточным, стандовым, конвейерным) и краткое обоснование выбранного способа производства.

Если технологическая схема оговорена заданием, то при оценке возможных вариантов необходимо отразить ее преимущества и недостатки по сравнению с другими вариантами.

Раздел должен заканчиваться составлением структурной блок-схемы системы "Изделие". Пример принципиальной блок-схемы для обобщенного бетонного изделия приведен на рис. 1.1.



T_n - технологические параметры: T_n - подготовительных процессов; T_{cm} - перемешивания компонентов; T_f - формования; T_t - тепловых процессов; T_o - процессов отделки, комплектации и т. п.

Рисунок 1.1 - Структурная блок-схема системы "Бетонное изделие"

По аналогии с представленной схемой необходимо составить блок-схему конкретного (согласно заданию) изделия с расшифровкой входных параметров. Для заданий, не

содержащих требований разработки технологии изготовления изделий (дробление, помол и т. д.), блок-схема системы "Изделие" не составляется.

1.3.2. Разработка технологической схемы начинается с установления количественного и качественного состава материала, из которого изготавливается данная продукция. В курсовой работе можно ограничиться их выбором по укрупненным показателям, приведенным для бетонных изделий в *приложении 1* (табл. П.1.1... П.1.4).

Затем на основе анализа, проведенного студентом во введении, составляется технологическая схема производства заданного изделия с установлением последовательности требуемых для его изготовления переделов и расчленением их на необходимые основные технологические операции.

Описание технологических переделов составляется с обоснованием основных технологических параметров (по литературным источникам) и типов используемых агрегатов и установок. Технологическая схема должна быть выполнена графически на отдельном листе, пояснительной записки и повторена с углубленной детализацией на листе формата А2.

1.3.3. Составление структурной блок-схемы проводится на основе принятой технологической схемы и составляется для каждого изделия с обоснованием входных и выходных параметров.

Проводится классификация всех входных параметров на контролируемые, но не регулируемые, и на контролируемые и регулируемые. Раздел заканчивается написанием характеристического уравнения рассматриваемого процесса и выделением управлений, т. е. всех входных параметров, которыми в процессе технологической переработки сырья или полуфабрикатов можно регулировать количественный и качественный показатели выхода рассматриваемой системы.

Следует учесть, что контролируемые и регулируемые параметры не всегда могут быть управлениями системы. Например, активность цемента на железобетонных заводах является контролируемым и регулируемым параметром - состав бетона подбирается заводской лабораторией исходя из активности конкретного цемента. Но как только он запущен в производство, активность цемента не может быть изменена.

То же касается и таких параметров вибрирования, как амплитуда и частота колебаний виброплощадки, которые в процессе ее работы не могут быть изменены. Поэтому указанные параметры, хотя и являются контролируемыми и регулируемыми, например, на стадии проектирования, когда можно предусмотреть установку виброплощадок с различными характеристиками, но, как правило, не могут быть управляемыми в процессе их работы.

1.3.4. Расчет специальной части курсовой работы. Тематика специальной части оговаривается в задании на курсовое проектирование и представляет собой один из следующих вариантов:

- расчет процесса дробления при получении крупного заполнителя для бетонов;
 - расчет процесса помола и осаждения какого-либо минерального вяжущего, тонкомолотых заполнителей или добавок;
 - расчет процесса формования трубчатых изделий методом центрифугирования.
- Ниже приведены примеры расчетов по указанной тематике.

2. ТЕХНОЛОГИЯ ПЛОТНЫХ ЗАПОЛНИТЕЛЕЙ

2.1. Общие принципы и положения

Предприятия нерудных строительных материалов, производящие заполнители для бетона, представляют производственный комплекс, включающий добычу сырья в карьере и его переработку на заводе.

Сырье добывают, применяя экскаваторный способ переработки месторождений или средств гидромеханизации. К последним, например, относятся плавучие землессосные снаряды, используемые при разработке подводных и обводненных песчано-гравийных месторождений.

Проектирование технологии производства заполнителей основывается на результатах технологических испытаний сырья, определяющих схему технологического процесса: число стадий дробления и виды грохочения, типы дробилок и грохотов, способы и оборудование для промывки и очистки материала, его обезвоживания, необходимость операций обогащения по прочности, зерновому составу или форме зерен, а также мероприятия по утилизации отходов производства.

Технологические схемы заводов по производству заполнителей для бетона определяются поступающей на переработку исходной горной массой, номенклатурой и качеством готовой продукции, типом применяемого оборудования с учетом комплексности использования сырья, экономии сырьевых, материальных и топливно-энергетических ресурсов.

Основными классификационными характеристиками добытой для переработки горной массы являются прочность, однородность, абразивность, размер кусков и частиц материала (гранулометрия исходной массы), количество и вид содержащихся в них загрязняющих включений, которые могут быть легко-, средне- и труднопромывистыми, например, пыль, глина и др.

Нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов ОНТП-18-85 подразделяют перерабатываемые горные породы на четыре типа, выделяя в первом и четвертом типах две подгруппы:

I – прочные однородные абразивные горные породы, включающие I-1 - изверженные горные породы (граниты, диориты, сиениты, базальты и др.) с пределом прочности на сжатие до 300 МПа, чистые или незначительно загрязненные легкопромывистыми включениями; I-2 - метаморфические и абразивные осадочные горные породы (песчаники) с прочностью на сжатие до 300 МПа и большим содержанием мелкой фракции 0-150 (200) мм в исходной горной массе, загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями;

II - прочные однородные малоабразивные осадочные горные породы (известняки, доломиты и др.) с пределом прочности на сжатие до 200 МПа, незначительно загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями;

III – неоднородные по прочности малоабразивные горные породы, содержащие слабые разности, загрязненные средне- и труднопромывистыми включениями;

IV – сырье для производства песка, гравия и щебня из гравия для строительных работ; IV-1 - валуно-гравийно-песчаная и гравийно-песчаная горные породы с содержанием гравия и валунов прочностью на сжатие до 150 МПа – 50% и менее, загрязненные средне- и труднопромывистыми включениями – до 10-12%; IV-2 - валуно-гравийно-песчаная и гравийно-песчаная горные породы с содержанием гравия и валунов прочностью на сжатие до 300 МПа – 50% и более, загрязненные легкопромывистыми включениями – до 5%.

2.2. Технологическая схема производства

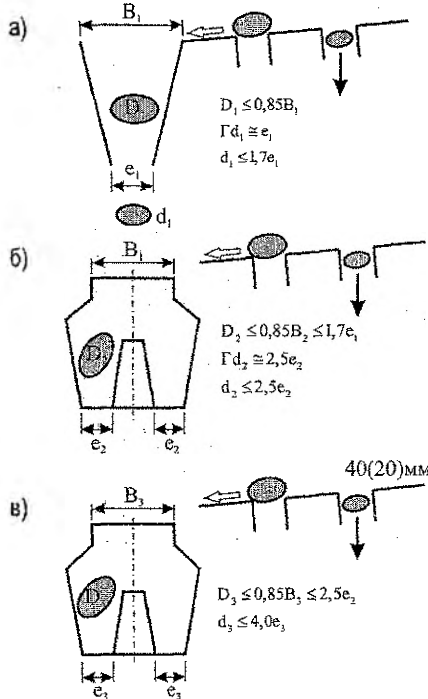
Технологическую схему производства выбирают и обосновывают или составляют на основе принципиальных схем, разработанных применительно к переработке четырех типов горных пород, указанных в п. 2.1.

Выбранная технологическая схема должна быть конкретизирована, на ней необходимо указать:

- типы дробилок;
- размеры их разгрузочных щелей;
- наибольшую крупность продуктов питания и дробления;
- размеры отверстий сит грохотов.

При этом руководствуются следующими положениями:

- 1) Дробилки должны быть увязаны по производительности и обеспечивать требуемую мощность дробильно-сортировочного завода. Для щебеночного завода она определяется производительностью дробилки крупной дробления (первая стадия дробления).
- 2) Дробилки должны быть увязаны по размеру кусков в питании и продуктах дробления (рис. 2.1). Размер кусков, поступающих на дробление, не должен превышать $0,85B$ (B – ширина приемного отверстия дробилки).
- 3) Ширину разгрузочной щели дробилки следует принимать *наибольшей* для получения наименьшего отсева в процессе дробления, но при этом должна быть обеспечена допустимая крупность продукта дробления для питания следующей дробилки.



D – наибольшая крупность кусков, поступающих на дробление (крупность питания);
 d – наибольшая крупность продуктов дробления;
 B – ширина приемного отверстия дробилки;
 e – ширина разгрузочной щели дробилки;
 Γd – размер отверстий сит грохота;
 1, 2, 3 – стадии дробления

Рисунок 2.1 – Увязка дробилок по крупности кусков в питании и продуктах дробления

4) Крупность материала, отбираемого на предварительном грохочении, рекомендуется принимать:

- для первой стадии дробления – близкой к ширине разгрузочного отверстия дробилки;
- для второй и третьей стадий – равной наибольшей крупности получаемых продуктов (рис. 2.1).

Рекомендуемые сочетания дробилок при переработке различных типов горных пород

приведены в табл. 2.1-2.2, а варианты сочетания операций дробления и грохочения представлены на рис. 2.2.

Таблица 2.1 - Рекомендуемые сочетания дробилок по стадиям дробления при переработке однородных абразивных пород

Стадия дробления		
Первая	Вторая	Третья
ЩДП - 9×12 (СМД - 111)	КСД - 1750Гр или КСД - 2200Т	КМД-1750Гр (Т)
ЩДП - 12×15 (СМД - 118)	КСД - 2200Гр	КМД-2200Гр (Т)
ЩДП - 15×21 (СМД - 117) или ККД - 1200/150	КСД - 2200Гр или КСД- 3000Т	КМД-2200Гр (Т) или КМД-300Т

Таблица 2.2 - Рекомендуемые сочетания дробилок по стадиям дробления при переработке однородных малоабразивных пород

Стадия дробления		
Первая	Вторая	Третья
ДРК-16×12 (СМД-95) ЩДП - 9×12 (СМД-111)	ДРС-10×10 (СМД-75)	ДРС-10×10 (СМД-75)
ДРК-16×12 (СМД-95) ЩДП - 9×12 (СМД - 111)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)	-
ДРК-20×16 (СМД-87) ЩДП-12×15 (СМД - 118)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)
ДРК-20×16 (СМД-87) ДРК-20×16 (СМД-87)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-10×10 (СМД-75)	-

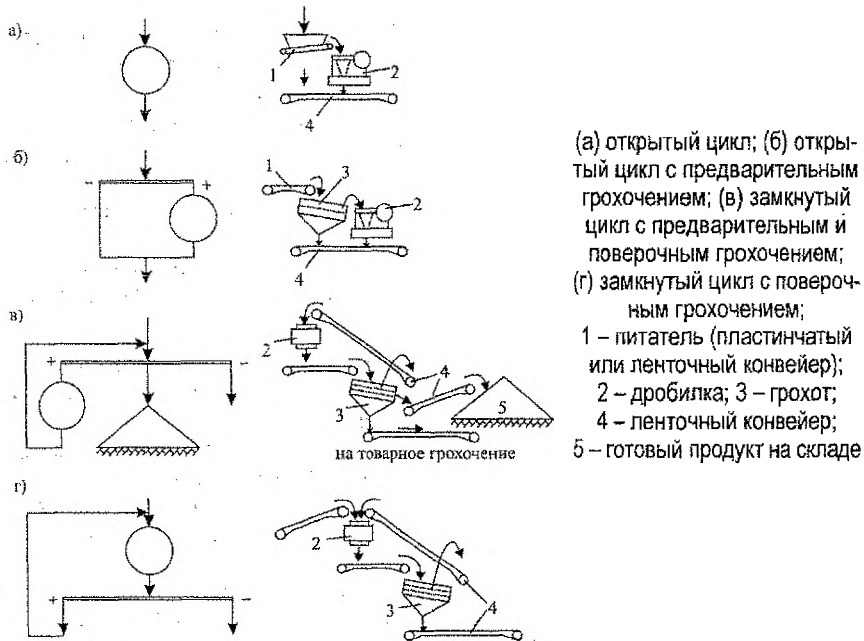


Рисунок 2.2 – Сочетание операций дробления и грохочения

2.3. РАСЧЕТ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ ПРИ ПОЛУЧЕНИИ КРУПНОГО ЗАПОЛНИТЕЛЯ ДЛЯ БЕТОНОВ

Обычно крупный заполнитель на заводы ЖБИ поступает из карьеров уже в готовом виде и требуемых фракциях. Однако в последнее время в связи с открытием значительного количества относительно мелких производств все большее количество таких предприятий организуют собственные дробильно-сортировочные узлы. Поэтому для современного технолога важно понимание принципиальных особенностей их организации, тем более что они отличаются от принципов организации крупных дробильных заводов.

Дробление - один из энергоемких переделов в технологии. Поэтому экономичность не только этого процесса, но и технологии в целом определяется как технологическими требованиями к выходному готовому продукту: наибольшей крупностью заполнителя (HK или d_{max}), его зерновым составом ($\Gamma_{вых}$), формой зерен (количеством лещадки Φ), прочностью (R); так и экономическими требованиями: удельным расходом энергии на единицу готовой продукции ($E_{уд}$), а также производительностью установки (Q), являющейся также и технологическим показателем.

Входными параметрами являются свойства исходного сырья - размер дробимых кусков (D), коэффициент дробимости (K), характеризующий прочностные, деформативные свойства сырья, его хрупкость и т. п., истинная и насыпная плотность (ρ_n и $\rho_{нн}$ соответственно), тип дробилки (T_a) и технологические параметры ее работы (T_n). С учетом этого, структурная блок-схема процесса дробления может быть представлена в виде, показанном на рис. 2.3.

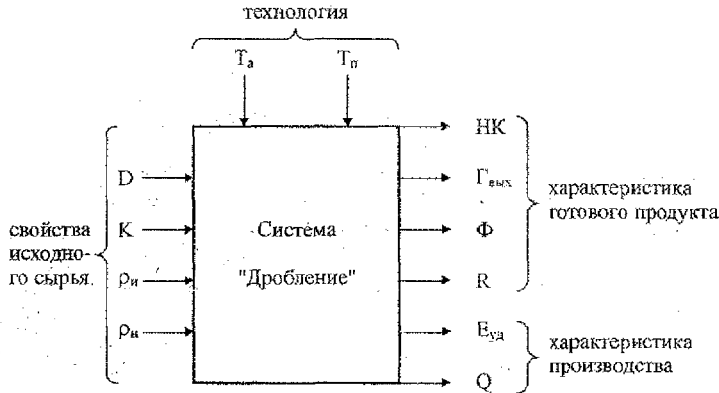


Рисунок 2.3 - Структурная блок-схема системы "Дробление"

Оптимизацию процесса можно проводить как по $E_{уд}$ (энергетическому фактору), считая остальные выходы ограничениями [1], так и по любому из технологических факторов, например, по наибольшей крупности (HK), принимая за ограничения все остальные выходы.

Как правило, на дробильно-сортировочных узлах в качестве измельчителя применяют щековые и конусные дробилки, реже - дробилки ударного действия типа молотковых. Однако организация процесса на индивидуальных узлах имеет свою специфику по сравнению с крупными дробильно-сортировочными заводами.

Во-первых, на крупных заводах сначала разделяют дробленый продукт на отдель-

ные фракции, а затем их смешивают в определенных соотношениях для получения общего продукта заданного зернового состава.

При этом остаток избыточных фракций может использоваться, например, в устройстве дренажных засыпок, балласта под железнодорожные пути и т. п.

На малых предприятиях такой возможности нет из-за относительно небольших объемов отходов, поэтому необходимо использовать практически весь полученный продукт, соблюдая при этом требования к зерновому составу крупного заполнителя.

Во-вторых, коэффициент использования оборудования по времени (K_u) на крупных предприятиях довольно высок и составляет 0,8-0,85. На мелких предприятиях, ввиду большой производительности даже малых дробилок, серийно выпускаемых промышленностью, они используются лишь небольшую часть времени - нередко заданная производительность предприятия обеспечивается всего 1-2 днями работы дробилок в неделю.

Оба эти фактора не только повышают себестоимость продукта, но и требуют иной организации самого процесса дробления.

Рассмотрим в качестве примера процесс дробления в щековых и конусных дробилках, как наиболее часто используемых. Расчет ведется поэтапно в такой последовательности:

- выбор предварительной технологической схемы процесса дробления;
- подбор и расчет режимов работы дробильного оборудования;
- расчет суммарного зернового состава щебня и проверка его на соответствие требованиям ГОСТ;
- сравнение технико-экономических показателей и выбор окончательного варианта технологической схемы.

2.3.1. Выбор предварительной технологической схемы процесса дробления

Технологические схемы дробильно-сортировочных узлов определяются видом исходных материалов и требованиями к готовому продукту. Производство должно давать возможность варьировать характеристиками щебня за счет изменения режимов работы оборудования. Оно должно обеспечивать требуемое качество продукции при минимальных капитальных затратах и эксплуатационных расходах.

Исходными данными для технологических расчетов являются заданная производительность ($Q_{зад}$), максимальный размер дробимого материала (D_{max}) и предел прочности его при сжатии (R), наибольший и наименьший размеры получаемого щебня (d_{max} и d_{min} соответственно). При этом для дробления прочных пород, как правило, используются щековые и конусные дробилки, а для мягких неабразивных пород - роторные и молотковые.

Дробилки работают в открытом или замкнутом (с повторным дроблением фракций крупнее заданных в этом же агрегате) циклах.

Число стадий дробления является основным показателем, определяющим технологическую схему, и выбирается, исходя из заданных условий производства, т. е. требуемой общей степени измельчения, и возможностей дробильных машин.

Для ориентировочной оценки дробилки ее возможную степень дробления определяют по формуле

$$i = 0,85B/b,$$

где B - ширина приёмного отверстия; b - ширина выходной щели.

Хотя выходная щель дробилок может регулироваться, нецелесообразно назначать в каждой из них слишком высокую степень измельчения из-за ускоренного износа и

уменьшения производительности дробилок. Для щековых и конусных дробилок, применяемых, как правило, для получения щебня из крепких и прочных пород, обычная степень измельчения составляет 3...5.

Технологические схемы узлов могут быть одно-, двух-, трех- и четырехстадийными, с открытым или замкнутым циклами работы отдельных дробильных машин. При одностадийном дроблении измельчение производится в одной машине от размеров исходного камня до требуемых размеров щебня; при двухстадийном - в двух последовательно установленных машинах и т. д. Одностадийные схемы используются при небольших объемах производства и небольших степенях дробления - 3...5 и в производстве щебня для бетона применяются редко, так как при этом трудно обеспечить нужный состав продукта. Последний обеспечивается применением двух- или трехстадийных схем.

Рассмотрим в качестве примера методику подбора дробильно-сортировочного оборудования по производству щебня для бетона.

Пусть исходными данными для расчета являются: заданная производительность узла $Q_{зак} = 840000$ м³/год, исходное сырье - гранит средней прочности ($R = 140$ МПа) с наибольшими размерами кусков $D_{max} = 1200$ мм, максимальный и минимальный размеры щебня $d_{max} = 40$ и $d_{min} = 5$ мм.

Рекомендуется принимать следующие степени измельчения для различных типов дробилок:

Тип дробилки	Степень измельчения
щековые и конусные крупного дробления -	3...5
конусные среднего и мелкого дробления	
в открытом цикле -	3...5
в закрытом цикле -	4...7
роторные и молотковые -	3...12

Общая требуемая степень измельчения определяется по формуле

$$i_{общ} = \frac{D_{max}}{d_{max}} \quad (2.1)$$

В рассматриваемом примере общая требуемая степень измельчения $i = D_{max}/d_{max} = 30$, т. е. больше рекомендуемой для отдельных дробилок. Следовательно, необходимо принять несколько стадий дробления. При трехстадийной схеме и принимаемых на каждой стадии дробления степенях измельчения, соответственно равных $i_1 = 3$, $i_2 = 3$, $i_3 = 4$, общая степень измельчения составит

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 = 3 \cdot 3 \cdot 4 = 36 > 30.$$

Таким образом, в рассматриваемом примере щебень, размером не более требуемого (40 мм) достигается при трехстадийной схеме дробления. При этом на первой стадии мы получим продукт размером $1200/3 = 400$ мм, на второй - $400/3 = 133,3$ мм и на третьей - $133,3/4 = 33,3$ мм.

Так как дробить нужно будет прочную абразивную породу, то выбрать необходимо щековую или конусную дробилку. В такой ситуации обычно рассматриваются оба варианта, а затем по полученным при расчетах показателям – стоимости дробильного оборудования, суммарной удельной энергоемкости, коэффициенту загрузки оборудования – выбирают лучший вариант.

Технологический расчет оборудования ведут поэтапно в такой последовательности:

1. По соответствующим справочникам подбирают тип дробилки первой стадии дробления по расчетной производительности и размеру загрузочного отверстия (зева дробилки). Расчетную производительность определяют по формуле:

$$Q_1 = Q_{зад} K_n, \quad (2.2)$$

где $Q_{зад}$ - заданная производительность узла, $м^3/ч$; K_n - коэффициент неравномерности подачи материала, обычно $K_n = 1, 1, \dots, 1, 15$.

Так как обычно указывается годовая производительность узла, а производительность дробилок принято оценивать в $м^3/ч$, то для определения производительности узла в $м^3/ч$ необходимо установить расчетный годовой фонд времени работы оборудования в часах.

При определении мощности предприятий, технологических линий и расчетного годового фонда времени работы технологического оборудования следует принимать:

- номинальное количество рабочих суток в году - 260;
- число рабочих смен в сутки (кроме тепловой обработки) - 2;
- то же, для тепловой обработки - 3;
- продолжительность рабочей смены, час - 8.

Годовой фонд времени работы технологического оборудования при пятидневной рабочей неделе следует вычислять с учетом плановых остановок технологического оборудования и коэффициента его использования K_u .

Длительность плановых остановок для различных технологических линий, кроме конвейерной, составляет 7 суток, для конвейерной - 13 суток. Коэффициент использования технологического оборудования K_u рекомендуется принимать равным:

- при односменной работе 0,93...0,95;
- при двухсменной - 0,90...0,92;
- при трехсменной - 0,87...0,90.

Следовательно, расчетный годовой фонд времени работы технологического оборудования в рассматриваемом примере составит:

$$T_p = T \cdot K_u = 253 \cdot 0,87 = 220,1 \text{ сут.}, \text{ или } 220,1 \cdot 16 = 3521,6 \text{ час.}$$

Тогда заданная производительность узла будет

$$Q_{зад} = 840000/3521,6 = 238,5 \text{ м}^3/ч.$$

С учетом этого на первой стадии дробления может потребоваться расчетная производительность узла не менее

$$Q_1 = Q_{зад} K_n = 238,5 \cdot 1,15 = 274,3 \text{ м}^3/ч.$$

Марку дробилки выбирают таким образом, чтобы паспортный размер ее загрузочного отверстия B был несколько больше D_{max} , а номинальная производительность - несколько больше Q_1 (табл.П.2.1 и рис.2.4). По размеру загрузочного отверстия B подходят щековые дробилки СМД-60, СМД-117А и конусная дробилка крупного дробления ККД-1500 (табл.П.2.2). Однако производительность последней (900...1400 $м^3/ч$) значительно превышает требуемую на первой стадии дробления. Поэтому коэффициент ее загрузки на этой стадии будет совершенно недостаточным. Следовательно, дробилку ККД-1500 придется исключить из рассмотрения в качестве одного из вариантов.

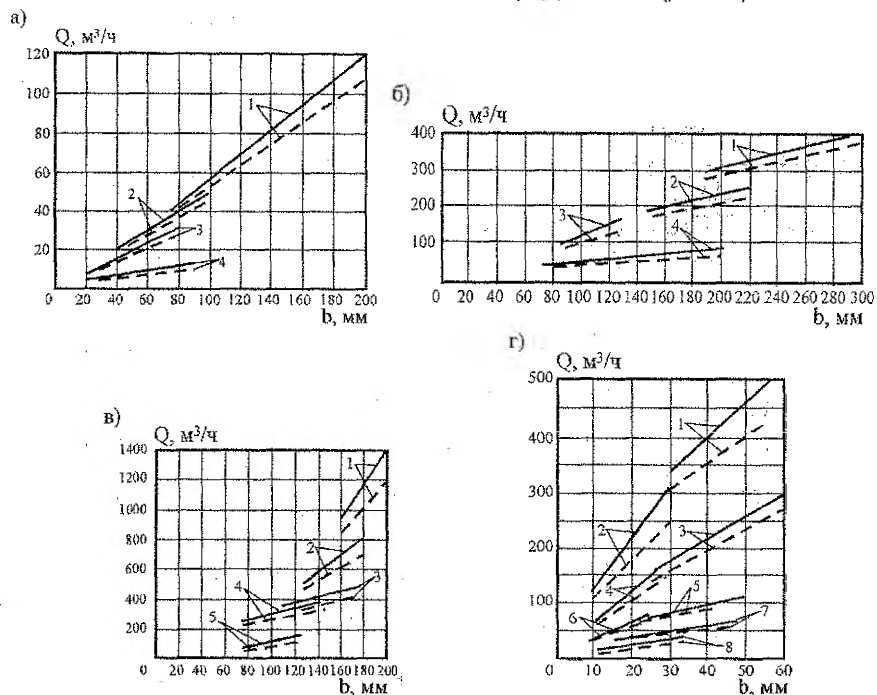
Щековые дробилки СМД-117А (ЩДП - 1500 × 2100) и СМД-60 также различаются по производительности: соответственно 280...400 и 400...600 $м^3/ч$. Как видно, предпочтительнее на этой стадии дробления использовать щековую дробилку с простым качанием щеки СМД-117А (ЩДП - 1500 × 2100; указаны соответственно ширина и длина приемного отверстия в мм).

2. Определяют размер выходной щели b_1 . Как было сказано выше, ширину разгрузочной щели дробилки следует принимать *наибольшей* для получения наименьшего отсева в процессе дробления, но при этом должна быть обеспечена допустимая крупность продукта дробления для питания следующей дробилки.

В то же время выходная щель подобранных дробилок первой стадии должна быть *минимально возможной* для обеспечения расчетной производительности. Ее определяют по графикам (рис. 2.4).

Как видно из графика, расчетная производительность выбранной дробилки обеспечивается при размере разгрузочной щели $b_1 = 200$ мм.

3. Рассчитывают зерновой состав продуктов после первой стадии дробления, пользуясь графиками типовых характеристик соответствующих машин (рис. 2.5).



а – щековые дробилки со сложным качанием щеки: 1 – СМ-16Д; 2 – СМ-741;

3 – СМ166А; 4 – СМ-182; б – щековые дробилки с простым качанием щеки:

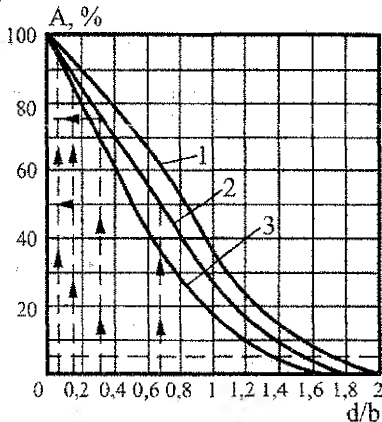
1 – 1500x2100; 2 – 1200x1500; 3 – 900x1200; 4 – 600x900 (указаны соответственно ширина и длина приемного отверстия, мм); в – конусные дробилки крупного дробления: 1 – ККД-1500; 2 – ККД-1200; 3 – ККД-900; 4 – ККД-700; 5 – ККД-500; г – конусные дробилки среднего дробления: 1 – КСД-Б-2200; 2 – КСД-А-2200; 3 – КСД-Б-1750;

4 – КСД-А-1750; 5 – КСД-Б-1200; 6 – КСД-А-1200; 7 – КСД-900Т; 8 – КСД-800Т; сплошная линия – мягкие породы; пунктирная – средней твердости.

Рисунок 2.4 - Зависимость производительности щековых и конусных дробилок от величины выходной щели b

Для получения процентного содержания каждой фракции в продукте дробления сначала вычисляют отношение $d_{i,max}/b_1$. Затем по графику (рис. 2.5) определяют полные остатки на ситах и производят подсчет частных остатков для каждой фракции. Выход фракции находят по известной производительности и частному остатку в процентах. В табл. 2.3 приведены результаты расчета зернового состава щебня для рассматриваемого примера.

а)



а — щековых дробилок:
 1 — для твердых пород; 2 — то же, средней твердости; 3 — то же, мягких;
 б — конусных дробилок для пород средней твердости: 1 — дробилки крупного дробления (ККД); 2 — то же, среднего дробления (КСД); 3 — то же, мелкого дробления (КМД); (d/b — крупность в долях ширины разгрузочной щели)

б)

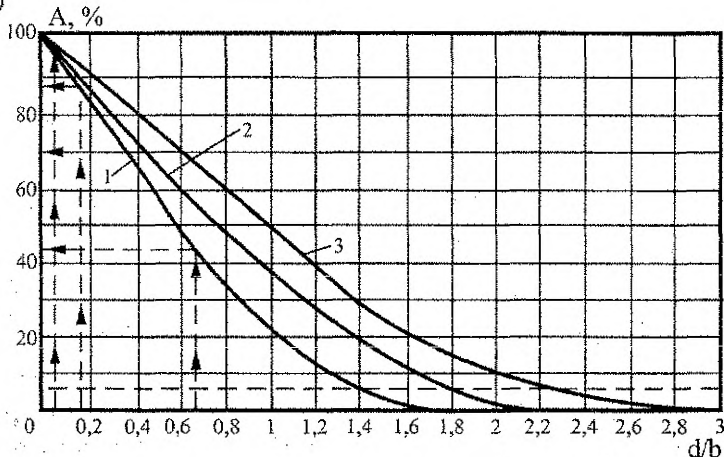


Рисунок 2.5 - Типовые характеристики крупности продуктов дробления

4. Подбор дробилок второй стадии дробления осуществляют аналогично, т. е. по крупности загружаемого сырья и требуемой производительности. При этом требуемую производительность определяют по формуле:

$$Q_2 = c_1 Q_1, \quad (2.3)$$

где Q_1 - производительность, рассчитанная по формуле (2.2); c_1 - доля продукта, требующего повторного дробления после первой стадии.

Так как максимальная крупность готового продукта не должна превышать 40 мм, то, как видно из данных табл. 2.3, $c_1 = 0,8$. Следовательно, требуемая производительность дробилок на второй стадии

$$Q_2 = 0,8 \cdot 274,3 = 219,4; \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Предельная крупность загружаемого камня в дробилку второй стадии будет равна максимальному размеру щебня, выходящего из дробилки первой стадии дробления:

$$D_{\text{max}}^1 = b_1 \varphi, \quad (2.4)$$

где b_1 - размер выходной щели дробилки первой стадии; φ - коэффициент, соответствующий пересечению кривой зернового состава с осью абсцисс на графике типовой характеристики рассматриваемой дробилки (рис. 2.5). В рассматриваемом примере он оказался равен 1,8, что при $b_1 = 200$ мм даст $D_{\text{max}}^1 = 360$ мм.

Таблица 2.3

Зерновой состав щебня, полученного в дробилке первой стадии

Фракции d_i , мм	$d_{i,\text{max}}/b_1$	Щековая дробилка ЩДП – 1500 × 2100		
		Полный остаток, %	Частный остаток, %	Выход фракции, м ³ /час
0...5	0,025	98,5	100-98,5=1,5	4,11
5...10	0,050	97,5	98,5-97,5=1,0	2,74
10...20	0,100	90,0	97,5-90,0=7,5	20,57
20...40	0,200	80,0	90,0-80,0=10,0	27,43
> 40	-	-	80	219,4

На второй стадии выбираем конусные дробилки среднего дробления КСД-2200Т и КСД-2200Гр, соответственно тонкого и грубого дробления, характеристики которых представлены в табл. 2.4. В обоих случаях, как видим, возникают затруднения по допустимой крупности загружаемого материала.

При затруднениях в подборе дробилок второй стадии дробления по допустимой крупности загружаемого материала в целях уменьшения φ разрешается точку пересечения кривой на типовой характеристике брать не с осью абсцисс, а с линией допустимого 5%-ного "негабарита" (горизонтальный пунктир на рис. 2.5). В этом случае в поступающем на дробление материале будет 5% зерен, имеющих размер больше подсчитанного по формуле (2.4). Тогда, как видно из рисунка, $\varphi = 1,5$, следовательно, размер загружаемого камня может быть уменьшен до $D_{\text{max}} = 300$ мм.

Таблица 2.4

Показатель	Единица измерения	Вариант	
		1	2
Марка		КСД-2200Т	КСД-2200Гр
Максимальный размер загружаемого камня	мм	250	300
Диапазон регулирования выходной щели	мм	15-30	30-60
Диапазон производительности	м ³ /ч	170-340	340-580
Мощность двигателя	кВт	225	225
Фактический коэффициент использования по времени		1,0	0,65
Условная биржевая цена	у. е.	1200	1200

Хотя коэффициент использования по времени дробилки КСД-2200Гр в лучшем случае (при производительности 340 м³/ч) может составить лишь $219,4/340 = 0,65$, выбираем ее из-за отсутствия других, более приемлемых, вариантов. Размер выходной щели, при котором обеспечивается требуемая расчетная производительность на второй стадии 219,4 м³/ч, как видно из рисунка 2.4, г, составляет $b_2 = 25$ мм.

Аналогично предыдущему рассчитываем зерновой состав продуктов после второй стадии дробления, пользуясь графиками типовых характеристик соответствующих машин (табл. 2.5).

Таблица 2.5

Зерновой состав щебня, полученного в дробилке второй стадии

Фракции d_i , мм	$d_{i,max}/D_2$	Конусная дробилка КСД-2200Гр		
		Полный остаток, %	Частный остаток, %	Выход фракции, м ³ /час
0...5	0,20	85,0	100-85=15	32,9
5...10	0,40	74,0	85-74=11	24,1
10...20	0,80	50,0	74-50=24	52,7
20...40	1,60	10,0	50-10=40	87,8
> 40	-	-	10	21,9

5. Требуемая производительность дробилки третьей стадии

$$Q_3 = c_2 Q_2 = 0,1 \cdot 219,4 = 21,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

При определении размера выходной щели дробилок третьей стадии (b_3) исходят из необходимости получения щебня с крупностью не выше заданной d_{max} . Тогда не потребуется четвертой стадии или повторного дробления в дробилках третьей стадии. Из соотношения $d_{max} = b \varphi$, подставляя вместо d_{max} наибольший размер готового продукта, можно определить требуемый размер щели. Он будет $b_3 = d_{max} / \varphi$, или $40/2,2 = 18$ мм.

Если производить щебень с допустимым 5 % - ным "негабаритом", то φ находится так, как описано выше.

Если по заданию наименьший размер зерен щебня $d_{min} = 3$ мм, то необходимо учитывать следующее обстоятельство. По стандарту в продукте дробления допускается не более 5 % зерен крупностью менее 3 мм (пыли). Для малых предприятий особенно важно, чтобы пыль (т. е. фракция менее 3 мм) отсутствовала в продуктах дробления или была минимальной. Поэтому, если по расчету содержание пыли в щебне превышает 5 %, то необходимо увеличить размер выходной щели. Для проверки такой возможности находят соответствующее значение $\varphi = 3/b_3$ и по графику (см. рис. 2.5) определяют полный остаток на сите 3 мм. Если он меньше 95%, то по линии пересечения ординаты, соответствующей 95...97% (т. е. меньше 5% частного остатка на сите 3 мм), находят требуемое соотношение d/b_3 , что при известном $d=3$ мм даст нужный размер выходной щели b_3 .

С учетом вышесказанного, максимальный размер загружаемого куска в дробилку третьей стадии будет равен максимальному размеру щебня, выходящего из дробилки второй стадии дробления:

$$D_{max}^2 = b_2 \varphi, \text{ или } D_{max}^2 = 25 \cdot 2,2 = 55 \text{ мм.}$$

По крупности загружаемого сырья и требуемой производительности на третьей стадии выбираем конусную дробилку мелкого дробления КМД-900, характеристики которой приведены в табл. 2.6.

Затем, аналогично рассмотренному на предыдущих стадиях, подсчитывают зерновой состав продуктов дробления третьей стадии. При этом особое внимание обращают на количество крупной фракции, содержание которой так же, как и мелкой (пыли), не

Таблица 2.6

Показатель	Единица измерения	Значения
Марка		КМД-900
Максимальный размер загружаемого камня	мм	60
Диапазон регулирования выходной щели	мм	5-15
Диапазон производительности	м ³ /ч	12-40
Мощность двигателя	кВт	55
Фактический коэффициент использования по времени		1,0

должно превышать 5%. Если этой фракции больше 5%, то ее надо повторно измельчить, т. е. принять работу дробилки в замкнутом цикле. Для организации работы дробилки в замкнутом цикле необходимо проверить достаточность ее производительности с учетом переработки "возврата" по формуле:

$$Q_3^i = Q_3 / (1 - q), \quad (2.5)$$

где Q_3 - первоначальная загрузка (требуемая производительность) дробилки на третьей стадии дробления, м³/ч; q - доля потока щебня, направляемого на повторное дробление.

После этих расчетов определяют зерновой состав продуктов дробления после третьей стадии (табл. 2.7).

Таблица 2.7

Зерновой состав щебня, полученного в дробилке третьей стадии

Фракции d_i , мм	$d_{i,max}/b_3$	Конусная дробилка КМД-900		
		Полный остаток, %	Частный остаток, %	Выход фракции, м ³ /час
0...5	0,28	85,0	100-85=15	3,3
5...10	0,56	70,0	85-70=15	3,3
10...20	1,11	45,0	70-45=25	5,5
20...40	2,22	5,0	45-5=40	8,8
> 40	-	-	5	1,1

Рассмотренная методика подбора и расчета режимов работы дробильного оборудования справедлива и для большего, по сравнению с рассмотренным в примере, числа стадий дробления. При этом замкнутый цикл, если он необходим, организуют обычно на последней стадии.

7. Производят подсчет суммарного зернового состава щебня, полученного на всех стадиях дробления, и проверяют его на соответствие требованиям ГОСТ. В отделении сортировки щебень из дробилок сходится в один поток, и его зерновой состав будет определяться суммой частных зерновых составов, полученных после каждой стадии дробления с учетом работы отдельных агрегатов в замкнутом цикле.

Поэтому для определения общего зернового состава нужно сложить частные остатки на соответствующих ситах, взятых из соответствующих столбцов таблиц с зерновыми составами щебня по всем стадиям дробления. Полученные результаты следует нанести на стандартный график (рис. 2.6) и определить соответствие фракционного состава готового продукта требованиям ГОСТа.

Так, для рассмотренного примера получим следующие результаты по суммарному зерновому составу щебня (табл. 2.8).

Таблица 2.8

Суммарный зерновой состав щебня

Показатель	Фракция 40...20	Фракция 20...10	Фракция 10...5	Фракция 5...0 (отходы)
Частный остаток м ³ /ч	124	78,8	30,1	40,3
Частный остаток %	124/274,3=0,45 45	78,8/274,3=0,29 29	30,1/274,3=0,11 11	40,3/274,3=0,15 15
Полный остаток %	45	74	85	100

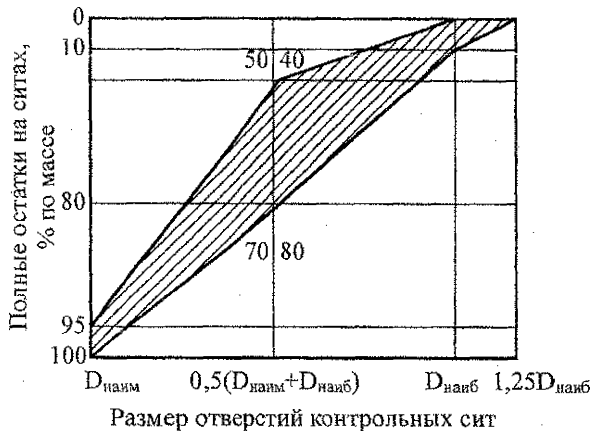


Рисунок 2.6 - Область стандартного зернового состава крупного заполнителя

На показанном рисунке на сите $0,5(D_{\text{наим}} + D_{\text{наиб}})$ полный остаток, согласно ГОСТу, должен составлять 40...80% - для одной фракции и 50...70% - для смеси фракций.

В случае выхода ломаной линии из заштрихованной области вправо, следует организовать дополнительную стадию дробления. При этом входная и выходная щели дробилки должны быть близки к размеру фракции, полученной от пересечения нижней ломаной линии стандартной области с фактическими данными. Подбор дробилки и зерновой состав определяются по вышеописанной методике. После этого вновь подсчитывают суммарный зерновой состав щебня. Подобную операцию повторяют до тех пор, пока линия фактических данных не попадет в стандартную (заштрихованную) область. Обычно это достигается при организации работы дополнительной дробилки в замкнутом цикле.

2.3.2. Поверочное (контрольное) грохочение

Так как в приведенном примере необходимо было отделить только одну фракцию размером более $d_{\text{max}}=40$ мм, то после дробилки нужно поставить один грохот. Имеются различные методики определения производительности грохотов, разработанные на основе опытных данных. Так, например, при сухой сортировке производительность виброгрохота можно рассчитать по формуле:

$$Q = q \cdot F \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot m, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.6)$$

где, в нашем случае, Q - количество материала, требующего повторного дробления, м³; q - удельная производительность (производительность 1 м² сита с соответствующими

размерами ячеек), $m^3/(ч \cdot m^2)$ (табл. 2.9); F - площадь грохочения (площадь сита), m^2 ; K_1 - коэффициент, учитывающий угол наклона сита (для горизонтального грохота $K_1=1$) (табл. 2.10); K_2 - коэффициент, зависящий от процентного содержания в исходном материале зерен, размер которых меньше ячейки сита, так называемого нижнего класса (табл. 2.11); K_3 - коэффициент, учитывающий содержание в нижнем классе зерен размером менее половины ячейки сита (табл. 2.12); m - коэффициент, учитывающий неравномерность питания и зернового состава материала, форму зерен и тип грохота (табл. 2.13).

Таблица 2.9

Значения удельной производительности q

Размер квадратного отверстия сита в свету, мм	5	7	10	14	16	18	20	25	35	37	40	42	60	70
$q, m^3/(ч \cdot m^2)$	12	16	23	32	37	40	43	46	56	60	62	64	80	82

Таблица 2.10

Значения коэффициента K_1

Угол наклона сита, град.	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	24
K_1	0,45	0,50	0,56	0,61	0,67	0,73	0,80	0,86	0,92	1,00	1,08	1,18	1,28	1,37	1,50

Таблица 2.11

Значения коэффициента K_2

Содержание в исходном материале зерен нижнего класса, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
K_2	0,58	0,66	0,76	0,84	0,92	1,0	1,08	1,17	1,25

Таблица 2.12

Значения коэффициента K_3

Содержание в нижнем классе зерен размером менее 1/2 ячейки сита, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
K_3	0,63	0,72	0,82	0,91	1,0	1,09	1,18	1,28	1,37

Таблица 2.13

Значения коэффициента m

Тип виброгрохота	Материал	
	гравий	щебень
Горизонтальный	0,80	0,65
Наклонный	0,60	0,50

Определив из формулы (2.6) площадь сита F , по соответствующим справочникам выбирают марку грохота.

2.3.3. Разработка окончательного варианта технологической схемы

На рис. 2.7 приведена упрощенная принципиальная схема трехстадийного процесса переработки горных пород для получения строительного щебня крупностью до 40 мм.

Технологический процесс получения щебня требуемой крупности осуществляется, согласно представленной схеме, следующим образом.

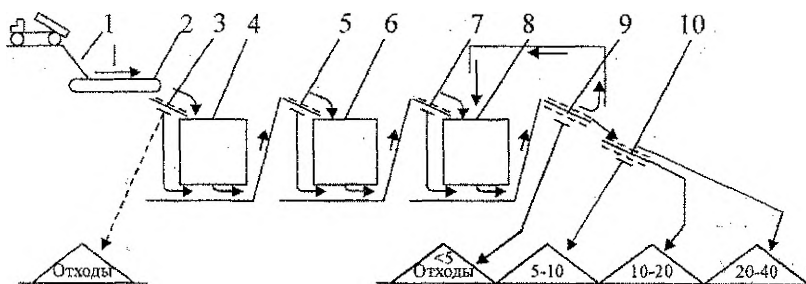


Рисунок 2.7 - Трехстадийная технологическая схема дробления (щебень фракцией 5...40 мм)

Исходная горная масса кусками крупностью до 1200 мм поступает в бункер 1 и питателем 2 подается на предварительное сортирование на тяжелых колосниковых грохотах 3. При предварительном сортировании из исходной горной массы отбирается материал, не требующий дробления в машинах стадии крупного дробления. В зависимости от степени загрязнения нижний продукт, т. е. прошедший через колосники, может быть направлен на дальнейшее дробление или исключен из процесса переработки (направлен в отход). Верхний продукт поступает в дробилку 4 крупного дробления, где размер отдельных кусков уменьшается до 125-250 мм – крупности, обеспечивающей нормальную работу дробилки последующей стадии.

Нижний продукт после предварительного сортирования и материал, прошедший стадию крупного дробления, подают на грохот 5 для промежуточного сортирования, назначение которого – исключить из потока материала продукт, не требующий переработки в машине 6 стадии среднего дробления. Благодаря этому снижается нагрузка на дробилку среднего дробления и уменьшается переизмельчение материала. На этой стадии происходит дальнейшее уменьшение размеров кусков породы (до 40 – 100 мм). В зависимости от требуемой крупности, производительности и вида породы на этой стадии дробления устанавливают одну или параллельно несколько дробилок среднего дробления.

Нижний продукт первого грохота 5 для промежуточного сортирования и продукт, прошедший дробилку 6 стадии среднего дробления, поступают на второй грохот 7 для промежуточного сортирования. Дробилки 8 мелкого дробления, установленные на третьей стадии, перерабатывают материал, полученный на предыдущих стадиях, до товарного размера (в данном случае до 40 мм).

После дробилок стадии мелкого дробления материал поступает на грохот 9 поверочного (контрольного) грохочения. На грохоте верхнее сито устанавливают на фракцию готового продукта максимального размера. С этого сита верхний продукт, т. е. зерна породы крупнее максимально заданного размера (больше 40 мм), возвращаются в дробилки третьей стадии на повторное дробление. Этим осуществляется замкнутый цикл дробления. При замкнутом цикле на 25-30 % повышается производительность дробилок последней стадии, так как допускается их работа с более широкими выходными щелями. Кроме того, замкнутый цикл позволяет более точно выдерживать требования по допустимой крупности готового продукта.

Средний продукт с грохота 9 для окончательного сортирования направляется на грохот 10, на котором полученный материал разделяется на товарные фракции, в данном случае 5-10; 10-20; 20-40 мм. С этих грохотов материал поступает на склады готовой продукции, откуда отгружается потребителю.

Подобную схему следует составить для лучшего варианта, рассчитанного в предыдущих разделах с указанием конкретных масс материала, поступающих на каждый передел, марок принятых дробилок и суммарного количества отходов.

3. РАСЧЕТ ПРОЦЕССОВ ПОМОЛА И ОСАЖДЕНИЯ

3.1. РАСЧЕТ ПРОЦЕССА ПОМОЛА

Помол является важнейшим технологическим процессом при производстве минеральных вяжущих веществ, строительных материалов на основе глинистого сырья, при производстве ячеистых бетонов и других помольных технологий.

В качестве помольных установок для получения тонкодисперсных порошков в промышленности строительных материалов чаще всего используют барабанные, среднеходовые, ударные, вибрационные и струйные мельницы. Исходными данными для технологических расчетов их являются заданная производительность, характеристика исходного материала и требуемая тонкость помола. Последняя задается либо удельной поверхностью s (см²/г), либо процентным остатком на сите 008.

При многотоннажном производстве для получения тонкодисперсного продукта чаще всего используют барабанные мельницы непрерывного действия. В зависимости от отношения длины барабана L к его диаметру D они подразделяются на шаровые (L/D до двух) и трубные ($L/D = 3 \dots 6$). Производительность этих мельниц и удельный расход электроэнергии при помоле зависят от физико-механических свойств размалываемого сырья, размера загружаемых кусков, заданной степени измельчения, способа питания мельницы, удельной массы и соотношения размеров мелющих тел, объема, диаметра и числа оборотов мельницы.

Расчетная производительность мельницы может быть подсчитана по формуле:

$$Q = 6,45 \cdot V \cdot \sqrt{D} \cdot \left(\frac{m}{V}\right)^{0,8} \cdot q \cdot k_n \cdot k_m, \quad (3.1)$$

где V – полезный (рабочий) объем барабана мельницы, м³; D – внутренний диаметр барабана, м; m – масса мелющих тел, т; q – удельная производительность мельницы, т/(кВт·ч) (табл. 3.1); k_n – поправочный коэффициент на тонкость помола (табл. 3.2); k_m – коэффициент использования мощности ($k_m = 0,9$).

Таблица 3.1

Удельная производительность мельниц q в т/(кВт·ч) полезной мощности

Материал	Способ помола	
	мокрый	Сухой
Клинкер вращающихся печей	—	0.036 ... 0.044
Гранулированный доменный шлак	—	0.036 ... 0.040
Песок кварцевый	—	0.024 ... 0.028
Трепел, олока	—	0.05 ... 0.06
Смесь известняка и глины с сопротивлением размолу:		
Высоким	0.05 ... 0.07	0.05 ... 0.06
Средним	0.07 ... 0.09	0.07 ... 0.08
Низким	0.10 ... 0.15	0.08 ... 0.10

Таблица 3.2

Значения коэффициента k_n

Остаток на сите № 008	2	3	4	5	6	7	8	10	12	14	16	18	20
k_n	0.60	0.65	0.71	0.77	0.82	0.86	0.91	1.00	1.09	1.17	1.25	1.34	1.42

Масса мелющих тел

$$m = V \cdot \varphi \cdot \rho_n, \quad (3.2)$$

где φ - коэффициент заполнения объема мельницы мелющими телами (для цементных мельниц $\varphi = 0,26 \dots 0,32$); ρ_n - насыпная плотность мелющих тел, т/м³.

При небольших объемах производства, особенно при производстве огнеупорной и технической керамики, используют помольные машины периодического действия. Это обусловлено рядом обстоятельств.

1. Высокие степени измельчения легче могут быть достигнуты в периодических машинах за счет соответствующего регулирования длительности помола.

2. В шаровых мельницах периодического действия проще решить задачу сохранения чистоты материала при его помоле для огнеупорной и тонкой керамики путем использования для барабана керамической футеровки и керамических мелющих тел соответствующего состава.

Непрерывно действующие промышленные установки выполняются целиком из металла и для решения подобных задач не могут быть использованы, так как трудно избежать попадания в размалываемый материал металла, образующегося вследствие истирания мелющих тел, бандажей, решеток.

Перспективны струйные мельницы, которые в последнее время стали все больше использоваться в промышленных масштабах.

Итак, технологические требования к подбору дробильно-помольного оборудования для различных видов производства строительных материалов при обеспечении требуемой производительности по готовому продукту следующие:

1. Аппараты для измельчения исходных материалов должны, как правило, компоноваться совместно с классификационными установками и обеспечивать получение материала требуемой крупности и заданного зернового состава.

2. Схема компоновки этих агрегатов должна быть преимущественно "гибкой", обеспечивающей возможность варьирования как крупности исходного, так и готового продуктов.

3. Материал в процессе измельчения не должен загрязняться посторонними примесями, снижающими качество готового продукта на последующих стадиях технологической обработки.

4. При выборе типа измельчителя, учитывая крупнотоннажность процессов измельчения в промышленности строительных материалов, необходимо учитывать как стоимость отдельных агрегатов, так и, главное, энергозатраты на процессы измельчения.

Эта стадия (помол) технологического процесса очень энергоемка, поэтому наряду с технологическими требованиями к готовому продукту (удельная поверхность выходного продукта $S_{вых}$, см²/г; наибольшая крупность его $d_{вых}$, см; в некоторых случаях зерновой состав выходящих материалов $\Gamma_{вых}$) при организации процесса должны учитываться и технико-экономические показатели, такие как удельный расход энергии ($E_{уд}$, кВт.ч/т) и требуемая производительность установки по готовой продукции (Q , т), удовлетворяющие всем перечисленным выше технологическим требованиям.

Химическую активацию поверхности (A) в результате механического воздействия можно оценить лишь на последующих стадиях технологии. Поэтому, когда рассматривают только помол, обычно этот выходной параметр не учитывают.

При оптимизации процесса помола критерием оптимизации обычно в таких случаях принимается $E_{уд} \rightarrow \min$, считая остальные выходы ограничениями, т. е. условиями, которые необходимо соблюдать независимо от их влияния на величину критерия оптимизации [1]. При этом $d_{вых}$ регламентируется не только по максимальному размеру выходящего продукта, но и по количественному содержанию мелких фракций, которые обычно характеризуются остатком на сите определенного размера.

При локальной оптимизации, например, только по технологическим критериям, за критерий оптимизации обычно принимают $S_{\text{вых}}$ или остаток на сите определенного размера (косвенно характеризующий $d_{\text{вых}}$).

Как известно, входные параметры определяются тремя группами факторов: свойствами измельчаемого продукта ($K, \rho_0, S_{\text{вх}}, \Pi$), типом (конструкцией) помольного агрегата (T_a) и параметрами его работы (T_n).

Здесь K – коэффициент размолоспособности материала; ρ_0 (ρ_n) – плотность (насыпная плотность) исходного продукта, кг/м^3 ; $S_{\text{вх}}$ – удельная поверхность исходного материала, $\text{см}^2/\text{г}$; Π – пустотность измельчаемого материала, %; T_n – расчетные параметры работы агрегата, зависящие от его типа, которые могут определяться, например, скоростью вращения барабана (для барабанных мельниц), амплитудой и частотой колебаний (для вибромельниц), скоростью вращения ротора (для мельниц ударного типа), величиной загрузки мелющими телами и материалом и т. п.

С учетом сказанного, принципиальная структурная блок-схема процесса помола может быть представлена в следующем виде.

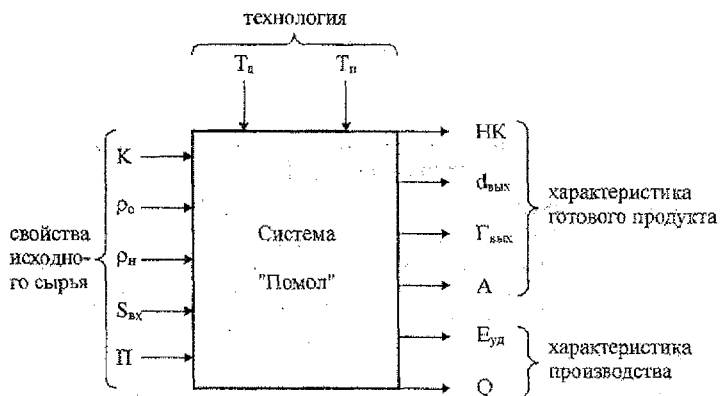


Рисунок 3.1 – Структурная блок-схема системы "Помол"

При выполнении конкретной курсовой работы блок-схему необходимо конкретизировать: указать тип принятого агрегата (шаровая, трубная, вибрационная мельницы и т. п.), режим его работы (вид и количество мелющих тел, степень загрузки мелющими телами и измельчаемым продуктом, скорость вращения барабана или амплитуда и частота колебаний и т. п.), привести входные и выходные параметры в соответствии с полученным заданием.

Рассмотрим в качестве примера расчет барабанных мельниц, нашедших наиболее широкое распространение в промышленности стройматериалов.

В барабанных мельницах материал измельчается внутри полого вращающегося барабана, в котором помещены мелющие тела (шары, стержни). При вращении барабана мелющие тела и материал движутся по круговой траектории, а затем, отрываясь от стенки, падают по параболе или скатываются по образующей. Помол осуществляется в результате истирания при относительном перемещении шаров и частиц материала, а также ударов шаров по материалу при падении их с некоторой высоты.

Барабанные мельницы классифицируют по режиму работы на мельницы периодического (рис. 3.2,а) и непрерывного действия (рис. 3.2,б,в,г,д); по способу помола – сухой

и мокрый; по способу разгрузки - загрузка и разгрузка через люк (рис. 3.2,а), загрузка и разгрузка через пустотелые цапфы (рис. 3.2,б, д), загрузка через цапфу и разгрузка через стенки барабана (рис. 3.2,в).

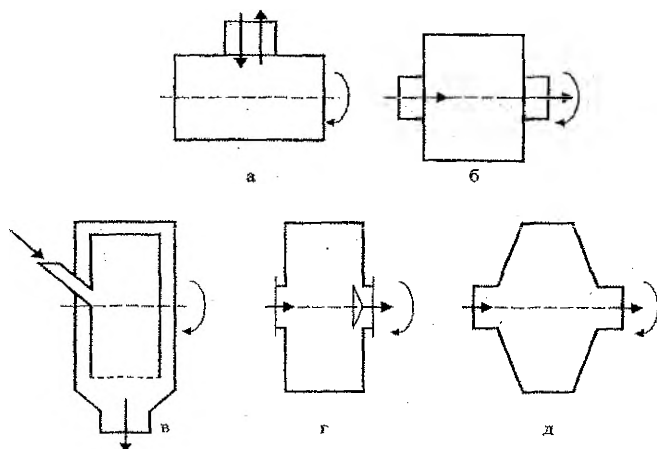


Рисунок 3.2 - Схемы барабанных мельниц: а - периодического действия; б...д - непрерывного действия

Мельницы могут работать в открытом и замкнутом цикле. В последнем случае выведенный из мельницы материал подвергается сепарации (сортировке), и крупные частицы возвращаются на домол. При этой схеме работы материал, измельченный до частиц требуемого размера, непрерывно удаляется из мельницы, что позволяет повысить производительность помольного агрегата на 25...50% за счет своевременного удаления готового продукта и снизить удельные затраты энергии на 10...20%, причем тем больше, чем выше тонкость помола.

В зависимости от отношения длины барабана L к его диаметру D мельницы подразделяются на шаровые (L/D до 2) и трубные ($L/D = 3...6$).

Трубные мельницы широко применяются для помола клинкера в цементной промышленности и при производстве извести. Они предназначены как для мокрого, так и для сухого помола и могут работать либо в открытом, либо в замкнутом цикле. За редким исключением мокрый помол применяют для измельчения сырья, не вступающего в химические реакции с водой. Мокрый помол характеризуется меньшими удельными энергозатратами по сравнению с сухим.

В качестве примера рассмотрим принцип расчета основных параметров процесса помола в шаровой мельнице. Перед выполнением расчета необходимо установить выходные параметры готового продукта. Если их нет в задании, то они определяются либо по соответствующим нормативным документам (ГОСТам, ТУ), либо по указанию преподавателя.

Расчет состоит из двух разделов: 1 - расчета основных параметров мельницы - объема и внутреннего диаметра барабана мельницы, размеров и массы мелющих тел, массы размалываемого материала, определения числа оборотов мельницы и мощности ее привода; 2 - расчета процесса осаждения продуктов помола - подбора (с последующей проверкой) или расчета пылеосадительных устройств. Ниже приводятся основные принципы расчета.

3.1.1. Расчет параметров шаровой (трубной) мельницы

Параметры шаровых мельниц зависят от многих факторов, учесть которые с помощью теоретически обоснованных формул очень сложно. Поэтому многие параметры мельниц рассчитывают с помощью эмпирических формул.

Внутренний (рабочий) объем барабана определяется по требуемой производительности:

$$V_b = \frac{Q}{q_{yd} \cdot k_p \cdot \eta \cdot k}, \text{ м}^3, \quad (3.3)$$

где Q - заданная производительность по конечному продукту, т/ч ; q_{yd} - удельный съем материала, $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$.

Величина удельного съема материала при размоле в трубных мельницах открытого цикла колеблется в пределах $0,35 \dots 0,45 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$; для мельниц, работающих по замкнутому циклу, эта величина изменяется в пределах $0,52 \dots 0,58 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. Большее значение q_{yd} относится к мельницам большего размера.

k_p - коэффициент размолоспособности материала (безразмерная величина), характеризует отношение удельной производительности разных видов материала к удельной производительности установки по эталонному материалу (цементному клинкеру), k_p которого принимают за единицу (приложение 3, таб. П.3.1);

η - коэффициент относительной эффективности помола, зависящий от конструкции мельницы и схемы ее работы: для двухкамерной мельницы принимается равным $0,9$; для многокамерной мельницы - $1,0$; для работающих в замкнутом цикле с сепаратором - $1,2 \dots 1,3$; для работающих по мокрому способу - $1,2 \dots 1,5$, причем большее значение принимается в случае применения поверхностно - активных веществ (ПАВ) или электролитов (табл. 3.3);

k - поправочный коэффициент на тонкость помола (в долях единицы), принимается равным 1 для тонкости помола, соответствующей 10% остатка на сите № 008. Для более тонкого помола коэффициент k принимают меньше 1 , для более грубого - больше 1 (приложение 3, табл. П.3.2).

Таблица 3.3

Рекомендации по использованию ПАВ и электролитов

Сырье	Тип ПАВ
Кварц	$Al_2O_3, NaCl, MgCl_2$ Мыло нафтенное
Известняк, доломит	Щелочные электролиты
Глина и глинистые породы	$NaCl$

Поскольку $V_b = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot L$, то, задавая значением $n = \frac{L}{D}$ (для однокамерной шаровой мельницы $n = 1,5 \dots 2,0$; для трубных - $3 \dots 6$, где большее значение задается для мельницы большей производительности), получим:

$$V_b = \frac{\pi}{4} \cdot n \cdot D^3 \quad (3.4)$$

Тогда

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V_b}{\pi \cdot n}}, \quad (3.5)$$

где V_b - объем барабана, м^3 , определяемый по формуле (3.3).

Ориентировочно размер мелющих тел определяют по эмпирической формуле:

$$d = 28 \cdot \sqrt[3]{d_{\max}}, \text{ мм}, \quad (3.6)$$

где d - максимальный диаметр шара, мм; d_{\max} - наибольший размер кусков материала, мм. Рассчитанный диаметр должен составлять не более $D/18 \dots D/24$, шары диаметром меньше 65 мм применяются редко.

Масса мелющих тел, загружаемых в мельницу, определяется по формуле:

$$m_1 = V_b \cdot \varphi \cdot \rho_H \cdot \tau, \quad (3.7)$$

где φ - коэффициент заполнения объема мельницы мелющими телами, обычно принимаемый равным 0,3...0,35; ρ_H - насыпная плотность мелющих тел, для металлических мелющих тел принимаемая в пределах 4,3...6,7 т/м³.

Масса измельчаемого (размалываемого) материала определяется по формуле:

$$m_2 = V_b \cdot \Pi \cdot \rho_n^* \cdot \varphi \cdot \tau, \quad (3.8)$$

где V_b - объем барабана мельницы, м³; Π - пустотность мелющих тел (находится обычно в пределах 0,3...0,45); ρ_n^* - насыпная плотность размалываемого материала, т/м³; φ - коэффициент загрузки мельницы ($\varphi = 0,3 \dots 0,35$).

Оптимальная угловая скорость барабана:

$$\omega = \frac{2,38}{\sqrt{R}}, \text{ рад/с}, \quad (3.9)$$

а соответствующая частота вращения:

$$n = \frac{32}{\sqrt{D}}, \text{ мин}^{-1}, \quad (3.9, a)$$

где R - радиус барабана, м; D - внутренний диаметр барабана, м.

Мощность электродвигателя мельницы определяется по эмпирической формуле:

$$N = \frac{0,39 \cdot m \cdot R \cdot \omega \cdot g}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт}, \quad (3.10)$$

где $m = (m_1 + m_2)$ - общая масса загрузки (мелющих тел и измельчаемого материала) мельницы в кг (при подстановке массы загрузки в тоннах, в знаменателе формулы (3.10) коэффициент 1000 отсутствует); η - к.п.д. привода ($\eta = 0,9 \dots 0,94$); g - ускорение свободного падения (9,81 м/с²).

3.2. РАСЧЕТ ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ И ОСАЖДЕНИЯ ПРОДУКТОВ ПОМОЛА

Разделение и осаждение продуктов помола производится системой аппаратов, последовательно связанных между собой в технологическую цепочку и предназначенных для осаждения продуктов помола различной крупности.

Обычно эта цепочка состоит из следующих агрегатов: сепаратора, циклона (чаще батарейного циклона), рукавного фильтра, электрофильтра. В таблице 3.4 приведены основные показатели этих устройств.

Таблица 3.4

Усредненные показатели оборудования

Наименование оборудования	Максимальное содержание пыли в воздухе, кг/м ³	Размеры улавливаемых частиц, мкм	Степень очистки, %
Сепараторы	-	50...100	50...60
Циклоны	0,4	10	70...95
Батарейные циклоны	0,1	10	85...90
Рукавные фильтры	0,02	1	98...99
Электрофильтры	0,01...0,05	0,005	99

Основными технологическими агрегатами для разделения и осаждения продуктов помола являются сепараторы и циклоны.

Расчет воздушных сепараторов производится в основном по эмпирическим зависимостям. Для расчета батарейного циклона необходимо знать параметры газовой смеси (концентрацию твердых частиц, их размеры и количество протекающего через циклон газа), выходящей из сепаратора. Эти показатели определяются студентом по согласованию с преподавателем.

3.2.1. Расчет разделяющих и осаждающих агрегатов.

Расчет разделяющих и осаждающих агрегатов производится различными методами. Рассмотрим некоторые из них.

Как известно, скорость витания частицы (т. е. постоянная скорость *восходящего* потока воздуха, при которой твердая частица будет находиться в равновесии), определяется по формуле:

$$v_{\text{вм}} = \sqrt{\frac{4 \cdot g \cdot d \cdot (\rho_{\text{тв}} - \rho_{\text{ж}})}{3 \cdot \rho_{\text{ж}} \cdot c}}, \quad (3.11)$$

где d - диаметр осаждаемой частицы, м; $\rho_{\text{тв}}$ - плотность материала частицы; $\rho_{\text{ж}}$ - плотность газа (среды) (для воздуха при $t = 20^\circ\text{C}$ - $\rho_{\text{ж}} = 1,2 \text{ кг/м}^3$); c - коэффициент сопротивления давления (сопротивления формы) - безразмерная величина.

При свободном осаждении твердой тяжелой частицы в вязкой жидкости (например, в воде) участок стабилизации скорости относительно мал, поэтому основной участок частица проходит равномерно с постоянной скоростью - скоростью равномерного свободного осаждения (всплывания) твердого тела в жидкости, называемой *гидравлической крупностью*.

Уравнение (3.11) при известном " c " позволяет определить гидравлическую крупность или скорость витания в зависимости от конкретных условий решаемой задачи. Недостатком этого уравнения является неопределенность коэффициента лобового сопротивления " c ", зависящего, как известно, от числа Рейнольдса, которое, в свою очередь, вычисляется по скорости осаждения или всплывания.

Только в ламинарной области (области действия закона Стокса, при $Re \leq 2$), где коэффициент сопротивления $c = 24/Re$, и учитывая, что:

$$Re = \frac{v \cdot d \cdot \rho_{\text{ж}}}{\mu}$$

где μ - динамическая вязкость среды (для воздуха $\mu = 1,82 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$); уравнение (3.11) приобретает вид:

$$v_{\text{вм}} = \frac{1}{18} \cdot \frac{g \cdot d^2 \cdot (\rho_{\text{тв}} - \rho_{\text{ж}})}{\mu}. \quad (3.11, a)$$

За пределами закона Стокса уравнение (3.11) обычно решается подбором или графически. Чаще, однако, скорость осаждения в любом режиме определяют с использованием критерия Архимеда. В соответствии с внешней задачей гидродинамики определение скорости осаждения в любом режиме с использованием критерия Архимеда сводится к следующему.

1. Критерий Архимеда определяют по формуле:

$$A_r = \frac{g \cdot d^3 \cdot (\rho_{\text{тв}} - \rho_{\text{ж}})}{\nu^2 \cdot \rho_{\text{ж}}}, \quad (3.12)$$

где d - диаметр осаждаемой частицы, м; $\rho_{\text{тв}}$ - плотность материала частицы, кг/м^3 ; ν - кинематическая вязкость газа (для воздуха $\nu = 1,57 \cdot 10^{-6}$), $\text{м}^2/\text{с}$; g - ускорение сво-

бодного падения, m/c^2 .

- По A_r находят критерий Рейнольдса (Re) и коэффициент сопротивления среды ' c '. Соотношения между A_r и Re и связь между ' c ' и Re зависят от режимов осаждения:
при $A_r < 36$ $Re = A_r/18$ - ламинарный режим осаждения;
при $36 \leq A_r \leq 83000$ $Re = 0,152 \cdot A_r^{0,715}$ - промежуточный режим осаждения;
при $A_r > 83000$ $Re = 1,74 \cdot A_r^{0,5}$ - турбулентный режим осаждения.

Для шарообразных частиц соотношение между ' c ' и Re равно следующим значениям:
при $Re \leq 2$ $c = 24/Re$ - для ламинарного режима;
при $2 \leq Re \leq 500$ $c = 18,5/(Re^{0,6})$ - для промежуточного режима;
при $500 < Re < 150000$ $c = 0,44$ - для турбулентного режима.

3.2.1.1. Расчет процесса сепарации

Сепарация - процесс разделения порошкообразных материалов по крупности, основанный на различии в скоростях падения частиц разного размера и плотности в восходящем потоке воздуха (газа).

Воздушной сепарации подвергают сухие порошкообразные материалы крупностью менее 1 мм, когда использование вибрационных грохотов нерационально из-за малой производительности и быстрого износа тонких сит. В промышленности строительных материалов воздушная сепарация широко применяется при помоле цемента, гипса, извести, сухой глины.

Применение в качестве несущего агента горячего воздуха или дымовых газов позволяет совместить процессы помола и сушки в одном агрегате (например, аэробильные мельницы при производстве гипса).

Преимущественное распространение в промышленности строительных материалов получили проходные и циркуляционные сепараторы. В проходном сепараторе (рис. 3.3, а) воздушный поток проходит по направляющим лопастям во внутренний конус, где из него выпадают мелкие частицы в результате действия центробежных сил. Крупные и мелкие частицы отводятся из сепаратора по соответствующим патрубкам. Граница разделения регулируется с помощью дроссельной заслонки, установленной на питающем патрубке, либо изменением угла установки лопастей. Недостатком такого сепаратора является повышенный расход сжатого воздуха.

Циркуляционные сепараторы с разбрасывающим диском и крыльчаткой (рис. 3.3, б) более компактны и экономичны, так как в них в один агрегат объединены устройство, создающее избыточное давление воздуха (вентилятор), сепарирующие и осадительное устройства.

Воздушные сепараторы имеют следующие параметры: диаметр 3...6,5 м; производительность 15...170 т/ч по цементу; частоту вращения ротора 0,15...4 с⁻¹; расход газа 95...365 · 10³ м³/ч; мощность электродвигателей 9...380 кВт.

Строгой методики расчета воздушных сепараторов не имеется. Поэтому их расчет производится в основном по эмпирическим зависимостям, например, в такой последовательности.

На первой стадии расчета после выбора типа сепаратора (проходной или циркуляционный) по заданной производительности определяют необходимый расход газа:

$$Q = \frac{P}{\rho_c} \cdot m^3/ч, \quad (3.13)$$

где P - производительность по мелкому продукту, кг/ч; ρ_c - объемная плотность (концентрация) среды, кг/м³ ($\rho_c = 0,25 \dots 0,35$).

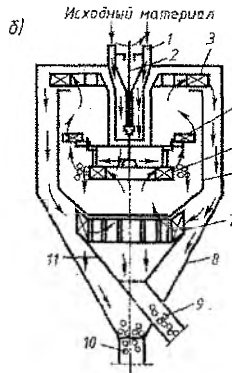
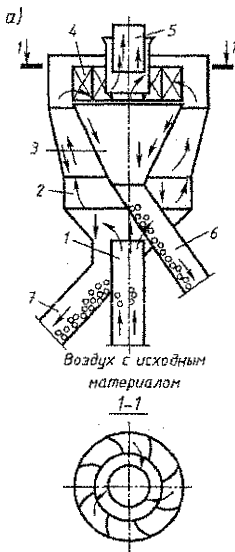
Далее по расходу газа находят требуемый объем сепаратора:

$$V = \frac{Q}{k} \cdot m^3, \quad (3.14)$$

где k - степень использования объема сепаратора, м³/(м³/ч), $k = 2000 \dots 3500$.

Затем определяют диаметр сепаратора:

$$D = 1,3 \cdot \sqrt[3]{V}, \text{ м.} \quad (3.15)$$



Полученные результаты являются основанием для выбора по справочной литературе конкретной марки сепаратора.

(а) – проходной сепаратор: 1 – входной патрубок; 2 – внешний корпус; 3 – внутренний корпус; 4 – направляющие лопатки; 5 – выходной патрубок; 6, 7 – разгрузочные патрубки соответственно мелкой и крупной фракции; (б) – циркуляционный сепаратор: 1 – входной патрубок; 2 – вал; 3 – вентилятор; 4 – крыльчатка; 5 – диск; 6 – внутренний корпус; 7 – жалюзи; 8 – внешний корпус; 9, 10 – выгрузочные патрубки соответственной крупной и мелкой фракции; 11 – воронка

Рисунок 3.3 – Принципиальные схемы проходного и циркуляционного сепаратора

3.2.1.2. Осаждение под действием центробежной силы (циклоны)

Расчет циклонов производится в зависимости от требуемого количества осаждаемого материала в единицу времени, которая определяется производительностью предыдущего технологического процесса: производительностью помольного оборудования, пневмотранспорта, сепаратора и т.д.

Основные размеры циклона (рис. 3.4) определяются обычно в зависимости от его диаметра D . Для распространенных циклонов НИИОГАЗ (Научно-исследовательский институт по промышленной и санитарной очистке газа) эти размеры (в долях D) даны в таблице 3.5.

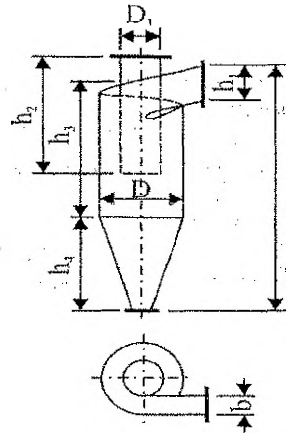


Рисунок 3.4 – Одиночный циклон конструкции НИИОГАЗ

Таблица 3.5

Циклоны разработки НИИОГАЗ

Характеристика циклона	Тип циклона		
	ЦН-24	ЦН-15	ЦН-11
Диаметр выходной трубы D_1	0,6	0,6	0,6
Ширина входного патрубка b	0,26	0,26	0,26
Высота входного патрубка h_1	1,11	0,66	0,48
Высота выходной трубы h_2	2,11	1,74	1,56
Высота цилиндрической части h_3	2,11	2,26	2,08
Высота конической части h_4	1,75	2,0	2,0
Общая высота циклона H	4,26	4,56	4,38
Коэффициент сопротивления ζ	60	160	250

Отличительной особенностью циклонов НИИОГАЗ является наклонный патрубок для поступающего газа. Широко применяются три типа этих циклонов:

1) с углом 24° (ЦН-24); этот тип обеспечивает повышенную производительность при наименьшем гидравлическом сопротивлении; предназначен для улавливания крупной пыли;

2) с углом 15° (ЦН-15); этот тип обеспечивает хорошую степень улавливания при сравнительно небольшом гидравлическом сопротивлении;

3) с углом 11° (ЦН-11); этот тип обеспечивает повышенную эффективность и рекомендуется в качестве унифицированного пылеуловителя.

Диаметр циклона D определяют по условной скорости газа w_u , отнесенной к полному поперечному сечению цилиндрической части циклона:

$$D = \sqrt{\frac{V}{0,785w_u}}, \quad (3.16)$$

где V – объемный расход газа, проходящего через циклон, $\text{м}^3/\text{с}$.

Скорость w_u определяется по формуле (3.17). При этом предварительно задаются отношением $\Delta p/\rho$, где Δp – гидравлическое сопротивление циклона, ρ – плотность газа. Рекомендуется принимать значения w_u равными 2,5...4 м/с.

Гидравлическое сопротивление Δp (в Па) циклона рассчитывают по уравнению:

$$\Delta p = \zeta \frac{w_u^2 \rho}{2}, \quad (3.17)$$

где ζ – коэффициент сопротивления циклона, безразмерный; ρ – плотность газа, проходящего через циклон, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Степень улавливания пыли η в циклоне зависит, помимо свойств пыли, от диаметра циклона, а также от скорости газа w_u , т. е. от отношения $\Delta p/\rho$ в соответствии с формулой (3.17).

На рис. 3.5 показана зависимость степени улавливания η от диаметра циклона D при различных диаметрах частиц пыли d . График составлен для пыли с плотностью $2300 \text{ кг}/\text{м}^3$ при $\Delta p/\rho = 740 \text{ м}^2/\text{с}^2$.

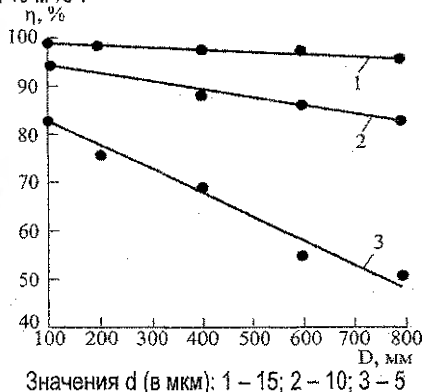


Рисунок 3.5 – Степень улавливания пыли в циклоне ЦН-15

Проверка циклона проводится на минимальный диаметр улавливаемых частиц по формуле:

$$d_{\min} = \sqrt[3]{\frac{3,6 \cdot \mu^2 \cdot R_{\text{ц}}}{(\rho_{\text{тв}} - \rho_{\text{ж}}) \cdot \omega_{\text{окр}}^2}}, \text{ м}, \quad (3.18)$$

где $R_{\text{ц}}$ - внутренний радиус циклона, м; $\omega_{\text{окр}}$ - окружная скорость в циклоне, принимаемая равной 12...14 м/с; μ - коэффициент динамической вязкости среды, равный $1,82 \cdot 10^{-5}$ Па·с; $\rho_{\text{тв}}$ - плотность переносимого газом материала, кг/м³ (кварцит - 2500...2800, известняк плотный - 2500...2800, портландцемент - 2600...3200, гипс - 1800...2000); $\rho_{\text{ж}}$ - плотность воздуха, равная 1,2 кг/м³.

Размер осаждаемых частиц должен быть больше d_{\min} . Если это так, то расчет сделан правильно.

3.2.1.3. Примеры расчетов одиночных и батарейных циклонов конструкции НИИОГАЗ

Циклоны конструкции НИИОГАЗ имеют диаметр от 40 до 800 мм. Они пригодны для очистки газов с содержанием пыли не более 400 г/м³ и при температуре до 400 °С.

Газоочистительные установки, состоящие из циклонов конструкции НИИОГАЗ, применяются для улавливания пыли из газов при нагрузках по запыленному газу от 20 до 50 000 м³/ч.

Пример 1. Выбрать циклон для очистки от пыли отходящих газов барабанной сушилки, если расход газов $V=6500$ м³/ч; плотность газов $\rho=0,96$ кг/м³.

Решение. Принимаем к установке циклон конструкции НИИОГАЗ типа ЦН-15. Для циклонов этого типа рекомендуются следующие оптимальные соотношения перепада давления Δp (в Па) к плотности газа ρ (в кг/м³):

$$\Delta p/\rho = 550 \dots 750.$$

Принимаем $\Delta p/\rho = 700$. Коэффициент сопротивления циклона $\zeta=105$. Определяем диаметр циклона, приравнявая два выражения для скорости газа в корпусе циклона:

$$v_{\text{сп}} = \frac{V}{3600 \cdot \pi \cdot D^2 / 4} = \sqrt{\frac{\rho \cdot \Delta p}{\rho \cdot \zeta}}$$

Отсюда $D = 0,79$ м. Устанавливаем циклоны $D = 0,80$ м.

Фиктивная скорость газа в циклоне

$$v_{\text{сп}} = \frac{4 \cdot 6500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,8^2} = 3,6 \text{ м/с}.$$

Определяем гидравлическое сопротивление циклона

$$\Delta p = \frac{\zeta \cdot v_{\text{сп}}^2 \cdot \rho}{2} = \frac{105 \cdot 3,6^2 \cdot 0,96}{2} = 653 \text{ Па}.$$

Пример 2. Рассчитать батарейный циклон для улавливания пыли из газа, количество которого $Q = 4,17$ м³/с, плотность газа $\rho=0,8$ кг/м³.

Решение. Выбираем батарейный циклон с элементами диаметром $D = 150$ мм (завихряющее устройство – винт), коэффициент сопротивления элемента $\zeta = 90$.

Принимаем отношение перепада давления в циклоне к плотности газа $\Delta p/\rho = 650$ (для эффективной работы циклона это отношение должно быть в пределах 550...750).

Рассчитываем производительность одного элемента по запыленному газу:

$$Q_{\text{эл}} = (\pi \cdot D^2 / 4) \cdot v_{\text{сп}} = \frac{\pi \cdot D^3}{4} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta p}{\rho \cdot \zeta}} = 1,11 \cdot D^3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta p}{\rho \cdot \zeta}}$$

Требуемое количество элементов циклона составляет

$$n_{\text{эл.}} = Q/Q_{\text{эл.}} = Q/(1,11 \cdot D^2) \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot \zeta}{\Delta p}} = 4,17/(1,11 \cdot 0,15^2) \cdot \sqrt{\frac{90}{650}} = 62,3.$$

Согласно каталогу на батарейные циклоны принимаем количество элементов $n = 64$.
 Определяем гидравлическое сопротивление циклона:

$$\Delta p = 650 \cdot \rho = 650 \cdot 0,8 = 520 \text{ Па.}$$

Пример 3. Рассчитать циклон для выделения частиц сухого материала из воздуха, выходящего из распылительной сушилки, по следующим данным: наименьший размер частиц 80 мкм, расход воздуха 2000 кг/ч, температура 100 °С.

Решение. Для улавливания частиц материала размером 80 мкм выбираем циклон типа ЦН-15.

Принимая $\Delta p/\rho_s = 740$, диаметр циклона найдем по формуле

$$D = \sqrt{\frac{V}{0,785 \cdot w_u}},$$

предварительно определив условную скорость газа в цилиндрической части циклона w_u из уравнения

$$\Delta p/\rho_s = \frac{\zeta \cdot w_u^2}{2},$$

где $\zeta = 160$ (см. табл. 3.5):

$$w_u = \sqrt{\frac{740 \cdot 2}{160}} = 3,04 \text{ м/с.}$$

По уравнению Клапейрона плотность воздуха:

$$\rho_a = \rho_0 \cdot \frac{T_0 \cdot p}{T \cdot p_0} = 1,293 \cdot \frac{273 \cdot 101325}{373 \cdot 101325} = 0,95 \text{ кг/м}^3,$$

где $\rho_0 = 1,293 \text{ кг/м}^3$ - плотность воздуха при нормальных условиях: $T_0 = 0 \text{ }^\circ\text{C} = 273,15 \text{ К}$ и $p_0 = 760 \text{ мм рт. ст.} = 101325 \text{ Па}$ (в рассматриваемом случае $p_0 = p = 101325 \text{ Па}$).

Следовательно,

$$D = \sqrt{\frac{2000}{0,95 \cdot 3600 \cdot 0,785 \cdot 3,04}} = 0,496 \text{ м.}$$

Принимаем диаметр циклона равным 0,5 м.

Гидравлическое сопротивление циклона:

$$\Delta p_u = \zeta \cdot \frac{\rho_a \cdot w_u^2}{2} = 160 \cdot \frac{0,95 \cdot 3,04^2}{2} = 703 \text{ Па, т. е. } 72 \text{ мм. вод. ст.}$$

3.2.1.3, а. Пример расчета батарейного циклона

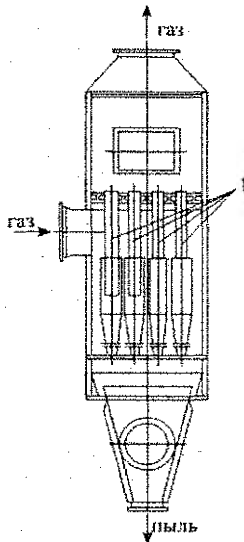
В батарейном циклоне (рис. 3.6) требуется очищать от пыли 7800 м³/ч газа при температуре 310 °С. Плотность газа (при 0 °С и 760 мм рт. ст.) 1,3 кг/м³. Барометрическое давление 99 300 Па (745 мм рт. ст.). На входе в батарейный циклон газ находится под разрежением 294 Па (30 мм рт. ст.). Гидравлическое сопротивление батарейного циклона не должно превышать 392 Па (40 мм рт. ст.). Плотность пыли 2450 кг/м³. Запыленность газа 32 г/м³ (при 0 °С и 760 мм рт. ст.). Пыль слабо слипающаяся.

Решение. Характеристики циклонных элементов типа БЦ с розеточным направляющим аппаратом в случае улавливания слабо слипающейся пыли с плотностью 2300 кг/м³ при $\Delta p/\rho = 736 \text{ м}^2/\text{с}^2$ (или $\Delta p/\rho = 75 \text{ м}$) приведены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Диаметр элемента мм	Наибольшая допустимая запыленность газа г/м ³ (при 0 °С и 760 мм рт. ст.)	Степень улавливания пыли (в %) при диаметре частиц			Коэффициент гидравлического сопротивления ζ при угле наклона лопастей	
		5 мкм	10 мкм	15 мкм	25°	30°
250	75	72	84	93	90	65
150	35	78	88	95		
100	15	82	91	96		

На основании данных этой таблицы выбираем циклонные элементы диаметром 150 мм (допускаемая запыленность газа до 35 г/м³). Определяем плотность газа при рабочих условиях:



$$\rho = 1,293 \cdot \frac{273 \cdot \left(745 - \frac{30}{13,5}\right)}{(273 + 310) \cdot 760} = 0,595 \text{ кг/м}^3.$$

По условию потеря давления Δр циклона не должна превышать 392 Па (40 мм рт. ст.). Соотношение Δр/ρ = 392/0,595 = 600 м²/с² (или Δр/ρ = 40/0,595 = 67,2 м) не выходит из рекомендуемых пределов 540...730 м²/с² (или 55...75 м).

Для направляющего аппарата типа розетки с углом наклона лопастей к горизонтали 25° коэффициент гидравлического сопротивления ζ = 90.

Скорость газа в цилиндрической части циклонного элемента w_н определяем из формулы (3.17):

$$w_{н} = \sqrt{\frac{2 \Delta p}{\zeta \cdot \rho}} = \sqrt{\frac{392 \cdot 2}{90 \cdot 0,595}} = 3,84 \text{ м/с}.$$

Расход газа на один элемент батарейного циклона:

$$V_1 = 0,785 \cdot D^2 \cdot 3600 \cdot w_{н} = 0,785 \cdot 0,150^2 \cdot 3600 \cdot 3,84 = 244 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Требуемое число элементов:

$$n = 7800/244 = 32.$$

1 – восемь циклонных элементов типа БЦ в каждом ряду

Рисунок 3.6 – Батарейный циклон

Располагаем их в четыре ряда по ходу газа (восемь элементов в каждом ряду).

4. РАСЧЁТ ПРОЦЕССА ФОРМОВАНИЯ ТРУБЧАТЫХ ИЗДЕЛИЙ МЕТОДОМ ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЯ

4.1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Под центрифугированием (труб, опор для линий электропередач и т. д.) в промышленности строительных материалов понимают процесс уплотнения неоднородных смесей в поле центробежных сил.

Внутреннее давление, развивающееся в формируемой массе в результате действия центробежных сил, непосредственно воспринимается жидкой фазой. В результате этого возникает избыточное гидростатическое давление, под влиянием которого жидкость фильтруется. Фильтрация будет проходить до тех пор, пока сопротивление движению жидкости в поровых каналах формируемой смеси за счет ее уплотнения не сравняется с избыточным гидростатическим давлением.

Гидростатическое давление изменяется по толщине изделия неравномерно. Оно

минимально на внутренней поверхности и максимально на внешней. Поэтому вначале жидкость наиболее полно отжимается из наружных слоев массы и все в меньших количествах по мере приближения к внутренней поверхности. Отсюда и водосодержание массы неравномерно — оно больше во внутренних слоях и меньше во внешних. Для бетонных изделий из-за неравнопрочности внутренних и внешних слоев (в результате разного В/Ц) это имеет первостепенное значение.

Неравноплотность центрифугированной массы выражается не только структурной неоднородностью гидратированного связующего за счет отжатия из него воды и уменьшения толщины гидратных оболочек, но и в характере распределения зерен заполнителя по толщине изделия. Более крупные зерна за счет большей центробежной силы прижимаются к наружной поверхности, а мелкие зерна концентрируются ближе к внутренним слоям. Поэтому центрифугированные массы в отличие от вибрированных имеют меньшую однородность распределения зерен заполнителя по толщине изделия. Этот органический недостаток центрифугированных масс может быть устранен при послойном уплотнении.

При малых толщинах последовательно загружаемых и уплотняемых слоев отдельные фракции заполнителя распределяются в них более равномерно. В процессе уплотнения последующего слоя крупные зерна заполнителя внедряются во внутреннюю часть предыдущего слоя и вытесняют более дисперсную часть связующего во внешнюю часть второго слоя. Аналогичные явления происходят и при уплотнении последующих слоев. В результате достигается более равномерная структура смеси по толщине изделия. Число слоев при раздельном их уплотнении при прочих равных условиях зависит от толщины стенки: чем она больше, тем больше должно быть уплотняемых слоев. Послойный способ формования целесообразно применять к смесям, имеющим большую разницу в массах отдельных частиц (например, бетонные смеси) и нежелательно для смесей, масса отдельных частиц которых близка по величине.

Для центрифугирования применяют подвижные бетонные смеси с ОК = 4...8 см и расходом цемента 350...450 кг/м³. Наибольшая крупность заполнителя не должна превышать 15...20 мм. При центрифугировании, как отмечено выше, часть воды отжимается из бетона. Так, при первоначальном В/Ц = 0,3; 0,45; 0,6 остаточное В/Ц будет соответственно 0,26; 0,34; 0,36 и затвердевший бетон имеет высокую плотность (водопоглощение не более 3%).

Уплотнение смеси методом центрифугирования производят в специальных машинах, называемых центрифугами. По способу закрепления форм различают центрифуги роликовые со свободным вращением форм, ременные с подвеской формы на бесконечных ремнях, огибающих холостые и приводные шкивы, и осевые или шпиндельные (рис. 1, II).

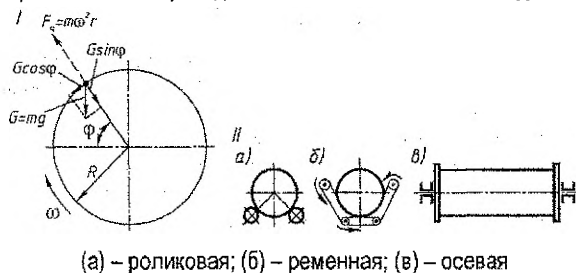


Рисунок 4.1 – Расчетная (I) и принципиальные (II) схемы центрифуг

Осевые центрифуги (рис. 4.1, в) имеют высокие скорости вращения и позволяют уплотнить более жесткие смеси. Недостаток их - сложность конструкции и трудность загрузки их смеси в форму. Применяются они для производства относительно коротких изделий.

Роликовые центрифуги (рис. 4.1, а) проще в изготовлении, однако их недостаток - значительный шум при работе. Кроме того, они требуют высокой степени сбалансированности формы, в противном случае возможно сбрасывание формы со станка.

Ременные центрифуги (рис. 4.1, б) менее чувствительны к балансировке форм, менее шумны при работе, но требуют повышенного ухода из-за износа ремней.

4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЧАСТОТЫ ВРАЩЕНИЯ НА СТАДИЯХ УПЛОТНЕНИЯ БЕТОНА И КОЛИЧЕСТВА ЦЕНТРИФУГ

Как было сказано выше, под центрифугированием в промышленности строительных материалов понимают процесс уплотнения неоднородных смесей в поле центробежных сил.

Машины, в которых осуществляется такое воздействие, называются центрифугами. Рабочий орган центрифуги может вращаться относительно вертикальной или горизонтальной оси. В нашей промышленности в основном используются горизонтальные центрифуги. Техническая характеристика их приведена в приложении 4 (табл. П.4.1).

Уплотнение смеси следует производить при такой скорости вращения, которая обеспечивает необходимую начальную прочность изделия, достаточную для транспортировки его в формах на последующие технологические посты (например, в пропарочные камеры).

На рис. 4.2 показана схема силового воздействия на частицу, находящуюся в поле центробежных сил.

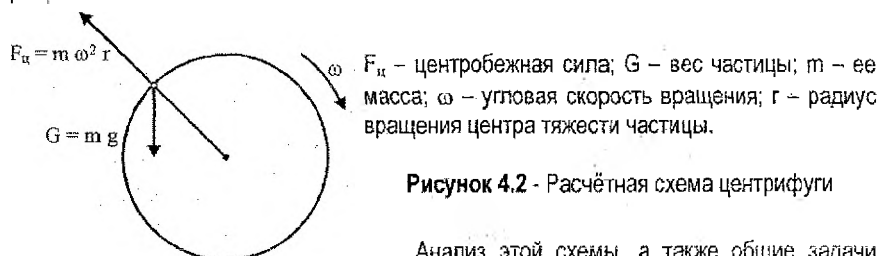


Рисунок 4.2 - Расчётная схема центрифуги

Анализ этой схемы, а также общие задачи процесса формирования позволяют составить структурную блок-схему процесса центрифугирования, которая представлена на рис. 4.3.

Входные факторы (входы) или воздействия на систему характеризуются здесь, как и в случае обобщенного бетонного изделия (см. рис. 1.1), количественным составом (C) бетонной смеси: *расходом цемента, заполнителей, воды, добавок*, и качественным (K) ее составом: *активностью цемента, зерновым составом заполнителя, типом добавок*.

Частоты вращения центрифуги на стадии распределения ($n_{распр}$) и на стадии уплотнения ($n_{упл}$), хотя и указаны со стороны состава материала, относятся к технологическим параметрам работы установки (T_n).

Выходные факторы (отклики) системы, являющиеся характеристикой готового продукта (изделия), могут быть следующие:

P – пластично-вязкие характеристики отформованного бетона, определяемые пластической прочностью (P_n), предельным напряжением сдвига (τ_0) и вязкостью (μ) бетонной смеси;

Ф – сохранность формы и габаритов изделия, в том числе толщины трубы и качества поверхности;

X – сохранность проектного расположения арматуры.

Удельный расход электроэнергии ($E_{уд}$) и производительность (время формования) (Ф), как и в рассмотренных технологических процессах (*дробление и помол*), являются характеристикой производства.

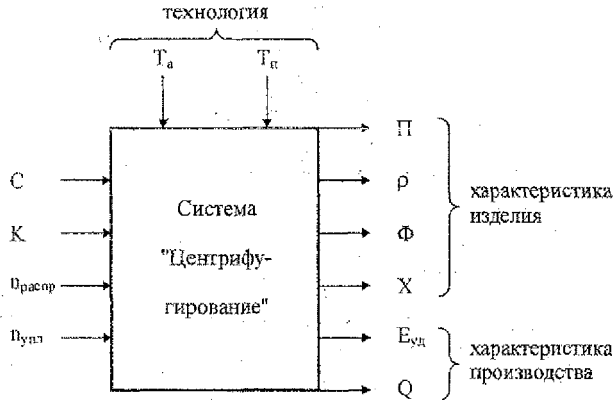


Рисунок 4.3 - Структурная блок-схема системы "Центрифугирование"

Процесс формования изделий центрифугированием включает две основные стадии:

- распределение бетонной смеси;
- уплотнение бетонной смеси.

Бетонная смесь распределяется в форме при минимальной частоте вращения центрифуги $n_{кр}$, при которой исключается возможность расслоения бетона на составные части (цемент, песок, щебень, воду), имеющие разную плотность, а, следовательно, и разную величину центробежной силы. Кроме того, на этой стадии окружная скорость способна удерживать частицы бетона в верхнем положении. Для этого должно быть соблюдено условие $F_{ц} \geq G$, где центробежная сила определяется по формуле:

$$F_{ц} = m \cdot \omega^2 \cdot r = (G/g) \cdot (\pi \cdot n/30)^2 \cdot r, \text{ Н.} \quad (4.1)$$

Здесь m – масса частицы; r – радиус вращения центра тяжести частицы, m (применительно к рассматриваемому случаю это средний радиус кольцевого сечения трубы); g – ускорение силы тяжести, m/c^2 ; n – частота вращения центрифуги, $об/мин$.

Отсюда

$$n_{кр} \geq (30/\pi) \cdot \sqrt{g/r}, \text{ об/мин.} \quad (4.1,а)$$

Если принять, что $\pi \approx \sqrt{g}$, то получим:

$$n_{кр} \geq 30/\sqrt{r}, \text{ об/мин.} \quad (4.1,б)$$

С учетом возможной вибрации, толчков и других отклонений от равномерного вращения реальная скорость распределения увеличивается по сравнению с расчётной в 1,5...2 раза и равна $n_{распр} = (1,5...2) \cdot n_{кр}$.

На второй стадии формования происходит уплотнение бетонной смеси. Для этого необходимо соблюдение равенства:

$$\rho_{тр} = F_{ц}/A_{нар}, \quad (4.2)$$

где p_{mp} – уплотняющее давление, которое необходимо обеспечить на наружной поверхности трубы, чтобы при остановке центрифуги и при транспортировке изделия на последующие посты не происходило отслоения и обвала уплотнённой бетонной смеси, Па;

$A_{нар}$ – площадь наружной поверхности трубы, m^2 .

Для элементарного кольца бетонной смеси радиусом r_1 , толщиной стенки dr_1 и длиной l , величина центробежной силы будет равна:

$$dF_u = dm \cdot \omega^2 \cdot r_1, \text{ Н}, \quad (4.3)$$

$$dm = V_k \cdot \rho = 2 \cdot \pi \cdot r_1 \cdot l \cdot \rho \cdot dr_1, \text{ кг}, \quad (4.4)$$

где V_k – объем элементарного кольца, m^3 ; ρ – плотность формуемой бетонной смеси, $кг/м^3$; dm – масса элементарного кольца, $кг$.

Следовательно,

$$dF_u = 2 \cdot \pi \cdot r_1^2 \cdot dr_1 \cdot \omega^2 \cdot \rho, \text{ Н}. \quad (4.5)$$

Интегрируя формулу (4.5) в пределах от r до R , получаем:

$$\begin{aligned} F_u &= 2 \cdot \pi \cdot l \cdot \rho \cdot \omega^2 \int_r^R r_1^2 \cdot dr_1 = 2 \cdot \pi \cdot l \cdot \rho \cdot \omega^2 \cdot (R^3 - r^3) / 3 = \\ &= 2 \cdot \pi \cdot l \cdot \rho \cdot (\pi \cdot n / 30)^2 \cdot (R^3 - r^3) / 3, \text{ Н}, \end{aligned} \quad (4.6)$$

где R – наружный радиус формуемой трубы (внутренний радиус формы), m ;

r – внутренний радиус формуемой трубы, m .

Если принять участок трубы длиной 1 м , то $A_{нар} = 2\pi R$. Тогда требуемое давление формования будет равно:

$$p_{mp} = \rho \cdot (\pi \cdot n / 30)^2 \cdot (R^3 - r^3) / (3 \cdot R), \text{ Па}. \quad (4.7)$$

Отсюда частота вращения центрифуги на стадии уплотнения ($n_{кр}^{II}$) составит:

$$n_{кр}^{II} = \frac{30}{\pi} \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot p_{mp} \cdot R}{\rho \cdot (R^3 - r^3)}}, \text{ об/мин}. \quad (4.8)$$

С учетом запаса $n_{упл}$ принимается в $1,2 \dots 1,5$ раза больше расчётной, то есть $n_{упл} = (1,2 \dots 1,5) \cdot n_{кр}^{II}$.

Обычно формовочное давление в роликовых центрифугах составляет $p = 0,065 \text{ МПа}$, в клиноременных $p = 0,14 \text{ МПа}$.

Продолжительность отдельных стадий центрифугирования зависит от диаметра труб и находится в пределах, указанных в приложении 4 (табл. П.4.2).

Годовая производительность центрифуги Q_u рассчитывается по формуле:

$$Q_u = \frac{60 \cdot N \cdot T \cdot l \cdot K_u}{\tau}, \text{ пог. м}, \quad (4.9)$$

где N – количество рабочих дней в году;

T – количество рабочих часов в сутки;

l – длина цилиндрической части трубы, $пог. м$;

K_u – коэффициент использования оборудования, принимаемый равным $0,90 \dots 0,92$;

τ – продолжительность цикла формования, $мин$.

Удельный расход электроэнергии $E_{уд}$ в первом приближении можно рассчитывать

по формуле:

$$E_{уд} = E_{уст}/Q', \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{пог. м}, \quad (4.10)$$

где $E_{уст}$ – установленная мощность электродвигателя, кВт;

Q' – часовая производительность центрифуги, пог. м/ч.

Технологические расчеты, которые в данном случае сводятся к определению требуемого для обеспечения заданной производительности числа центрифуг, включают:

1. Подбор формовочного агрегата из табл. П.4.1 приложения 4 по заданному типу центрифуги и внешнему диаметру трубы;

2. Расчет необходимого числа центрифуг:

$$n_{ц} = (Q_{год} \cdot t) / (60 \cdot V_{тпр} \cdot N \cdot П_{см} \cdot t_{см} \cdot K_{ц}), \quad (4.11)$$

где $Q_{год}$ – заданная годовая производительность, м³/год;

$V_{тпр}$ – объем бетона трубы, м³ (приложение 4, табл. П.4.3);

N – количество рабочих дней в году;

$П_{см}$ – количество смен в сутки;

$t_{см}$ – продолжительность рабочей смены;

$K_{ц}$ – коэффициент использования оборудования (0,90...0,92);

τ – цикл формования, включающий время, необходимое для распределения и уплотнения бетонной смеси, мин (приложение 4, табл. П.4.2).

Если годовая производительность ($Q_{год}$) задана в метрах погонных отформованных изделий, расчет необходимого числа центрифуг упрощается:

$$n_{ц} = Q_{год} / Q_{ц}, \quad (4.12)$$

где $Q_{год}$, $Q_{ц}$ – соответственно заданная и рассчитанная годовая производительность, пог. м.

5. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ И ЭКОЛОГИЯ

В этом разделе следует указать особо опасные переделы и операции при производстве конкретного изделия.

Необходимо предусмотреть мероприятия по защите от возможных механических повреждений при работе оборудования и от повреждений электрическим током.

С целью защиты окружающей среды необходимо обеспечить очистку сточных вод (конденсата при ТВО изделий, отжимаемой жидкости при центрифугировании и т. д.). При помолу минеральных вяжущих веществ должны быть предусмотрены пылеулавливающие устройства (циклоны, рукавные фильтры, электрофильтры и т. д.).

При производстве изделий, связанных с выделением токсичных веществ, необходима установка вытяжек, обеспечивающих требуемую кратность воздухообмена и очистку отходящего воздуха.

6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

В данном разделе по согласованию с преподавателем могут определяться:

- годовая или часовая производительность установки;

- количество установок, обеспечивающих указанную в задании производительность;

- удельный съем готовой продукции (с единицы площади или объема установки).

Здесь же могут быть приведены справочные данные по расходу электроэнергии, пара, условного топлива и т. д.

ЛИТЕРАТУРА

1. **Еремин Н.Ф.** Процессы и аппараты в технологии строительных материалов: Учеб. для вузов по спец. "Стр-во строит. изделий и конструкций". - М.: Высш. шк., 1986.-280 с.: ил.
Дополнительная
2. **Баженов Ю.М., Комар А.Г.** Технология бетонных и железобетонных изделий. - М.: Стройиздат, 1984.
3. **Комар А.Г., Баженов Ю.М., Сулименко Л.М.** Технология производства строительных материалов: Учеб. пособие для технолог. специальностей строит. вузов. - М.: Высш. шк., 1990. - 446 с.: ил.
4. **Бауман В.А. и др.** Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций: Учеб. для строит. вузов /В.А. Бауман, Б.В. Клушанцев, В.Д. Мартынов.- 2-е изд., перераб. - М.: Машиностроение, 1981. - 324 с.: ил.
5. **Борщевский А.А., Ильин А.С.** Механическое оборудование для производства строительных материалов и изделий. - М.: Высшая школа, 1987.
6. **Волженский А.В.** Минеральные вяжущие вещества. - М.: Стройиздат, 1986.
7. **Горчаков Г.И., Баженов Ю.М.** Строительные материалы: Учеб. для вузов.- М.: Стройиздат, 1986. - 688 с.: ил.
8. **Домоков А.Г.** Строительные материалы: Учеб. для строит. вузов. - 2-е изд. перераб. и доп. - М.: Высш. шк., 1989. - 495 с.: ил.
9. **Ицкович С.М., Чумаков Л.Д., Баженов Ю.М.** Технология заполнителей бетона. - М.: Высшая школа, 1991.
10. **Клушанцев Б.В. и др.** Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации/ Б.В. Клушанцев, А.И. Косарев, Ю.А. Муйземнек.-М.: Машиностроение, 1990.-320 с.: ил.
11. **Ливчак И.Ф., Воронов Ю.В.** Охрана окружающей среды. - М.: Стройиздат, 1988. - 191 с.: ил.
12. **Механическое оборудование** предприятий строительных материалов, изделий и конструкций: Учебник для студентов вузов по специальности "Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций"/С.Г. Силенок, А.А. Борщевский, М.Н. Горбовец и др.-М.: Машиностроение, 1990.-416 с.: ил.
13. **Полов Л.Н., Ипполитов Е.Н., Афанасьева Е.Ф.** Основы технологического проектирования заводов железобетонных изделий. - М.: Высшая школа, 1988. - 311 с.: ил.
14. **Пирумов А.И.** Обеспыливание воздуха. - М.: Стройиздат, 1985. - 207 с.: ил.
15. **Процессы и аппараты** в технологии строительных материалов: Учеб. для вузов. Рук.вод. авт. кол. Н.М. Борщ. - Киев: Выща школа. Головное изд-во, 1981.-296 с.: ил.
16. **Сапожников М.Я.** Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций: Учеб. для строит. вузов и факультетов.- М.: Высшая школа, 1971. - 382 с.: ил.
17. **Сапожников М.Я., Дроздов М.Е.** Справочник по оборудованию заводов строительных материалов. - 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Стройиздат, 1970. - 488 с.: ил.
18. **Сорокер В.И.** Примеры и задачи по технологии бетонных и железобетонных изделий. - М.: Стройиздат, 1972.
19. **Справочник по производству сборных железобетонных изделий** / Г.И. Бердичевский, А.П. Васильев, Ф.М. Иванов и др.; Под ред. К.В. Михайлова, А.А. Фоломеева. - М.: Стройиздат, 1982.-440 с.
20. **Строительные материалы: Справочник** / А.С. Болдырев, П.П. Золотов, А.Н. Люсов и др.; Под ред. А.С. Болдырева, П.П. Золотова. - М.: Стройиздат, 1989.-567 с.: ил.
21. **Сулименко Л.М.** Технология минеральных вяжущих материалов и изделий на их основе: Учебник для вузов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Высшая школа, 1983. - 320 с., ил.
22. **Чумаков Л.Д.** Технология заполнителей бетона (практикум). Учебное пособие. 2-е издание, дополненное и переработанное. - М.: Изд-во АСВ, 2006. - 136 с.

Приложение 1
Таблица П.1.1

Укрупненные нормы расхода цемента

Вид бетона	Технология	Класс бетона	Марка бетона	Марка цемента	Расход цемента, кг/м ³
Тяжелый	Агрегатно-поточная и конвейерная	B7,5	100	300	230
		B12,5	150	300	270
		B15	200	400	280
		B25	300	400	370
		B30	400	500	400
		B40	500	600	450
	Стендовая	B45	600	600	550
		B15	200	400	320
		B25	300	500	370
		B30	400	500	450
	Кассетная	B40	500	600	500
		B12,5	150	400	320
		B15	200	400	390
		B25	300	500	440
		B30	400	500	450
Легкий	Агрегатно-поточная и конвейерная	B2,5	50	400	220
		B5	75	400	240
		B7,5	100	400	260
		B12,5	150	400	290
		B15	200	400	340
		B25	300	500	380
		B30	400	600	450
		B40	500	600	450
Мелкоз., в том числе для фактурн. слоя	То же	B7,5	100	400	350
		B12,5	150	400	400
		B15	200	400	450

Таблица П.1.2

Нормативный расход заполнителей

Вид бетона и раствора	Расход заполнит. в м ³ на 1 м ³	
	щебня	песка
Бетоны тяжелые: кассетн. Технологии другие технологии	0,75	0,60
	0,90	0,45
Бетоны легкие: теплоизоляционные: крупнопористый мелкозернистый	1,05	-
	-	1,20
конструктивно-теплоизоляционные: на плотных песках на пористых песках на золе и золошлак. смеси без песка (поризованные) конструкционные	1,10	0,20
	1,10	0,30
	1,10	0,15
	1,20	-
	0,80	0,55
	-	1,10
Растворы	-	-

Таблица П.1.3

Укрупненные нормы расхода материалов для ячеистых бетонов

Вид бетона	Плотн. кг/м ³	Расход материалов, кг				
		известки активностью 70 %	цемента	песка молотого	золы-уноса	Гипса
Газобетон	350	-	140	180	-	2
	500	-	220	236	-	3
	600	-	260	285	-	4
	700	-	300	336	-	6
	800	-	350	376	-	6
Газосиликат	350	72	-	247	-	3
	500	110	-	345	-	5
	600	130	-	415	-	6
	700	140	-	494	-	6
	800	162	-	564	-	7
На смешанном вяжущем и песке	350	36	36	247	-	3
	500	90	90	275	-	4
	600	110	110	325	-	5
	700	130	120	386	-	6
	800	140	140	446	-	7
То же, на золе	350	49	80	-	190	3
	500	70	115	-	275	4
	600	80	130	-	325	5
	700	100	150	-	386	6
	800	120	170	-	436	7

Таблица П.1.4

Расчетная максимальная насыпная плотность заполнителей

Вид заполнителей	Насыпная плотность, кг/м ³
Щебень:	
гранитный	1500
известняковый	1300
Песок кварцевый	1500
Гравий керамзитовый для бетонов:	
конструкционных	800
конструкционно-теплоизоляционных	600
Песок керамзитовый	800
Зола ТЭС отвальная:	
при влажности 20 %	1000
сухая	800

Таблица П.2.1

Техническая характеристика щековых дробилок

Показатель	СМ 182	СМ 166	СМ 741	СМ 16	СМ 204	СМД 58	СМ 59	СМД 60
Максимальный размер загружаемого камня, мм	210	210	340	510	510	700	1000	1300
Диапазон регулирования выходной щели, мм	20 ... 60	20 ... 60	40 ... 90	70 ... 150	70 ... 150	90 ... 170	110 ... 180	135 ... 225
Производительность, м ³ /ч	4 ... 10	7 ... 20	17 ... 38	38 ... 83	35 ... 75	110 ... 200	200 ... 350	400 ... 600
Число качаний щеки, 1/мин	275	325	290	250	275	170	135	100
Мощность двигателя, кВт	17	40	55	75	75	100	100	250
Условная биржевая цена, у. е.	360	900	1650	2670	3990	10660	18960	32000

Таблица П.2.2

Техническая характеристика конусных дробилок крупного дробления (ККД)

Показатель	ККД - 500	ККД - 700	ККД - 900	ККД - 1200	ККД - 1500
Максимальный размер загружаемого камня, мм	400	550	750	1000	1200
Диапазон регулирования выходной щели, мм	73 ... 130	75 ... 150	110 ... 180	130 ... 180	160 ... 200
Производительность, м ³ /ч	85 ... 150	230 ... 400	330 ... 480	500 ... 800	900 ... 1400
Число обкаток дробящего конуса, 1/мин	160	135	140	120	100
Мощность двигателя, кВт	125	250	280	320	400
Условная биржевая цена, у. е.	1026	3480	3630	3860	6640

Таблица П.2.3

Техническая характеристика конусных дробилок среднего дробления (КСД)

Показатель	КСД - 900 Гр	КСД - 1200 Т	КСД - 1200 Гр	КСД - 1750 Гр	КСД - 2200 Т	КСД - 2200 Гр
Максимальный размер загружаемого камня, мм	100	100	150	220	250	300
Диапазон регулирования выходной щели, мм	15 ... 40	10 ... 25	20 ... 50	25 ... 60	15 ... 30	30 ... 60
Производительность, м ³ /ч	30 ... 45	38 ... 85	70 ... 105	160 ... 300	170 ... 340	340 ... 580
Число обкаток дробящего конуса, 1/мин	320	260	260	245	222	222
Мощность двигателя, кВт	35	75	75	160	225	225
Условная биржевая цена, у. е.	272	789	789	848	1200	1200

Таблица П.3.1

Коэффициенты размоловоспособности для различных материалов	
Материал	Значение коэффициента размоловоспособности K_p
Портландцементный клинкер	1,0
Известняк	0,8-1,0
Шлак доменный гранулированный	0,8-1,1
Трепел	1,3-1,4
Каменный уголь	0,8-1,34
Песок кварцевый	0,6-0,7
Полевой шпат	0,8-0,9
Глина сухая	1,5-2,3
Известь	1,64

Таблица П.3.2

Поправочный коэффициент (K) на тонкость помола			
Остаток на сите 0,08, %	Значение K	Остаток на сите 0,08, %	Значение K
2	0,59	10	1,00
3	0,65	12	1,09
4	0,72	14	1,17
5	0,77	16	1,26
6	0,82	18	1,34
7	0,86	20	1,42
8	0,91	-	-

Таблица П.4.1

Показатель	Характеристика центрифуг			Клиноремен. 2П-273
	Роликовые			
	СМЖ-106А	СМЖ-104А	СМЖ-169А	Безнапорные и низконап. трубы, свай-оболочки
Размер, мм:			Опоры ПЭП и др.	Безнапорные трубы
диаметр	400...900	1000...1500	До 500	500...900
длина	5150	5150	До 13500	5150
Частота вращения формы, об/мин:				
при распределении	80...125	63...76	80...100	90...150
при уплотнении	310...500	245...305	300...400	260...570
Мощность, кВт	65,6	75,6	55,4	55,0

Таблица П.4.2

Стадия формования	Продолжительность формования труб на центрифугах			
	Продолжительность формования, мин., при диаметре трубы, мм			
	500...600	700...900	1000...1200	1500
Распределение бетонной смеси	10	12	16	20
Уплотнение	15	18	22	25

Таблица П.4.3

Железобетонные трубы				
Тип трубы	Внутренний диаметр d , мм	Внешний диаметр D , мм	Толщина стенки δ , мм	Расход бетона на трубу ($V_{тб}$), м ³
Напорная	500	625	62,5	0,61
	700	836	68,0	0,87
	900	1056	78,0	1,04
Безнапорная	400	500	50,0	0,38
	600	720	60,0	0,66
	800	960	80,0	1,19
	1000	1200	100,0	1,85
	1200	1420	110,0	2,42
	1400	1620	110,0	2,80
	1600	1840	120,0	3,47
2000	2260	130,0	4,25	

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Составитель: Колесников Николай Андреевич

**Технологические процессы
измельчения и центрифугирования**

Методические указания

к выполнению курсовых работ
по дисциплине

“Процессы и аппараты в технологии строительных материалов”
для студентов специальности

70 01 01 “Производство строительных изделий и конструкций”

Ответственный за выпуск: Н.А. Колесников

Редактор: Т.В. Строкач

Компьютерная вёрстка: Е.Л. Кармаш

Корректор: Е.В. Никитчик

Подписано к печати 28.01.2008 г. Формат 60×84¹/₁₆. Бумага «Снегурочка». Гарнитура Arial Narrow. Усл.п.л. 2,56. Уч.изд.л. 2,75. Тираж 100 экз. Заказ № 91. Отпечатано на ризографе учреждения образования «Брестский государственный технический университет». 224017, Брест, ул. Московская, 267.