

# **«ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ»**

**Учебно-методическое пособие**

**Для аспирантов направления 21.06.01 – "Геология, разведка и разработка полезных ископаемых"**

**Профиль подготовки: 25.00.13-«Обогащение полезных ископаемых»**

**Составители: Р. Н. Максимов, С. И. Евдокимов, А.И. Мазко**

**ВЛАДИКАВКАЗ 2014**

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО  
ОБРАЗОВАНИЯ

СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ  
(ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)

Кафедра обогащения полезных ископаемых

## «ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ»

Учебно-методическое пособие

Для аспирантов направления 21.06.01 – "Геология, разведка и разработка полезных ископаемых"

Профиль подготовки: 25.00.13-«Обогащение полезных ископаемых»

Составители: Р. Н. Максимов, С. И. Евдокимов, Мазко А.И.

Одобрено на заседании кафедры «Обогащение полезных ископаемых»

Протокол №9 от 20 мая 2014 г.

ВЛАДИКАВКАЗ 2014

УДК 622.75/.77

ББК 33.4

М17

*Рецензент:* доктор технических наук,  
профессор СКГМИ(ГТУ) **Гегелашвили М. В.**

**Гравитационные методы обогащения.** Учебно-методическое пособие для аспирантов направления 21.06.01 – "Геология, разведка и разработка полезных ископаемых" / Сост. Р. Н. Максимов, С. И. Евдокимов, А.И. Мазко; Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). – Владикавказ: Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). Изд-во «Терек», 2014. 68 с.

Настоящее пособие составлено для выполнения технологического расчета по курсу «гравитационные методы обогащения», преподаваемого аспирантам направления 21.06.01 – "Геология, разведка и разработка полезных ископаемых".

В учебном пособии изложена методика расчета схем измельчения и классификации и продуктов обогащения, даны теоретические основы выбора схем измельчения, приведены методы расчета основных параметров измельчения.

**УДК 622.74**

**ББК 33.4**

Редактор:

Компьютерная верстка

© Составление. Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), 2014

© Р. Н. Максимов, С. И. Евдокимов, А. И. Мазко., составление, 2017

---

Подписано в печать                      Формат 60 x 84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офсетная. Гарнитура «Таймс». Печать на ризографе. Усл. п. л.                      .  
Тираж 15 экз. Заказ № \_\_\_\_\_

Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). Изд-во «Терек»  
Отпечатано в отделе оперативной полиграфии СКГМИ (ГТУ).  
362021, Владикавказ, ул. Николаева, 44.

## Оглавление

1. Общая часть .....	4
2. Содержание и объём курсового проекта.....	4
3. Требования к расчётам и оформлению курсового проекта .....	5
4. Рекомендации по выполнению курсового проекта .....	7
5. Цель и состав рудоподготовки.....	7
6. Расчёт схемы дробления.....	8
7. Выбор и расчёт основного оборудования для отделения дробления ..	22
8. Выбор и расчёт основного оборудования для отделения измельчения .....	33
9. Компонентные решения .....	46
10. Выбор грузоподъемного оборудования.....	48
11. Номер и содержание задания .....	52
Литература .....	66

## 1. Общая часть

Для закрепления знаний, полученных при изучении дисциплины «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению», студент выполняет курсовой проект и при этом расширяет свой кругозор, практические навыки по расчётам схем, выбору и расчёту оборудования, приобретает умение пользоваться специальной литературой и справочными материалами. Курсовое проектирование направлено на подготовку студента к самостоятельному решению практических задач и к выполнению дипломного проекта.

Учебным планом отводится шесть недель на выполнение курсового проекта во время аудиторных занятий и три недели на оформление графической части и пояснительной записки (ПЗ).

На проверку преподавателем готового проекта (при одновременном предъявлении чертежей и ПЗ) отводится не менее суток. При выявлении ошибок и недоработок проект возвращается студенту для исправления. Причём в ПЗ изменения приводятся студентом на обратной стороне предыдущей страницы. Таким образом, в развороте ПЗ справа располагается начальное решение, а слева – результаты корректировки. После окончательной проверки преподаватель делает запись: «На защиту».

На кафедре «Обогащение полезных ископаемых» разработаны необходимые рекомендации по защите студентами курсовых, дипломных и прочих выпускных работ и проектов.

Каждый студент при защите своей работы делает доклад в течение приблизительно пяти – семи минут и затем отвечает на вопросы преподавателей и присутствующих. Как правило, все защиты публичные.

## 2. Содержание и объём курсового проекта

Курсовой проект состоит из двух частей: пояснительной запиской (ПЗ) и графики.

Разделы ПЗ:

- цель и состав рудоподготовки;
- расчёт схемы дробления;
- выбор и расчёт основного оборудования в отделении дробления;
- расчёт схемы измельчения;
- выбор и расчёт оборудования для отделения измельчения;
- компоновочные решения.

В данном случае проект является учебным. В исключительных случаях (по указанию преподавателя, одобренная преподавателем инициатива студента, заявка производства) темой курсового проекта может быть решение конкретной

практической задачи, в таком случае обязательные разделы в ПЗ указываются руководителем проектирования в задании.

Графическая часть проекта состоит из чертежей схемы цепи аппаратов и качественно-количественной схемы, компоновочного (-ных) чертежа (-ей) одного из корпусов рудоподготовки (по указанию руководителя).

Особенности данного курсового проектирования:

1) В основу положена переработка руды цветных металлов (а именно медных);

2) Расчёты выполняются с помощью «типовых» характеристик крупности; в дипломных и иных работах основой расчётов являются результаты практики обогащения;

3) Выполняемые в данном курсовом проекте расчёты приемлемы только на стадии проектирования. Обоснования инвестиций (технико-экономического обоснования – ТЭО);

4) Наименование цеха, для которого студент разрабатывает компоновочный чертёж, определяется преподавателем после составления и объяснения студентом принимаемых решений по схеме цепи аппаратов.

### **3. Требования к расчётам и оформлению курсового проекта**

3.1. Пояснительная записка оформляется на листах формата А4 (210x297мм) в соответствии с ГОСТ 2.104-68 и 2.105-79.

*Примечание.* Торговый формат может не совпадать с чертёжным.

3.2. Цвет пасты (чернил) должен быть постоянным по всей ПЗ. Допускается выполнение ПЗ с помощью компьютерной техники.

3.3. Рекомендуемый порядок разделов ПЗ следующий:

- титульный лист;
- содержание;
- задание;
- текст записки;
- список литературы.

3.4. Расчёты надо приводить в ПЗ по форме:

а) ссылка на литературу и общий вид формулы, при этом формула записывается в отдельную строку симметрично тексту и справа указывается в круглых скобках номер формулы. Пояснения каждого символа даются с новой строки и в той последовательности, в которой символы приведены в формуле. Первая строка пояснения начинается со слова «где» и без двоеточия после него. Пояснения даются в том случае, когда они не пояснены ранее в тексте;

б) пример расчёта для однотипных вариантов расчёта и полный расчёт для неповторяющегося варианта;

- в) сводная расчётная таблица;
- г) технико-экономическое сравнение вариантов;
- д) изложение окончательного решения.

### 3.5. Точность расчётов:

- а) выход продукта ( $\gamma$ , %) – два знака после запятой;
- б) массовая доля класса (содержание компонента) ( $\beta$ , %) – один знак после запятой;
- в) производительность ( $Q$ , т/ч; т/сут.) – в основном три значащие цифры;
- д) размеры отверстий просеивающих поверхностей должны соответствовать нормальным машиностроительным рядам **R10**, **R20**... и дополнительным по ГОСТ 6613-86 [2];
- е) округление следует производить в следующих пределах:  
 $\pm 1$  мм – размер загрузочных и разгрузочных отверстий (щелей);  
 $\pm 3$  мм – размер максимальных кусков, выходящих из дробилки.

*Примечание.* После записи какого-либо значения в округлённой форме, т. е. после знака «тильда» следует использовать в дальнейших расчётах и выводах этот параметр только в округлённом виде.

### 3.6. В расчётах принимаются следующие обозначения:

- $n$  – номер продукта по схеме;
- $Q_n$  – масса  $n$ -го продукта (производительность), т/ч или т/сут.;
- $\gamma_n$  и  $\gamma'_n$  – выход и частный выход  $n$ -го продукта, % или д. ед.;
- $j$  – номер стадии дробления (измельчения) (римскими цифрами);
- $m$  – номер операции обогащения (арабскими цифрами);
- $i$  – степень дробления (измельчения), д. ед.;
- $D$  – крупность исходного продукта (руды), мм;
- $d_n$  – крупность  $n$ -го продукта, мм;
- $a$  – размер отверстий просеивающей поверхности, мм;
- $s$  – размер загрузочной щели дробилки, мм;
- $E_m^{-d}$  – эффективность грохочения в  $m$ -ой операции по классу минус  $d$  (в общем случае по классу минус  $a$ ), % или д. ед.;
- $\alpha^{-d}$ ,  $\beta_n^{-d}$ ,  $\beta_n^{+d}$  – массовая доля (содержание) компонента (класса) в исходном или в  $n$ -ом продукте, % или д. ед.;
- $B_j$  – величина загрузочного отверстия  $j$ -ой дробилки, мм;
- $B_{j \text{ кат}}$  – величина загрузочного отверстия  $j$ -ой дробилки по каталогу (справочнику), мм;
- $F$  – площадь просеивающей поверхности, м<sup>2</sup>;
- $V$  – объём мельниц для измельчения, м<sup>3</sup>.

3.7. Порядок расчётов: в каждом случае сначала выполняются операции с выходами (выражены как массовые доли), и лишь затем определяются значения производительности по продуктам.

3.8. В тексте ПЗ должны быть ссылки на литературу (в соответствии со списком, приводимым в конце ПЗ), на таблицы, на рисунки, на разработанные чертежи.

#### 4. Рекомендации по выполнению курсового проекта

Все расчёты следует записывать в рабочей тетради, неверные результаты аккуратно зачёркивать (ни в коем случае не заливать и не замазывать!!!). Сама рабочая тетрадь должна быть подписана студентом (группа, ф.и.о.).

В начале рабочей тетради на развороте страниц должна располагаться рассчитываемая схема рудоподготовки, а на следующем развороте – расчётная таблица выходов продуктов и соответствующих производительностей. На рисунке надо подготовить выноски-клеточки.

Все получающиеся расчётные данные необходимо **сразу же** заносить в расчётную таблицу и отмечать на рисунке.

Основные сведения по определению гранулометрического состава продуктов приведены в Приложении А.

При заполнении расчётной таблицы необходимо следить за тем, чтобы каждый продукт был под одним и тем же названием в левой («поступает») и в правой («выходит») половинах таблицы. При этом название продукта должно быть идентичным текстовому.

Выходящий из дробилки продукт называют или дроблёным, или разгрузкой дробилки, или продуктом дробления. Конечный продукт  $j$ -ой стадии дробления называют дроблёной рудой или дроблёным продуктом  $j$ -ой стадии дробления.

#### 5. Цель и состав рудоподготовки

В начале работу необходимо провести анализ всех данных задания и сформулировать цель рудоподготовки: для чего и для каких процессов обогащения подготавливается руда.

Затем охарактеризовать фабрику по величине производительности (табл. 4), привести обобщённую характеристику руды по всем основным свойствам – влажности, крепости, гранулометрическому составу и пр. (табл. 1–3, 5, 6). Для характеристики гранулометрического состава руды следует составить таблицу с колонкой или со строкой «суммарный выход по плюсу» и привести график с кривой суммарного выхода по плюсу ( $\gamma_{\Sigma+}$ ). Для оценки влияния влажности на подвижность материала в зоне дробления рекомендуется провести аналогию с влиянием влажности на эффективность грохочения и воспользоваться графиками.

Раздел завершить описанием схемы рудоподготовки, для этого в ПЗ привести качественно-количественную схему и в тексте указать особенности тех-

нологии: количество стадий, количество и особенности циклов, наличие операций складирования и т.п.

## 6. Расчёт схемы дробления

### 6.1. Режим работы и производительность отделения крупного дробления

Если в задании не указывается режим подачи руды с рудника, то его следует принять самостоятельно с помощью табл. 11.8. Сначала надо решить вопрос о предполагаемом характере горных работ: обычно максимальная крупность кусков при подземной добыче не превышает  $300 \div 350$  мм, редко составляя 400 мм. В то же время по нормативам технологического проектирования горных работ (табл. 11.7) она может составлять и 600 мм. При малой часовой производительности (расчёт выполняется в дальнейшем и проявляется малой величиной коэффициента загрузки дробилок) нормами проектирования рекомендуется уменьшить до одной количество в сутки смен с подачей руды. Таким образом, Ваше первоначальное решение о графике подачи руды в дальнейшем будет пересмотрено с корректировкой последующих расчётов.

Суточная и часовая производительности отделения приёма руды и крупного дробления (только для углеобогащительных фабрик проектируются раздельными узлы приёма исходного сырья и крупного дробления) рассчитываются (т/сут.; т/ч) по формулам

$$Q_{\text{сут.кр.др}} = Q_{\text{ф.год}} / (n_{\text{сут.}} \cdot k'), \quad (1)$$

$$Q_{\text{ч.кр.др}} = k_n \cdot Q_{\text{ф.год}} / (n_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{см.}} \cdot t_{\text{см.}} \cdot k'), \quad (2)$$

где  $Q_{\text{ф.год}}$  – годовая производительность фабрики, т/год;  
 $k_n$  – коэффициент учёта неравномерности подачи руды с рудника и неравномерности свойств руды, которые влияют на производительность оборудования, д.е. (для руд  $k_n = 1,0 \div 1,1$ );  
 $n_{\text{сут.}}$  – количество дней в году работы оборудования под полной нагрузкой;  
 $n_{\text{см.}}$  – количество смен в сутки;  
 $t_{\text{см.}}$  – продолжительность смены для работы оборудования, ч;  
 $k'$  – коэффициент учёта крепости руды (руда мягкая –  $k' = 1,05 - 1,08$ ; средней крепости –  $k' = 1,00$ ; твёрдая –  $k' = 0,95$ ; весьма твёрдая –  $k' = 0,90$ ).

**Примечание.** Если в нормах технологического проектирования задаётся годовой фонд рабочего времени в часах  $\Phi = (n_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{см.}} \cdot t_{\text{см.}})$ , то надо воспользоваться формулой

$$Q_{\text{ч.кр.др}} = k_n \cdot Q_{\text{ф.год}} / (\Phi \cdot k'), \quad (3)$$

где  $\Phi$  – годовой фонд рабочего времени оборудования, ч.

## **6.2. Режим работы и производительность отделения среднего и мелкого дробления**

По условиям эксплуатации, оборудование для среднего и мелкого дробления (КСМД) размещают в одном здании. Режим работы оборудования в этом отделении определяется наличием операции складирования крупнодроблёной руды.

### *6.2.1. Складирование крупнодроблёной руды не предусматривается*

При отсутствии складирования крупнодроблёной руды режим работы КСМД совпадает с режимом работы отделения крупного дробления.

### *6.2.2. Складирование крупнодроблёной руды предусмотрено*

Режим работы КСМД при складировании всей крупнодроблёной руды приведён в табл. 11.9. В дальнейшем после расчёта дробилок Ваше решение о режиме работы может быть пересмотрено (точнее – даже должно быть пересмотрено) из-за малой величины коэффициента загрузки. Разумеется, такая корректировка потребует изменений в расчётах как схемы, так и оборудования.

Производительность оборудования отделения КСМД определяется по формуле (3).

### *6.2.3. Предусмотрено складирование крупнодроблёной руды за исключением мелочи*

Рассматриваемый случай представлен на рисунке.

Порядок расчёта<sup>1</sup> следующий:

1) рассчитывается выход продуктов –  $\gamma_2$  и  $\gamma_3$ ; принимается нормативный режим работы оборудования (табл. 11.9). Рекомендуется указывать годовой фонд времени –  $\Phi$ , ч/год и обязательно режим –  $n_{см}$ ,  $t_{см}$ ;

2) рассчитывается часовая производительность по отделению средне-мелкого дробления по формуле

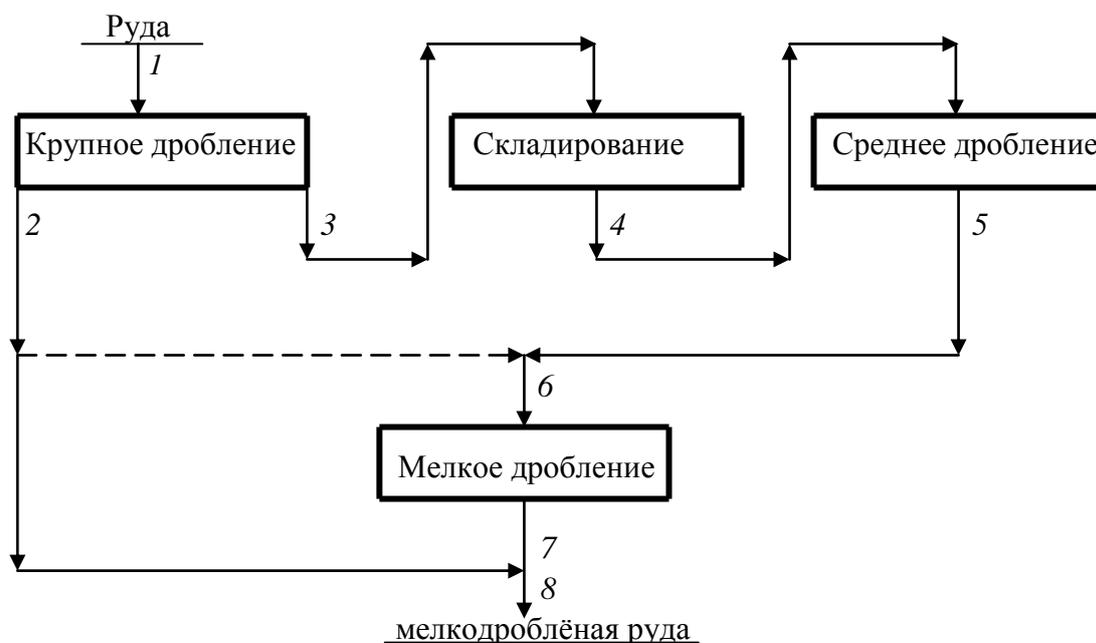
$$Q_{ч. ср.-м.др} = k_n \cdot Q_{ф.год} \cdot \gamma_{крю} / (\Phi_{ср.-м} \cdot k'), \quad (4)$$

где  $\gamma_{крю} = \gamma_3$ ;

$\Phi_{ср.-м}$  – фонд рабочего времени оборудования в отделении средне-мелкого дробления.

---

<sup>1</sup> – порядок расчёта не совпадает с порядком записи в ПЗ



Принципиальная схема рудоподготовки с выделением готового продукта в цикле крупного дробления (1–8 – номера продуктов)

Порядок расчёта<sup>2</sup> следующий:

3) рассчитывается выход продуктов –  $\gamma_2$  и  $\gamma_3$ ; принимается нормативный режим работы оборудования. Рекомендуется указывать годовой фонд времени –  $\Phi$ , ч/год и обязательно режим –  $n_{см}$ ,  $t_{см}$ ;

4) рассчитывается часовая производительность по отделению средне-мелкого дробления по формуле

$$Q_{ч. ср.-м.др} = k_n \cdot Q_{ф.год} \cdot \gamma_{крю} / (\Phi_{ср.-м} \cdot k'), \quad (4)$$

где  $\gamma_{крю} = \gamma_3$ ;

$\Phi_{ср.-м}$  – фонд рабочего времени оборудования в отделении средне-мелкого дробления.

### 6.3. Выбор степеней дробления по стадиям

Общая степень дробления находится по формуле

$$I_{общ} = D / d \quad (5)$$

Определяется средняя (среднегеометрическая) степень дробления по стадиям:

$$I_{ср.геом} = I^{1/n}, \quad (6)$$

где  $n$  – количество стадий дробления.

<sup>2</sup> – порядок расчёта не совпадает с порядком записи в ПЗ

При выборе значений степеней дробления задаются значением степени дробления для первой стадии, а для второй и третьей стадий их принимают обычно равными. Используется выражение

$$I_{\text{общ}} = \prod I_j. \quad (7)$$

По данным практики и литературы технические особенности современных дробилок обеспечивают следующие степени дробления:

- для крупного дробления – щековые дробилки ЩДП – до 5;  
конусные дробилки ККД и КРД – до 5;
- для среднего дробления – щековые дробилки ЩДС – до 6–7;  
конусные дробилки КСД – до 6;
- для мелкого дробления – конусные дробилки КМД – до 8;  
щековые дробилки ЩДС – до 8–10;  
конусные дробилки КИД – до 10;  
валковые дробилки – до 3–4;  
дробилки ударного действия – до 10–15.

Так как литературные данные по практическому дроблению руд недостаточны, то в данном курсовом проекте приходится рассматривать лишь возможности дробилок ЩДП, ККД (КРД), КСД и КМД.

*Рекомендации:*

- принимая тип дробилки для крупного дробления, следует учитывать, что при производительностях до 500 (800) т/ч рациональнее использовать щековые;
- принимая степень дробления для крупного дробления, желательно «забежать вперед», а именно – определить крупность куска в разгрузке дробилки и величину разгрузочной щели дробилки. Ориентировочно, крупность руды после крупного дробления составляет 200–250 мм. Затем начать заполнение таблицы для выбора типоразмеров дробилок (табл. 5). Последовательно сравнивая (построчно) требования с техническими данными, выбрать как минимум, два-три типоразмера дробилки. Если не удаётся выбрать дробилку по величине разгрузочной щели, то надо изменить степень дробления  $i_1$ . Когда в каталогах не указывается диапазон изменения величины разгрузочной щели, тогда его принимают равным  $\pm 15\%$  от номинального значения.

#### **6.4. Определение крупности продуктов по стадиям дробления**

Максимальная крупность продуктов (мм) по стадиям дробления обычно совпадает с максимальной крупностью продукта в разгрузке дробилки при открытом цикле дробления и определяется по формуле

$$d_j = D_j / i_j, \quad (8)$$

где  $D_j$  – максимальная крупность питания  $j$ -ой стадии;  
 $i_j$  – степень дробления в  $j$ -ой стадии дробления.

Максимальная крупность продукта в разгрузке дробилок мелкого дробления (цикл дробления замкнутый) не совпадает с максимальной крупностью руды после стадии мелкого дробления и рассчитывается после принятия решений по формуле

$$d'_{\text{разгр. III}} = s_{\text{III}} \cdot z_{\text{макс. III}}, \quad (9)$$

где  $s_{\text{III}}$  – принятая разгрузочная щель (мм) дробилки мелкого дробления;  
 $z_{\text{макс. III}}$  – максимальная относительная крупность продукта в разгрузке дробилки третьей стадии (принимается по типовым характеристикам, приведённым в табл. 1).

Завершая расчёты по данному пункту, следует указать условные максимальные (так называемые «номинальные») крупности (для  $p = 0,80$ ), используя соответствующие графики.

Таблица 1

**Типовой гранулометрический состав продуктов дробления  
(суммарный выход по плюсу, %)**

Относительная крупность $Z$ , д.ед.	Дробление											
	крупное			среднее			мелкое					
	дробилка											
	щечковая ЩДП			конусная								
	м	с	т	м	с	т	м	с	т	м	с	т
0,2	80	87	93	80	84	87	80	85	95	82	91	99
0,4	60	74	81	60	68	73	60	72	85	65	80	94
0,6	42	57	67	44	53	60	40	58	73	51	70	88
0,8	29	40	51	23	35	45	29	47	62	38	58	77
1,0	17	27	36	13	23	33	17	35	52	28	45	65
1,2	10	17	25	5	13	20	9	26	43	18	35	51
1,4	4	9	15	-	6	12	4	18	35	12	26	40
1,6	1	5	8	-	2	5	-	12	28	6	18	30
1,8	-	<1	4	-	-	3	-	7	14	3	9	23
2,0	-	-	-	-	-	<1	-	2	9	1	6	18
2,2	-	-	-	-	-	-	-	-	6	-	4	13
2,4	-	-	-	-	-	-	-	-	3	-	2	9
2,6	-	-	-	-	-	-	-	-	1	-	<1	6
2,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5
3,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4
3,2	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3
3,4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2
3,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1
$Z_{\text{макс.}}$	1,65	1,85	2,00	1,4	1,8	2,1	1,6	2,2	3,0	2,1	3,0	3,8

**Примечание:** м – руда мягкая; с – руда средней крепости; т – руда твёрдая

### **6.5. Определение ширины загрузочных отверстий дробилок по стадиям**

Для удовлетворительной работы дробилок необходимо обеспечить захват кусков (3). Известно, что величина угла захвата зависит от свойств материала и, в первую очередь, от влажности, далее – от гранулометрического состава и т. д. Например, чем более выпуклая кривая гранулометрического состава, тем больше должно быть загрузочное отверстие; чем больше влажность продукта, тем меньше сила трения и тем больше должна быть разница в размерах отверстия и кусков. В случае руды с низким значением коэффициента трения надо увеличивать величину отверстия и даже принимать футеровку с уменьшенным углом захвата. Последнее следует обязательно указать при расчётах дробилок. Используется соотношение (мм):

$$B_j = (1,1 \div 1,2) \cdot D_j. \quad (10)$$

После расчётов надо проверить, выдерживается ли практическая рекомендация по соотношению величин разгрузочной щели дробилки предыдущей стадии дробления и загрузочной щели дробилки в последующей стадии:

$$B_j \geq (1,5 \div 2) \cdot s. \quad (11)$$

### **6.6. Определение ширины разгрузочных щелей дробилок**

Производится выбор типа дробилок по стадиям дробления. Для крупного дробления рекомендуется применять щековые дробилки при производительности фабрики не более 550÷650 т/ч, в противном случае – конусные. Определение ширины разгрузочных щелей (мм) дробилок производится в данном курсовом проекте с использованием максимальной относительной крупности  $Z_{\text{макс}}$  по формуле

$$s_j = d_j / (z_{\text{макс}})_j, \quad (12)$$

где  $d_j$  – крупность материала в разгрузке дробилки  $j$ -ой стадии;  
 $(z_{\text{макс}})_j$  – значения относительной максимальной крупности, приведенные в табл. 1.

Расчёты щелей производятся с округлением до миллиметра, и найденные значения щелей надо сверить с техническими данными дробилок. При этом следует не забывать, что у дробилок с механическим регулированием изменение щели возможно только на определённую величину (шаг). И если расчётное значение не совпадает с каталожным, то надо пересмотреть степени дробления

и принять их таким образом, чтобы обеспечить совпадение расчётного и каталожного значений.

Для конусных дробилок КМД ширина разгрузочной щели принимается с учётом физических свойств руды как только возможно меньшей. Расчётное значение щели находится по формуле (12). Практически устанавливаемая на дробилках разгрузочная щель составляет от 6 до 10 мм. Обычно расчётное значение всегда меньше принимаемого в проекте. Рекомендации по принятию соответствующего решения: чем больше прочность руды, тем меньше щель; чем больше влажность, тем больше щель; если при обогащении играет роль форма зёрен, то следует учесть и это обстоятельство.

### **6.7. Определение размеров отверстий просеивающей поверхности для грохочения**

В соответствии с характером материала (крупность, гранулометрический состав, влажность и т. д.), цель операции грохочения – принятие типа просеивающей поверхности (колосниковая, прутковая, листовая, сетка и др.), материала, из которого она выполнена и формы отверстий. Затем проектирующий принимает согласно рекомендациям размеры отверстий (мм):

○ для стадии крупного дробления –  $d_I \geq a_I \geq s_I$  (13)

○ для стадии среднего дробления –  $a_{II} = (1,5 \div 1) \cdot s_{II}$  (14)

○ для стадии мелкого дробления –  $a_{III} = d_{III}$  (по заданию).

При этом, если ожидается, что дробилка будет загружена надрешётным продуктом нормально (коэффициент загрузки дробилки для крупного дробления около  $0,75 \div 0,85$ ; для среднего дробления и мелкого –  $0,85 \div 0,95$ ), то величина отверстия просеивающей поверхности принимается близкой и даже равной размеру максимального куска в разгрузке дробилки. Если же предвидится небольшая загрузка дробилки, то величина отверстия приравнивается ширине разгрузочной щели дробилки.

**Примечание.** Рекомендуется обратить внимание на размер отверстия просеивающей поверхности, приводимый в таблице для расчёта грохотов.

### **6.8. Выбор типа грохотов, эффективности грохочения**

Тип грохота определяется крупностью поступающего на грохочение материала и его свойствами. Рекомендации по выбору типа приведены в литературе [1, с. 65–66].

Для назначения исполнения виброгрохотов необходимо знать насыпную плотность ( $\text{кг/м}^3$ ). На её величину влияет крупность и в среднем принимается соотношение

$$\rho_n = (0,5 \div 0,7)\rho, \quad (15)$$

где  $\rho_n$  – насыпная плотность продукта.

Исполнение лёгкое (Л) –  $\rho_n < 1000$ , среднее (С) –  $1000 < \rho_n < 1600$ , тяжёлое (Т) –  $\rho_n > 1600$  г/м<sup>3</sup>. Эффективность грохочения принимать для колосниковых грохотов в диапазоне 55÷75 % (обязательно смотреть табл. 9), для вибрационных – 85÷95 %. При этом нужно иметь в виду, что меньшие значения соответствуют большей нагрузке, большей влажности и большему содержанию мелочи в продукте.

### 6.9. Расчёт качественно-количественной схемы

Перед расчётом должна быть составлена расчётная таблица. Основная её форма соответствует табл. 2, допустимая – табл. 3, причём последняя может требовать большую ширину формата страницы.

Таблица 2

Расчёт качественно-количественной схемы рудоподготовки

Поступает			Выходит		
наименование продукта	выход, $\gamma$ , %	производительность, т/ч	наименование продукта	выход, $\gamma$ , %	производительность, т/ч
<b>1. Грохочение. I ст. др.</b>					
Исходная руда	100,00	.....	Класс....., мм	.....	.....
			Класс ....., мм	.....	.....
Итого	100,00	....	Итого	100,00	.....
<b>2. Дробление I ст. др.</b>					
Класс ....., мм	.....	.....	Разгрузка дробилки I ст. др	.....	.....
Итого	.....	.....	Итого	....	....
<b>3. Складирование</b>					
Класс ....., мм	....	.....	Крупнодроблёная руда	.....	.....
Итого	100,00	.....	Итого	100,00	....
...	....	.....	.....	.....	.....
...	....	.....	.....	.....	.....
...	....	.....	.....	.....	.....
<b>n. Классификация I ст. изм.</b>					
Разгрузка мельницы	.....	.....	Слив	.....	.....
			Пески	.....	.....
Итого	....	.....	Итого	.....	.....
<p><b>Примечание:</b> а) 1-n – номера операций рудоподготовки;  б) наименование операции «складирование» не указывает тип оборудования или устройства и поэтому не может быть названо «бункерование».</p>					

Допустимая форма расчётной таблицы

Наименование операции	Поступает			Выходит		
	наименование продукта	выход, %	производительность, т/ч	наименование продукта	выход, %	производительность, т/ч
....	....	....	....	....	....	....
3. Дробление I ст. др	Класс ..., мм	....	....	Разгрузка дробилки I ст. др	....	....
	итого	....	....	итого	....	....
....	....	....	....	....	....	....

Расчёт заключается в построении гранулометрических характеристик продуктов дробления, питания операций грохочения и дробилок (последних – при необходимости). Последовательность расчётов следующая:

- вначале строятся графики гранулометрического состава разгрузки дробилок с использованием типовых характеристик (табл. 10);
- затем производится расчёт количественной схемы стадии. Для этого ниже приводятся варианты наиболее распространённых операций и циклов с соответствующими каждому случаю комментариями и расчётными формулами;
- в заключение строится, если это необходимо, график гранулометрического состава руды после рассчитанной стадии дробления. Рекомендации по построению графиков гранулометрического состава приведены в Приложении А;
- напоминаем в очередной раз, что получаемые при расчётах значения необходимо (с целью контроля) сразу же заносить в расчётную таблицу и располагать на рисунок схемы.

**Примечание.** В приводимых ниже расчётных формулах выход исходной руды  $\gamma_{исх}$  и производительность по руде  $Q_{исх}$  составляют 100,00 % и  $Q_{ф}$  для расчётов выходов от исходного на фабрику.

#### Операция «объединение»

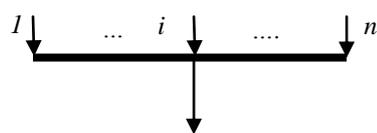


Рис. 1

Расчётные формулы:

$$\gamma_{\Sigma} = \sum \gamma_i \quad (16)$$

$$\gamma_{\Sigma} * \beta_{\Sigma} = \sum \gamma_i * \beta_i \quad (17)$$

$$Q_{\Sigma} = \sum Q_i \quad (18)$$

#### Операция «обработка» (дробление, измельчение)



Рис. 2

Расчётные формулы:

$$\gamma_{исх} = \gamma_{кон} \quad (19)$$

Качество конечного продукта определяется технологическим режимом операции.

$$Q_{исх} = Q_{кон}; \quad (20)$$

### Операция «складирование»



Рис. 3

Расчётные формулы:

$$\gamma_{\text{исх}} = \gamma_{\text{кон}} \quad (21)$$

Изменением качества продукта при складировании в общем случае пренебрегают.

$$Q_{\text{исх}} = Q_{\text{кон}} \quad (22)$$

Выражение (22) справедливо для производительности в т/год, а при выражении её в т/ч оно не соблюдается из-за разного режима работы оборудования до и после складирования (в общем случае).

### Операция «разделение»

Операции разделения (грохочение, классификация, деление продукта на параллельные потоки) могут осуществляться в виде следующих вариантов:

- а) обособленная операция (рис. 4);
- б) открытый цикл с отдельной обработкой одного из продуктов или каждого (рис. 5) и выдачей объединённого продукта;
- в) замкнутый цикл с поверочным разделением (рис. 6);
- г) замкнутый цикл с совмещённым разделением предварительным и поверочным (рис. 7);
- д) замкнутый цикл с операциями разделения предварительной и поверочной (рис. 8);
- е) особые циклы (рис. 9, 10, 11).

При расчётах замкнутых циклов найденные значения циркулирующей нагрузки надо сравнить с экономически допустимыми: 60÷80 % для руд средней крепости и 110÷120 % для руд весьма крепких. Если расчётные значения будут превышать допустимые, то надо пересмотреть распределение степеней дробления по стадиям.

#### Вариант а)

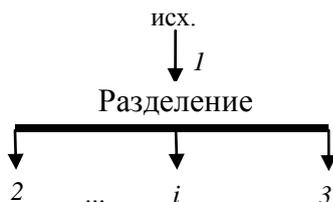


Рис. 4

Расчётные формулы:

$$\gamma_{\text{исх}} = \sum \gamma_i \quad (23)$$

Для двухпродуктового разделения

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 \quad (24)$$

Если известно качество (содержание расчётного класса) продуктов (исходного 1, концентрата 2 и хвостов 3), то

$$\gamma_2 = \gamma_1(\beta_1 - \beta_3) / (\beta_2 - \beta_3). \quad (25)$$

Если операцией разделения является грохочение с эффективностью грохочения  $E$  по классу «-а», то

$$\gamma_2 = \gamma_{исх} \beta_{исх}^{-a} E^{-a} \quad (26)$$

и далее

$$Q_2 = Q_1 \gamma_2; \quad (27)$$

$$Q_1 = Q_2 + Q_3. \quad (28)$$

Содержание расчётного класса находится по графику гранулометрического состава соответствующего продукта.

Если в качестве обособленной операции разделения предполагается применение рудоразборки или сортировки, то значения выходов продуктов принимаются по данным исследований или практики, или же используются значения извлечения компонентов.

### Вариант б)

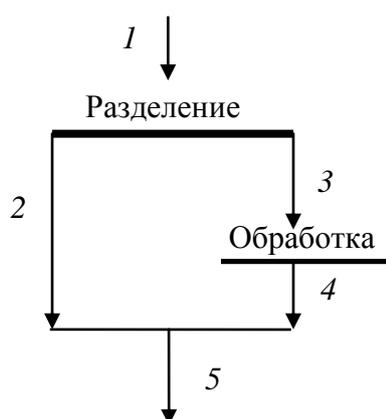


Рис. 5

- 1 – питание цикла (исх.);
- 2 – часть конечного продукта цикла;
- 3 – питание операции обработки цикла;
- 4 – конечный продукт операции обработки;
- 5 – конечный продукт цикла

### Расчётные формулы:

$$\gamma_5 = \gamma_1; \quad (29)$$

$$\gamma_2 = \gamma_1(\beta_1 - \beta_3) / (\beta_2 - \beta_3); \quad (30)$$

$$\text{или } \gamma_2 = \gamma_2 \beta_1^{-a} E^{-a}; \quad (31)$$

$$\gamma_2 = \gamma_2 \beta_1^{-a} E^{-a}; \quad (31)$$

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3; \quad (32)$$

$$\gamma_3 = \gamma_4; \quad (33)$$

проверка:

$$\gamma_2 + \gamma_4 = \gamma_5; \quad (34)$$

$$Q_2 = Q_{исх} \gamma_2; \quad (35)$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_{исх} \gamma_3; \quad (36)$$

$$Q_5 = Q_1; \quad (37)$$

### Вариант в)

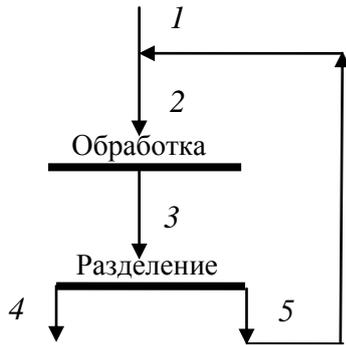


Рис. 6

- 1 – питание цикла;
- 2 – питание операции «обработка»;
- 3 – продукт обработки (питание операции «разделение»);
- 4 – конечный продукт цикла;
- 5 – циркулирующий продукт цикла

Расчётные формулы:

$$\gamma_4 = \gamma_1; \quad (38)$$

$$\gamma_2 = \gamma_3; \quad (39)$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_5; \quad (40)$$

$$\gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5; \quad (41)$$

$$\gamma_4 = \gamma_3 \beta_3^{-a} E^{-a}; \quad (42)$$

или

$$\gamma_4 = \gamma_3 (\beta_3 - \beta_5) / (\beta_4 - \beta_5); \quad (43)$$

$$\beta_2 = (\gamma_1 \beta_1 + \gamma_5 \beta_5) / \gamma_2; \quad (44)$$

Циркулирующая нагрузка

$$C = 100 \gamma_5 / \gamma_4; \quad (45)$$

$$Q_4 = Q_1; \quad (46)$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 \gamma_2; \quad (47)$$

$$Q_5 = Q_1 \gamma_5; \quad (48)$$

Дальнейшие расчёты по циклу включают определение гранулометрического состава продуктов 3 и 2.

### Вариант г)

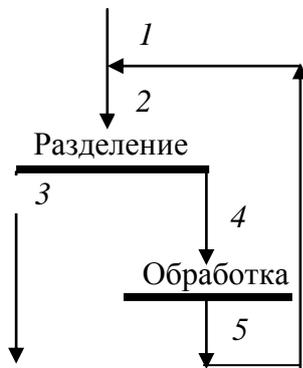


Рис. 7

- 1 – питание цикла (исх.);
- 2 – питание операции «разделение»;
- 3 – конечный продукт цикла;
- 4 – питание операции «обработка»;
- 5 – циркулирующий продукт

Расчётные формулы:

$$\gamma_3 = \gamma_1; \quad (49)$$

$$\gamma_5 = \gamma_1 (\beta_3 - \beta_1) / (\beta_5 - \beta_4); \quad (50)$$

Разделение необходимо сравнить результат, который получается по формуле (50), с вычислением по Разумову [3]

$$\gamma_5 = \gamma_1 (1/E + \beta_1^{+a} / \beta_5^{-a} - 1); \quad (51)$$

Окончательно принять результат по формуле (50);

$$\gamma_4 = \gamma_5; \quad (52)$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_5; \quad (53)$$

$$C = 100 \gamma_5 / \gamma_3; \quad (54)$$

$$Q_3 = Q_1; \quad (55)$$

$$Q_5 = Q_4 = Q_1 \gamma_5 = Q_1 \gamma_4; \quad (56)$$

$$Q_2 = Q_1 \gamma_2; \quad (57)$$

Расчёты по циклу заканчиваются определением гранулометрического состава питания операции разделения (продукт 2).

### Вариант д)

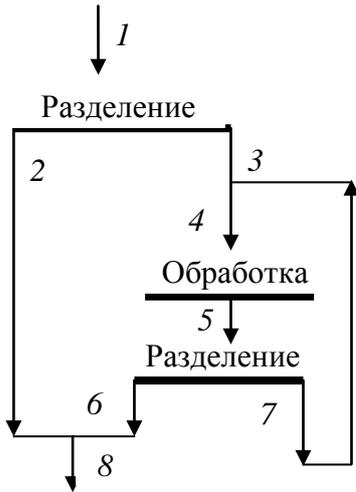


Рис. 8

- 1 – питание цикла (исх.);
- 2 – часть конечного продукта;
- 3 – питание цикла «обработка»;
- 4 – питание операции «обработка»;
- 5 – конечный продукт операции «обработка»;
- 6 – конечный продукт цикла «обработка»;
- 7 – циркулирующий продукт цикла «обработка»;
- 8 – конечный продукт цикла.

### Расчётные формулы:

$$\gamma_8 = \gamma_1; \quad (58)$$

$$\gamma_6 = \gamma_3; \quad (59)$$

$$\gamma_5 = \gamma_4; \quad (60)$$

$$\gamma_2 = \gamma_1(\beta_1 - \beta_3) / (\beta_2 - \beta_3); \quad (61)$$

$$\text{или } \gamma_2 = \gamma_1 \beta_1^{-a} E^{-a}_{\text{разд.1}}; \quad (62)$$

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad (63)$$

$$\gamma_6 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad (64)$$

$$\gamma_5 = \gamma_6 (\beta_6 - \beta_7) / (\beta_5 - \beta_7); \quad (65)$$

$$\text{или } \gamma_5 = \gamma_6 / (\beta_5^{-a} E^{-a}_{\text{разд.2}}); \quad (66)$$

$$C = 100\gamma_7 / \gamma_6; \quad (67)$$

$$Q_2 = Q_1\gamma_2; \quad (68)$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2; \quad (69)$$

$$Q_6 = Q_3; \quad (70)$$

$$Q_4 = Q_1\gamma_4; \quad (71)$$

$$Q_5 = Q_4; \quad (72)$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6; \quad (73)$$

Расчёт цикла заканчивается определением гранулометрического состава питания операции «обработка».

### Вариант е)

Цикл получения двух конечных продуктов при разделении исходного на три продукта. Наиболее крупный класс обрабатывается и затем объединяется с одним из продуктов разделения. Реальны три исполнения, разница между которыми заключена в количестве задействованных аппаратов при одной и той же производительности и прочих равных условиях.

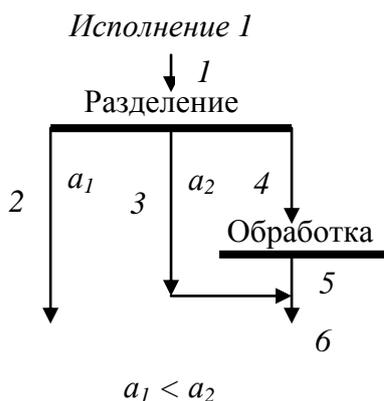


Рис. 9

- 1 – питание цикла (исх.);
- 2 – первый конечный продукт цикла;
- 3 – промежуточный продукт цикла;
- 4 – питание операции «обработка»;
- 5 – продукт операции «обработка»;
- 6 – второй конечный продукт

### Расчётные формулы:

$$\gamma_2 = \gamma_1 * \beta_1^{-a1} * E^{-a1}; \quad (74)$$

$$\gamma_4 = \gamma_1 * (1 - \beta_1^{-a2} E^{-a2}); \quad (75)$$

**Примечание.** В курсовом проекте принять  $E^{-a2} = E^{-a1}$ ;

расчётные классы «-a1+0» и «-a2+0»мм.

$$\gamma_6 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad (76)$$

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 - \gamma_4; \quad (77)$$

$$\gamma_5 = \gamma_4; \quad (78)$$

$$Q_2 = Q_1\gamma_2; \quad (79)$$

$$Q_3 = Q_1\gamma_3; \quad (80)$$

$$Q_4 = Q_1 - Q_2 - Q_3; \quad (81)$$

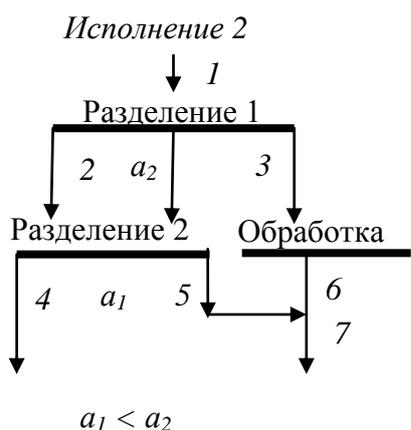


Рис. 10

- 1 – питание цикла (исх.);  
 2 – промпродукт;  
 3 – питание операции «обработка»;  
 4 – первый конечный продукт цикла;  
 5 – второй продукт операции «разделение»;  
 6 – продукт операции «разделение»;  
 7 – второй конечный продукт

Расчётные формулы:

$$\gamma_6 = \gamma_3; \quad (82)$$

$$\gamma_3 = \gamma_1(1 - \beta_1^{-a_2} E_1^{-a_2}); \quad (83)$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 - \gamma_3; \quad (84)$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 \beta_2^{-a_1} E_2^{-a_1}; \quad (85)$$

или

$$\gamma_4 = \gamma_1 \beta_1^{-a_1} E_1^{-a_1} E_2^{-a_1}; \quad (86)$$

**Примечание.** В курсовом проекте принять равенство

$$E_1^{-a_2} = E_2^{-a_1} \text{ и } E_1^{-a_1} = 100\%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4; \quad (87)$$

$$\gamma_7 = \gamma_1 - \gamma_4; \quad (88)$$

проверка:

$$\gamma_7 = \gamma_1 - \gamma_4; \quad (89)$$

$$Q_2 = Q_1 \gamma_2; \quad (90)$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2; \quad (91)$$

$$Q_4 = Q_1 \gamma_4; \quad (92)$$

$$Q_5 = Q_2 - Q_4; \quad (93)$$

$$Q_7 = Q_1 - Q_4; \quad (94)$$

Расчётные формулы:

$$\gamma_2 = \gamma_1 * \beta_1^{-a_2} E^{-a_2}; \quad (95)$$

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad (96)$$

$$\gamma_4 = \gamma_3 * \beta_3^{-a_1} E^{-a_1}; \quad (97)$$

или

$$\gamma_4 = \gamma_1 * \beta_1^{-a_1} E_1^{-a_1} E_2^{-a_1}; \quad (98)$$

**Примечание.** В курсовом проекте принять равенство

$$E_1^{-a_1} = E_2^{-a_1}$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 - \gamma_4; \quad (99)$$

$$\gamma_6 = \gamma_5; \quad (100)$$

$$\gamma_7 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad (101)$$

проверка

$$\gamma_7 = \gamma_4 + \gamma_6; \quad (102)$$

$$Q_2 = Q_1 \gamma_2; \quad (103)$$

$$Q_7 = Q_3 = Q_1 - Q_2; \quad (104)$$

$$Q_4 = Q_1 \gamma_4; \quad (105)$$

$$Q_6 = Q_5 = Q_3 - Q_4; \quad (106)$$

проверка

$$Q_2 + Q_7 = Q_1 \quad (107)$$

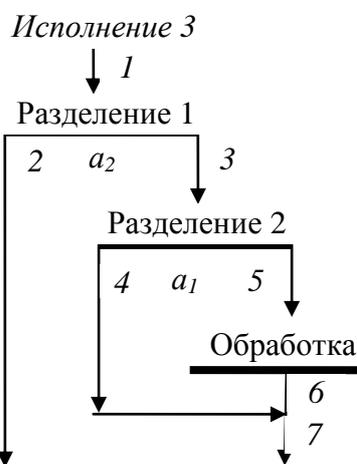


Рис. 11

- 1 – питание цикла;  
 2 – первый конечный продукт цикла;  
 3 – промпродукт;  
 4 – конечный продукт операции «разделение 2»;  
 5 – питание операции «разделение 2»;  
 6 – продукт операции «обработка»;  
 7 – второй конечный продукт цикла

## 7. Выбор и расчёт основного оборудования для отделения дробления

При выборе основного технологического оборудования в первую очередь надо учитывать физические свойства руды. Расчёт количества оборудования производится в общем порядке:

а) определение производительности, или площади, или объёма оборудования ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРИНЯТОГО типа с учётом проектных условий его работы;

б) определение количества единиц оборудования с учётом его технологической характеристики и коэффициента неравномерности питания  $k_{н.пит}$  (табл. 4);

в) окончательное решение о количестве оборудования определённого типоразмера с учётом режима работы цеха (отделения) и условий проведения ремонтных работ, а также с учётом компоновочных решений.

**Примечание.** При определении количества оборудования допускается перегрузка не более 5 % отн.

Таблица 4

**Значения коэффициента неравномерности питания  $k_{н.пит}$**

$k_{н.пит}$	Условия работы оборудования	Объект
0,98	Непосредственная загрузка из бункера с автоматическим регулированием загрузки	Дробилки всех стадий
		Мельницы шаровые, стержневые, рудногалечные, самоизмельчения
		Грохота
		Флотомшины
0,95	Загрузка в «завал»	Все оборудование
	Загрузка питателем из безъёмкостной воронки	
	Каскадное размещение дробилок	
	Непосредственная загрузка надрешётным продуктом	
	Отсутствие складирования крупнодроблёной руды	Все оборудование
	Доизмельчение промпродукта при отсутствии буферной емкости (сгустителя)	

### 7.1. Выбор и расчёт дробилок

Рекомендации по выбору типа дробилок в зависимости от характера руды и других факторов приведены в литературе [1, 2, 3]. Сведения по выбору типа дробилок уже использовались при расчётах схемы дробления; в этом разделе пояснительной записки курсового проекта надо на основании расчётов схемы

дробления составить табличную форму исходных данных для выбора дробилок в виде табл. 3.

Согласно практике обогащения наиболее распространены дробилки для крупного дробления – щековые (ЩДП, ЩДС), конусные (ККД, КРД), для среднего и мелкого дробления – короткоконусные, щековые (ЩД), ударного действия и валковые.

При выборе типа дробилки желательно для каждой стадии дробления иметь два-три конкурирующих типоразмера. С помощью данных табл. 5, последовательно (построчно) перебирая данные, надо сравнивать требуемые значения с паспортными (каталожными, справочными) и выбирать наиболее подходящие типоразмеры; в Приложении ... пособия приводятся некоторые характеристики оборудования.

Таблица 5

**Исходные для выбора и расчёта дробилок**

Наименование параметра	Стадия дробления		
	I	II	III
1. Размер требуемого загрузочного отверстия, мм	$B_1$	$B_2$	$B_3$
2. Размер максимального куска в питании, мм	$D_I$	$D_{II}$	$D_{III}$
3. Размер разгрузочной щели, мм	$S_I$	$S_{II}$	$S_{III}$
4. Производительность дробилки по питанию, т/ч	$Q_I$	$Q_{II}$	$Q_{III}$

После выбора типоразмеров производится расчёт:

- а) определяется производительность дробилки для работы в проектных условиях;
- б) определяется необходимое количество дробилок;
- в) оформляется расчёт дробилок в виде расчётной таблицы типа табл. 6;
- г) производится технико-экономическое сравнение дробилок по конкурирующим вариантам;
- д) с учётом компоновочных решений делается заключение.

Таблица 6

**Расчёт дробилок**

Стадия дробления	$Q_j$ /ч	Типоразмер дробилки	$\rho_n/\text{м}^3$	$f$	$p$	$вс.$	$\rho$	$\zeta$	$кат.$	$\delta p$	$n.пит.$	$n_j$ расч	$прин.$

Существует несколько методик для расчёта дробилок, наиболее часто применяемая приводится ниже.

Производительность дробилки (т/ч) в проектных условиях рассчитывается по формулам (108) и (109) в зависимости от размерности производительности, приведённой в каталоге (справочнике):

$$а) Q_{\text{кат}} - \text{м}^3/\text{ч},$$

$$Q_{\text{др}} = Q_{\text{кат.прив}} \cdot \rho_{\text{н}} \cdot k_{\text{ф}} \cdot k_{\text{кр}} \cdot k_{\text{вл}} \cdot k_{\text{ц}}; \quad (108)$$

$$б) Q_{\text{кат}} - \text{т}/\text{ч},$$

$$Q_{\text{др}} = Q_{\text{кат.прив}} \cdot k_{\rho} \cdot k_{\text{ф}} \cdot k_{\text{кр}} \cdot k_{\text{вл}} \cdot k_{\text{ц}}; \quad (109)$$

где  $Q_{\text{кат.прив}}$  – приведённая каталожная производительность;  
 $\rho_{\text{н}}$  – насыпная плотность руды (рассчитана в п.7.8), т/м<sup>3</sup>;  
 $k_{\rho}$  – поправочный коэффициент на плотность руды;  
 $k_{\text{ф}} \cdot k_{\text{кр}} \cdot k_{\text{вл}}$  – учёт поправочными коэффициентами крепости руды, крупности питания дробилки и влажности руды;  
 $k_{\text{ц}}$  – коэффициент учёта характера цикла дробления.

В литературе указывается производительность дробилок двояко. В *первом* случае она приводится для номинального значения разгрузочной щели. Если значения номинальной и проектной щелей не совпадают, то необходимо рассчитывать приведённую каталожную производительность по формуле (3)

$$Q_{\text{кат.прив}} = Q_{\text{ном}} \cdot s_{\text{проект}} / s_{\text{ном}}. \quad (110)$$

Если же щели одинаковые, то

$$Q_{\text{кат.прив}} = Q_{\text{ном}}. \quad (111)$$

Во *втором* случае указывается диапазон изменения величины разгрузочной щели (в мм или в процентах) и соответствующий ему диапазон значений производительности, а приведённая каталожная производительность рассчитывается по интерполяционным формулам

$$Q_{\text{кат.прив}} = Q_{\text{мин}} + (Q_{\text{макс}} - Q_{\text{мин}}) \cdot (s_{\text{проект}} - s_{\text{мин}}) / (s_{\text{макс}} - s_{\text{мин}}); \quad (112)$$

или

$$Q_{\text{кат.прив}} = Q_{\text{макс}} - (Q_{\text{макс}} - Q_{\text{мин}}) \cdot (s_{\text{макс}} - s_{\text{проект}}) / (s_{\text{макс}} - s_{\text{мин}}); \quad (113)$$

численное значение коэффициента  $k_{\rho}$  составляет:

если  $Q_{\text{кат}}$  дано в м<sup>3</sup>/ч, то  $k_{\rho} = 1$ ;

если  $Q_{\text{кат}}$  приводится в т/ч, то приближённо можно принять

$$k_{\rho} \approx \rho / 2,7. \quad (114)$$

Величины поправочных коэффициентов  $k_{\text{ф}}$ ,  $k_{\text{кр}}$ ,  $k_{\text{вл}}$  определяются по табл. 7.

Таблица 7

**Поправочные коэффициенты для расчёта производительности дробилок**

Коэффициент	Значение коэффициента									
	$k_f$ (учёт крепости руды)	$f < 10$		$f = 10 \pm 14$			$f = 15 \pm 17$		$f \geq 18$	
	1,20		1,00			0,95		0,90		
$k_{кр}$ (учёт гранулометрического состава питания)	Массовая доля в питании класса $+0,5 B_{прин}$ (%)									
	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,00	0,97	0,95	0,92	0,89
$k_{вл}$ (учёт влажности руды)	Влажность (%)									
	4	5	6	7	8	9	10	11		
	1,00	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,65		
$k_{ц}$ (учёт характера цикла дробления)	$a/d_n$					$d_n$ - номинальная (95 %) крупность в разгрузке дробилки, мм; $a$ - номер сетки в поверочном грохочении, мм				
	0,3	0,5	0,7	0,9	1,0					
	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0					

**Внимание** – для определения значения  $k_{кр}$  необходимо иметь график гранулометрического состава питания дробилки. Когда же такового нет, тогда для **выбранного** типоразмера дробилки определяется балансовым расчётом содержание в питании крупных зёрен  $\beta^{+0,5B_{прин}}$  с учётом ширины загрузочного отверстия  $B_{прин}$ . Например, для схемы по рисунку 15 имеем

$$\gamma_4 \cdot \beta_4^{+0,5B_{прин}} = \gamma_1 \beta_1^{+0,5B_{прин}}, \text{ откуда}$$

$$\beta_4^{+0,5B_{прин}} = \beta_1^{+0,5B_{прин}} \cdot \gamma_1 / \gamma_4. \quad (115)$$

При учёте влияния характера цикла дробления надо иметь в виду, что в каталогах и справочниках производительности дробилок приводятся для работы в открытом цикле.

Количество дробилок для  $j$ -той стадии дробления определяется по формуле:

$$(n_j)_{расч} = Q_j / (Q_{др.j} \cdot k_{н.пит}) \quad (116)$$

Результаты расчётов дробилок оформляются по форме табл. 6. Затем надо составить таблицу технико-экономических показателей для сравнения вариантов использования дробилок (форма по табл. 8).

Таблица 8

**Технико-экономическое сравнение вариантов применения дробилок**

Стадия дробления	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Коэффициент загрузки, $k_{зар}$	Производительность, т/ч		Установленная мощность электродвигателя, кВт		Стоимость, руб.	
				одной	всех	одной	всех	одной	всех
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...

Расчёт дробилок завершается заключением, т. е. производится окончательное проектное решение.

В курсовом проекте в заключение этого пункта можно дать рекомендации по величине  $k_{загр}$ . В нормах технологического проектирования рекомендуется выдерживать  $k_{загр}$  равной примерно 85 %. И выполняющему курсовой проект предоставляется возможность приведения коэффициента  $k_{загр}$  для дробилок к этому значению.

## 7.2. Выбор и расчёт основного оборудования для отделения дробления

### 7.2.1. Выбор и расчёт грохотов для стадии крупного дробления

Тип грохота для крупного грохочения принимается в зависимости от крупности и свойств руды; соответствующие рекомендации приведены в литературе [2, 3]. Чаще всего для данной операции применяются колосниковые грохота. В последнее время при крупности руды менее 450 мм возможно применение виброгрохотов с колосниковой просеивающей поверхностью. Такие грохота рассчитываются как вибрационные (методика приведена в пункте 8.2.2).

Необходимая площадь для грохочения на колосниковом грохоте определяется в зависимости от величины щели между колосниками ( $a$ ) по формулам в  $m^2$ :

$$1) a > 200mm$$

$$F_{гр} = Q / (2,4 \cdot a); \quad (117)$$

$$2) a \leq 200mm$$

$$F_{гр} = Q / (\rho_n \cdot q_a); \quad (118)$$

где  $Q$  – масса руды, поступающей на грохочение, т/ч (берётся из расчётной табл. 3 или по рисунку качественно-количественной схемы);

$a$  – размер щели между колосниками, мм;

$\rho_n$  – насыщенная плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

$q_a$  – удельная объёмная производительность для определенной щели между колосниками и при необходимой эффективности грохочения (табл. 9).

Таблица 9

Удельная объёмная производительность неподвижных колосниковых грохотов  $q_a$  [м<sup>3</sup>/(ч·м<sup>2</sup>)]

Эффективность грохочения, %	Размер щели между колосниками, мм						
	25	50	75	100	125	150	200

55 – 60	18	32	44	50	56	62	70
70 – 75	9	16	22	25	28	31	34

Затем определяется площадь грохота ( $m^2$ ) с учётом компоновочных решений:

$$F_{\text{комп}} = B_{\text{гр}} \times L_{\text{гр}}. \quad (119)$$

Длину колосникового грохота принимают на практике равной

$$L_{\text{гр}} = (2 \div 4) B_{\text{гр}}, \quad (120)$$

и обычно она составляет 3,5–6 м.

**Примечание.** Длина колосникового грохота это горизонтальная проекция колосника.

Ширина грохота определяется либо из представления: грохот это транспортное устройство, либо условиями подачи материала на грохот. В первом случае подразумевается, что на грохот материал подаётся пластинчатым питателем, а сам грохот рассматривается как течка (жёлоб). Известно, что при движении материала в лотке (жёлобе) крупные куски могут образовывать своды и тогда прекращается движение материала. Крупными считаются куски величиной  $(0,7 \div 1,0) D_{\text{макс}}$ , а их количество значительным при  $\alpha^{+0,7 D_{\text{макс}}} \geq 15\%$ . Ширина (мм) колосникового грохота принимается равной:

- а)  $B \geq 3D_{\text{макс}}$ , если крупных кусков много;
- б)  $B = 2D_{\text{макс}} + 100$ , если крупных кусков немного.

Во втором случае – разгрузка транспортного средства осуществляется прямо на грохот (рис. 12) через приёмную воронку (бункер) и тогда ширина грохота определяется габаритами:

- а) шириной шахтного скипа;
- б) шириной кузова самосвала (табл. 10);
- в) длиной думпкара (вагона) по осям сцепок (табл. 10).

Таблица 10

**Краткая характеристика автосамосвалов, тягачей**

Параметр	БелАЗ						МАЗ	
	самосвал			тягач с прицепом			самосвал	
	540	548	549	540В+ 5271	548 В+ 5272	549 В+ 5275	503	503 Б
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Номинальная грузоподъёмность, т	27	40	75	45	65	120(7512)	7,0	7,5
Объём кузова, $m^3$	15,3	22,3	35			47		
Масса автомобиля, т снаряжённого полная	21	29	48			90	13,9	13,9
	48	69	125			195		
Дорожный просвет под задней осью, мм (без груза)	47,5	400	620		740			

Наружный габаритный радиус по крайней внешней точке крыла, мм	10	11,5	9,0			13	7,5	7,5
---	----	------	-----	--	--	----	-----	-----

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Высота по козырьку поднятой платформы, м	7	7,9	9,5					
Габариты, мм	L	7,3	8,1	9,7		11,3	6	
	B	3,5	3,8	4,9		6,1	2,65	
	H	3,6	3,9	4,4		5,4	2,6	
Разгрузка	Н а з а д							
Длина фронта разгрузки, м	3,5	3,8	4,9					
<b>Примечание:</b> для самосвалов (МАЗ) не рекомендуется ёмкость ковша экскаватора: 1) > 1,5 м <sup>3</sup> грунт мягкий; 2) > 1,0 м <sup>3</sup> грунт твердый								
Продолжительность разгрузки, мин	1	1,2 – 1,5						
Опускание платформы, с	20							
Параметр	КамАЗ (само-		КрАЗ					Мо
	55102	5511	222	254	256	251	2565	522
Номинальная грузоподъёмность, т	7	10	10	10	10	12	12	18 – 20
Объём кузова, м <sup>3</sup>			8	8	8	6 – 8	6	10
Масса автомобиля, т снаряжённого полная	8,5	8,9	12,2	11,5	11,4	10,6	–	–
	15,6	19,0						
Дорожный просвет под задней осью, мм (без груза)	280							
Наружный габаритный радиус по крайней внешней точке крыла, мм	9,3	9,0	10,5	10,5	10,5	10,0	19,3	10,5
Высота по козырьку поднятой платформы, м	4,0	5,8						
Габариты, мм	L	7,6	7,2	8,2	7,9	8,2	7,5	8,1
	B	2,9	2,9	2,7	2,7	2,7	2,5	2,6
	H	2,9	2,7	2,8	2,8	2,8	2,5	2,8
Разгрузка	боковая	назад						
Длина фронта разгрузки, м	5,4	2,9						
<b>Примечание</b>								
Продолжительность разгрузки, мин								
Опускание платформы, с								
<b>Примечание.</b> Изображение автосамосвалов приведено в приложении У.								

В этом случае грохот выполняется в виде одной стенки приёмного бункера, причём при использовании автотранспорта в виде колосниковых грохотов могут быть использованы задняя, одна или обе боковые стенки бункера (рис. 12). Обычный угол наклона боковых стенок бункера, не выполняющих функции грохота, составляет  $\delta = 50^\circ$ ; наклон колосниковой поверхности  $\beta = 35 - 40^\circ$  при сухой руде и  $\beta = 45 - 50^\circ$  при повышенной влажности руды.

## Краткая техническая характеристика железнодорожных вагонов

Тип вагона	Обозначение	Грузоподъёмность, т	Количество осей	Длина по осям сцепок, м	Наружная длина кузова, м	Угол наклона кузова при разгрузке, град.
Гандола с металлическим кузовом		52	4	13,9		
		95	6	16,4		
		126	8	20,2		
Думпкар	6 ВС – 60	60	4	11,8	9,98	45
	В 85	85	4	12,2	10,6	4,5
	2 ВС – 105	105	6	14,9	13,4	45
	ВС – 136	136	8	17,6	16,1	45
	2 ВС – 180	180	8	17,6	16,2	45
Полувагон с седлообразным дном		90		16,4		

*Примечание.* Гондола и полувагон разгружаются с помощью толкателей или «под себя».

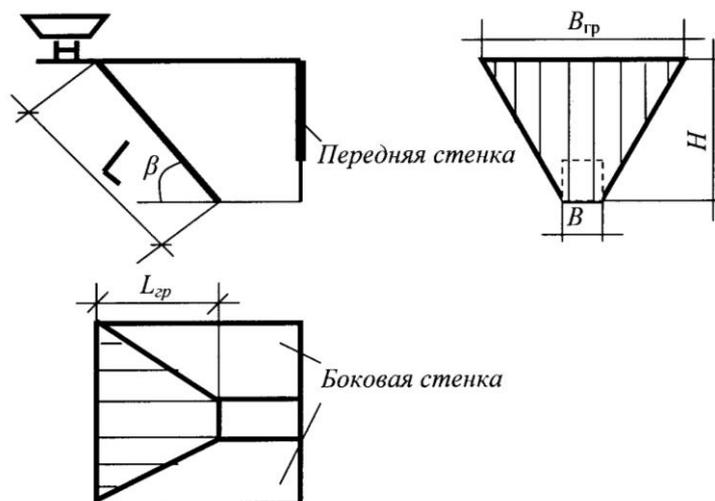


Рис. 12. Расположение колосникового грохота в приемном бункере

$$H = \frac{B_{гр} - B}{2} \operatorname{tg} \delta, \quad (121)$$

$$L_{гр} = \frac{B_{гр} - B}{2} \operatorname{tg} \delta \cdot \operatorname{ctg} \beta, \quad (122)$$

$B$  – ширина разгрузочной щели (больше ширины полотна пластинчатого питателя примерно на 300 мм);

$B_{гр}$  – компоновочная ширина грохота (по стороне разгрузки транспорта);

$L$  – длина колосника;

$L_{гр}$  – расчётная длина колосникового грохота.

«Компоновочная» площадь колосникового грохота определяется расчётом. Например, для варианта по рис. 12 она составит

$$F_{\text{комп}} = 0,25(B_{\text{гр}}^2 - B^2) \cdot \text{ctg}\beta \cdot \text{tg}\delta. \quad (123)$$

Завершаются расчёты сравнением значений  $F_{\text{комп}}$  и  $F_{\text{гр}}$ . Если  $F_{\text{комп}} \leq F_{\text{гр}}$ , то окончательная длина грохота определится из условия

$$F_{\text{гр}} = B \cdot L_{\text{гр}}. \quad (124)$$

Если же  $F_{\text{комп}} > F_{\text{гр}}$ , то длина грохота находится по уравнению (122).

**Н.В.** *Количество колосниковых грохотов зависит от количества дробилок, на которые поступает надрешётный продукт. Обычное соотношение «грохот: дробилка» 1:1, возможны варианты 2:1 и 3:1. Последние характерны при подаче руды автотранспортом и редко – железнодорожным.*

### 7.2.2. Выбор и расчёт грохотов для среднего и мелкого дробления

Рекомендации по выбору типа грохота даны в литературе [3]. В зависимости от крупности питания и от насыпной плотности продукта принимается исполнение грохота Л, С или Т. Довольно часто под словом «исполнение» понимают не только конструктивные особенности, но и вариант установки грохота – опорное (О), подвесное (П),

Исходя из особенностей руды и целей рудоподготовки надо выбрать тип просеивающей поверхности и задаться величиной коэффициента живого сечения.

Для расчёта вибрационных грохотов (инерционных, полувибрационных и др.) разработаны разные методики. При проектировании возможно использовать любую из них, но *нельзя вести расчёты одновременно по нескольким методикам*. Ниже приводится наиболее технологичная (по мнению авторов) и распространённая методика [3], откорректированная на кафедре ОПИ СКГМИ (ГТУ).

Необходимая площадь ( $\text{м}^2$ ) для грохочения на виброгрохотах рассчитывается по формуле

$$F_{\text{гр}} = Q / (q \rho_n k l m n o p k_{\text{ж.с}}), \quad (125)$$

где  $Q$  – производительность операции «грохочение» по питанию, т/ч;  
 $q$  – удельная производительность одного кв. метра просеивающей поверхности,  $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . По Разумову К. А. [3] для самобалансных грохотов удельная производительность выше на 65 % по сравнению с аналогичной для самоцентрирующихся грохотов.  
 Значения  $q$  приведены в табл. 12;  
 $\rho_n$  – насыпная плотность (см. п. 7.8);  
 $k, l, m, n, o, p$  – поправочные коэффициенты по табл. 12;  
 $k_{\text{ж.с}}$  – коэффициент учёта величины живого сечения просеивающей поверхности равен при грохочении руд

$$k'_{ж.с} = k_{ж.с} / 50.$$

После определения необходимой площади для грохочения надо в справочниках (каталогах) найти площади нескольких типоразмеров грохотов ( $F_i, \text{м}^2$ ).

**Н.В.** – Если в справочной литературе нет данных о величине **рабочей** площади грохота, но есть габариты ( $B_i, L_i$ ) короба, то надо рассчитать площадь грохочения  $i$ -го типоразмера грохота по выражению

$$F_i = 0,85 B_i L_i. \quad (126)$$

Если же из справочных данных следует, что площадь определена как произведение  $B \cdot L$ , то справочные данные необходимо уменьшить для  $F_i$  на 15 %, т. е. использовать выражение 119).

Количество грохотов каждого типоразмера определяется по формуле

$$n_i = F_{гр} / (F_i k_{н.пит}). \quad (127)$$

Для большей компактности ПЗ необходимо расчёты представить в виде сводной таблицы по форме табл. 13, а в тексте дать пример расчёта.

Для выбранных грохотов определяется коэффициент загрузки

$$k_з = n_{прин.} / n_i \cdot 100, \% \quad (128)$$

и производится проверка на толщину слоя, которая должна быть в конце просеивающей поверхности не более 100 мм или не более  $4d$ . Толщина слоя рассчитывается по формуле:

$$h = Q_+ / (3,6\rho_n B_p v), \quad (129)$$

где  $Q_+$  – производительность грохота по надрешётному продукту, т/ч;

$B_p$  – рабочая ширина грохота, м;  $B_p = B - 0,15$ ;

$B$  – ширина короба грохота, м;

$v$  – скорость движения материала по грохоту, м/с. Принимается в зависимости от влажности продукта и от угла наклона равной для виброгрохотов 0,5–0,63 м/с и для самобалансных 0,25–0,35 м/с.

Таблица 12

Поправочные коэффициенты для расчёта вибрационных грохотов

<b>q</b> , удельная производительность	Размер отверстия сита $a$ , мм	0,5	0,8	1	2	3	6	10	13	16	20
	<b>q</b> , $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$	3,0	3,5	4,0	5,5	7,5	13	19	22	24,5	28
	Размер отверстия сита $a$ , мм	25	30	40	50	60	70	80	100	150	220
	<b>q</b> , $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$	31	33,5	37	42	46	50	55	63	90	110
<b>k</b> , влияние мелочи	Содержание в питании зёрен размером меньше половины размера отверстия, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
	<b>k</b> , д.ед.	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0

<b>l</b> , влияние крупных зёрен	Содержание в питании зёрен «+а», %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
	<b>l</b> , д.ед.	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36
<b>m</b> , учёт эффективности	<b>E</b> , %	40	50	60	70	80	90	92	94	96	98
	<b>m</b> , д.ед.	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,00	0,9	0,8	0,6	0,4
<b>n</b> , форма зёрен	Материал и форма	уголь			округлённая			дроблённый материал (кроме угля)			
	<b>n</b> , д.ед.	1,5			1,25			1,0			
<b>o</b> , влияние влажности	характер сетки и материала	размер отверстия сит меньше 25 мм						размер отверстия сит больше 25 мм			
		сухой	влажный		комкующийся		в зависимости от влажности				
	<b>o</b> , д.ед.	1,0	0,75 – 0,85		0,2 – 0,6		0,9 – 1,0				
<b>p</b> , способ грохочения	условия	размер отверстия сит меньше 25 мм						размер отверстия сит больше 25 мм			
		сухое			мокрое с орошением			любое			
	<b>p</b>	1,0			1,25 – 1,40			1,0			

Таблица 13

## Расчётная таблица грохотов

Стадия дробления	Наименование грохочения	$Q$ , т/ч	$a$ , мм	$q$ , м <sup>3</sup> /(ч·м <sup>2</sup> )	$\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	Коэффициент							$F_{гр}$ , м <sup>2</sup>	Типоразмер грохота и его площадь $F_i$ , м <sup>2</sup>	$n_i$	$n_{прин}$	$K_z$ , %
						$k$	$l$	$m$	$n$	$o$	$p$	$k'_{ж.с}$					

Окончательно количество грохотов принимается кратным количеству связанных с ними дробилок и оно должно быть минимально возможным.

Расчёты грохотов заканчиваются определением номера сетки (размера отверстия просеивающей поверхности), которую необходимо установить на грохот с учётом угла наклона грохота ( $\alpha$ , град):

$$a_{уст} = k \cdot a_{расч}, \quad (130)$$

где  $k$  – поправочный коэффициент [1]

$\alpha$ , град	0	15	20	25
$k$	1,00	1,10	1,15	1,25

## 8. Выбор и расчет основного оборудования для отделения измельчения

### 8.1. Режим работы отделения измельчения

Отделение измельчения обычно входит в состав корпуса обогащения (цех обогащения), т.к. складирование измельчённых продуктов затруднено и к тому же связано с сильным изменением поверхности тонкоизмельчённых зёрен, что отрицательно будет сказываться на эффективности последующих операций обогащения.

Режим работы главного корпуса определяется способом обогащения и особенностями технологического процесса, отраслевой принадлежностью фабрики и способом ремонта мельниц (самого сложного оборудования в цехе обогащения). Чтобы обеспечить бесперебойную работу главного корпуса, чтобы при необходимости усреднения руды выполнить это, используется складирование мелкодроблёной руды. Для этого применяются склад или бункер, полезная ёмкость которых обеспечивает обычно 36–48 часов работы цеха обогащения.

По «Нормам проектирования...» [3] флотационных фабрик МЦМ России отделение *одностадиального* измельчения работает 343 дня в году по 24 часа в сутки при фонде машинного времени 8235 ч, что соответствует непрерывной рабочей неделе в три смены по восемь часов и коэффициенту использования машинного времени  $k_b = 0,94$ . При измельчении руды, которая отличается по крепости от средней, надо вводить поправку:

руда мягкая  $k' = 1,02–1,04$ ;

руда твёрдая  $k' = 0,98$ ;

руда весьма твёрдая  $k' = 0,96$ .

Суточная и часовая производительности (т/сут., т/ч) отделения измельчения определяются по формулам (1) и (3).

Объём складированной мелкодроблёной руды ( $m^3$ ) составит

$$V = (36 \div 48) Q_{\text{ч.изм}} / \rho_n. \quad (131)$$

### 8.2. Расчёт схемы измельчения

Для пояснения (!) расчёта на рисунке приведена одна из возможных схем измельчения. В случае одностадиального измельчения в шаровых мельницах расчётным является класс -71 мкм. Массовая доля его в продуктах измельчения принимается по заданию и по практике обогащения. Известно, что на первой стадии измельчения в разгрузке мельниц содержится класса -71 мкм: у мельниц типа МШР -20–30 %, у мельниц типа МШЦ -25–40 % (меньшие значения для твёрдых руд и большие для мягких). Массовая доля класса -71 мкм в

песках классификации зависит от типа оборудования. Если принимается спиральный классификатор, то в песках содержится класса -71 мкм примерно половина (даже меньше) того, что имеется в питании классификации. Если же используется гидроциклон, то класса -71 мкм содержится более половины (до 3/4).

*Примечание. В данном курсовом следует рассчитать схему измельчения только один раз, независимо от дальнейших расчётов и решений.*

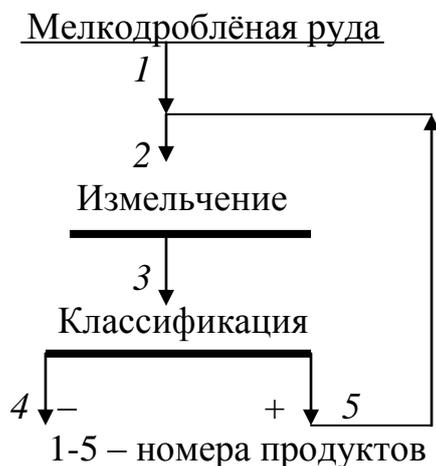


Рис. 13. Пример к расчёту схемы измельчения

Расчётные формулы имеют вид:

-ключевая расчётная формула (из баланса расчётного класса по продуктам операции классификации)

$$-\gamma_3 = \gamma_4 (\beta_3^{-71} - \beta_5^{-71}) / (\beta_4^{-71} - \beta_5^{-71}), \quad (132)$$

$$-\gamma_4 = \gamma_1, \quad (133)$$

$$-\gamma_3 = \gamma_2, \quad (134)$$

$$-Q_4 = Q_1, \quad (135)$$

$$-Q_3 = Q_1 \gamma_3 / 100, \quad (136)$$

$$-Q_2 = Q_3, \quad (137)$$

$$-Q_5 = Q_2 - Q_1; \quad (138)$$

При расчёте схемы измельчения важным является обеспечение оптимального уровня затрат на измельчение. По Разумову К. А. [3], оценкой оптимальности является величина циркуляционной нагрузки  $C$ . Необходимо рассчитать её и сравнить с оптимальным значением  $C_{\text{опт}}$  [3]

$$C = \gamma_5 100 / \gamma_4, \% \quad (139)$$

Результаты расчётов схемы измельчения надо записать в общую расчётную таблицу (табл. 3).

### 8.3. Выбор типа мельницы

Рекомендации по выбору типа мельницы приведены в литературе [3]. Обязателен учёт характера руды, крупности дроблёного продукта и массовой доли в нём готового класса. Нельзя оставить без внимания и конструктивные особенности мельниц и современные тенденции. Основные аспекты выбора приведены в табл. 14.

Таблица 14

Оценка условий применения мельниц

Фактор	Преимущество имеет мельница
Количество готового класса -71 мкм в сливе мельницы	МШЦ (максимум)
Продолжительность нахождения руды в мельнице	МШР (минимум)
Степень окисления минеральных поверхностей	МШР (минимум)
Сложность конструкции мельницы и сложность ремонта	МШЦ (минимум)
Масса мельницы	МШЦ (минимум)
Удельный расход электроэнергии на 1 т готового класса	МШЦ (минимум)

В курсовом проекте принимается мельница с центральной разгрузкой.

### 8.4. Расчёт количества мельниц

Расчёт количества мельниц, работающих в замкнутом цикле, производится по так называемому «оригинальному» питанию. Под этим понимают питание цикла измельчения.

Раздел надо начинать с определения исходных данных, включая всё об эталонной мельнице.

Общий порядок расчёта мельниц следующий:

- а) определение необходимой производительности цикла измельчения по расчётному классу;
- б) определение удельной производительности выбранных типоразмеров мельниц для проектных условий;
- в) определение повариантно необходимого объёма мельниц для измельчения;
- г) определение повариантно количества мельниц;
- д) проверка мельниц на пропускную способность;
- е) технико-экономическое сравнение вариантов с учётом результатов расчёта классифицирующего оборудования.

Производительность цикла по классу -71 мкм определяется (т/ч) по формуле

$$Q^{-71} = Q_{\text{ч.изм}} (\beta^{-71} - \alpha^{-71}) / 100, \quad (140)$$

где  $\alpha^{-71}$  и  $\beta^{-71}$  – массовая доля класса -71 мкм в дроблёной руде и в питании флотации, %.

Удельная производительность  $i$ -го типоразмера мельницы для проектных условий равна (т / (ч·м<sup>3</sup>)):

$$q_i = q_{\text{эт}} k_{\text{изм}} k_{\text{т}} k_{\text{кр}} k_{D_i}, \quad (141)$$

где  $q_{\text{эт}}$  – удельная производительность эталонной мельницы по классу -71 мкм, т/(ч·м<sup>3</sup>). Значение принимается по заданию или рассчитывается по формуле

$$q_{\text{эт}} = Q_{\text{эт}} (\beta_{\text{эт}}^{-71} - \alpha_{\text{эт}}^{-71}) / (100 v_{\text{эт}}), \quad (142)$$

$Q_{\text{эт}}$  – производительность (т/ч) по руде эталонной мельницы;

$\alpha_{\text{эт}}^{-71}$  и  $\beta_{\text{эт}}^{-71}$  – массовая доля (%) класса -71 мкм в эталонной руде до и после измельчения;

$v_{\text{эт}}$  – рабочий объём (м<sup>3</sup>) эталонной мельницы;

$k_{\text{изм}}$  – коэффициент сравнительной измельчаемости руд проектной и эталонной. Значение задаётся заданием на курсовой проект.

**Примечание.** Если в задании  $k_{\text{изм}}$  не задано, то следует принимать:

руда мягкая –  $k_{\text{изм}} = 1,6 - 1,8$ ;

руда средней крепости –  $k_{\text{изм}} = 1,3 - 1,4$ ;

руда твёрдая –  $k_{\text{изм}} = 1,0 - 1,2$ ;

руда весьма твёрдая –  $k_{\text{изм}} = 0,7 - 0,9$ ;

$k_{\text{т}}$  – коэффициент, который учитывает разницу в типах мельниц эталонной и проектируемой к установке. Значение коэффициента принимается по табл. 15;

Таблица 15

**Значение коэффициента, учитывающего разницу в типах мельниц**

Переход	$k_{\text{т}}$
от (МШЦ) <sub>эт</sub> к (МШР) <sub>проект</sub>	1,15
от (МШЦ) <sub>эт</sub> к (МШЦ) <sub>проект</sub>	1,00
от (МШР) <sub>эт</sub> к (МШР) <sub>проект</sub>	
от (МШР) <sub>эт</sub> к (МШЦ) <sub>проект</sub>	0,85

$k_{\text{кр}}$  – коэффициент, учитывающий разницу в крупности руды и конечного продукта для мельниц эталонной и проектной. Определяется с помощью данных табл. 15 по формуле

$$k_{\text{кр}} = m_2 / m_1, \quad (143)$$

$m_1$  и  $m_2$  – относительная производительность (д.е.) по расчётному классу -71 мкм для проектных и эталонных условий соответственно. Значения

$m_1$  и  $m_2$  находятся по табл. 16. Например, при измельчении класса  $-20+0$  мм до крупности 85 % по классу  $-71$  мкм относительная производительность составляет  $m = 0,83$ ;

Таблица 16

**Относительная производительность по расчетному классу  $-71$  мкм**

Крупность дроблёной руды, мм	Относительная производительность (д.е.) при массовой доле (%) класса $-71$ мкм в измельчённом продукте					
	40	48	60	72	85	95
$-40+0$	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
$-30+0$	0,83	0,86	0,87	0,85	0,83	0,80
$-20+0$	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,85
$-10+0$	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
$-5+0$	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
$-3+0$	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

$k_{D_i}$  – коэффициент, которым учитывается разница в диаметрах барабанов мельниц проектируемой и эталонной. Находится по формуле

$$k_{D_i} = \sqrt{(D_{\text{проект}} - 2\Delta_{\text{практич}}) / (D_{\text{эт}} - 2\Delta_{\text{эт}})}, \quad (144)$$

$D_{\text{проект}}$ ,  $D_{\text{эт}}$  – диаметр (в свету) барабана (м) мельниц проектируемой и эталонной;

$\Delta_{\text{проект}}$ ,  $\Delta_{\text{эт}}$  – толщина футеровки, м.

Результаты расчётов представляются в виде расчётной таблицы по форме табл. 17. Первым рассчитывается вариант для мельницы диаметром 3,6 м – при большой производительности фабрики или 2,7 м – при средней и малой производительности. Если получается большое количество мельниц, то надо рассматривать вариант с мельницами большего диаметра. Если же получается расчётом количество мельниц менее одной, то следует рассматривать вариант использования мельниц меньшего диаметра.

Таблица 17

**Расчётная таблица мельниц**

Стадия измельчения	Вариант и типоразмер мельницы	Рабочий объём мельницы, $M^3$	$D_i$	$\Delta_i$	$k_T$	$m_2$	$m_1$	$k_{кр}$
	1... ..							
	2.....							
	....							

Продолжение табл. 17

Вариант и типоразмер мельницы	$k_{D_i}$	$q_{эт.}$	$q_i$	$k_{н.пит}$	$V_i, M^3$	$n_{расч}$	$n_{прин}$	$k_{загрузки}$
		$T/(чM^3)$						

Желательно, чтобы были варианты, пригодные для использования мельниц совместно со спиральными классификаторами и отдельно – совместно с гидроциклонами.

Необходимый для измельчения объём ( $m^3$ ) мельниц рассчитывается по вариантно по формуле

$$V_i = Q^{-71} / (q_i k_{н.пит}). \quad (145)$$

Число мельниц в  $i$ -ом варианте составляет

$$n_i = V_i / v_i. \quad (146)$$

Проверка мельниц на пропускную способность связана с тем, что мельница рассматривается как труба, через которую свободно может изливаться лишь определённое количество пульпы. Допускаемая пропускная способность шаровых мельниц ( $t/(ч м^3)$ ) составляет

$$q_{проп.доп} = 12k_p \quad (147)$$

Пропускная способность проектируемой мельницы ( $t/(ч м^3)$ ) рассчитывается по формуле:

$$q_{проп.проект_i} = Q_{пит} / (n_{iприн} v_i), \quad (148)$$

где  $Q_{пит}$  – количество руды, подаваемой в мельницы, т/ч;

$n_{iприн}$  – принятое количество мельниц в  $i$ -ом варианте.

Если по пропускной способности мельница не удовлетворяет («не проходит»), то количество мельниц рассчитывается, исходя из допустимой пропускной способности

$$n_{iрасч} = Q_{пит} / (q_{проп} )_{доп} \quad (149)$$

Для окончательного решения вопроса о количестве мельниц составляется таблица технико-экономического сравнения вариантов (табл. 18).

Таблица 18

**Технико-экономическое сравнение вариантов мельниц**

Стадия измельчения	Вариант, типоразмер	Объём мельницы, $m^3$		Количество мельниц	Коэффициент загрузки
		одной	всех		
...	...	...	...	...	...
...	...	...	...	...	...

Продолжение табл. 18

Вариант, типоразмер	Масса, т		Установленная мощность, кВт		Стоимость, р		Примечание
	одной	всех	одной	всех	одной	всех	
...	...	...	...	...	...	...	
...	...	...	...	...	...	...	



## **8.5. Выбор оборудования для классификации**

Рекомендации по выбору оборудования для классификации приведены в литературе [1, 3]. Наиболее часто используются спиральные классификаторы и гидроциклоны. Грубый слив получается на классификаторах с непогружённой спиралью (КСН) и с некоторыми затруднениями в гидроциклонах. Тонкий слив (класса – 71 мкм в сливе более 60 %) с равным успехом может быть получен и в гидроциклонах и на спиральных классификаторах с погружённой спиралью. Эффективность классификации по классу -71 мкм всегда выше у спиральных классификаторов, в то время как при классификации в гидроциклонах она редко превышает 50 %. Это ведёт, во-первых, к увеличению циркуляционной нагрузки в среднем на 50 – 400 % относительных, во-вторых, к увеличению продолжительности пребывания готового класса в зоне измельчения, в-третьих, к увеличению ошламования. Существенным недостатком гидроциклонов является невозможность использовать их в самотечном замкнутом цикле измельчения, а это приводит к большим эксплуатационным расходам на эксплуатацию насосов. Расход электроэнергии на тонну готового класса при классификации в гидроциклонах выше на 25 – 45 % по сравнению со спиральными классификаторами. К тому же только при использовании спиральных классификаторов наблюдается в песках цикла существенная концентрация тяжёлых и благородных элементов, которые улавливаются ловушками, отсадкой и другими гравитационными процессами. Улавливание происходит при достаточно крупных зёрнах. В постели спиральных классификаторов накапливаются твердосплавные элементы буровых коронок и эти элементы представляют собой ценное вторичное сырьё для производства резцов. Несмотря на всё вышесказанное использование спиральных классификаторов, особенно типа КСП, резко ограничено в последнее время. А вызвано это тем, что под спиральными классификаторами находится около 40 % площади пролёта измельчения.

## **8.6. Расчёт классифицирующего оборудования**

### **8.6.1. Расчёт спиральных классификаторов**

Порядок расчётов:

- а) определение необходимого диаметра спирали;
- б) выбор из каталогов *ближайшего наибольшего* значения;
- в) расчёт производительности по сливу выбранного типоразмера классификатора;
- г) проверка классификатора на развиваемую им производительность по пескам.

Минимальный диаметр спирали (м) рассчитывается по формуле:

– для КСН

$$D_{\text{мин}} = -0,394 + 0,505 \sqrt{Q/(mk_1k_2)}, \quad (150)$$

– для КСП

$$D_{\text{мин}} = -0,343 + 0,563 \sqrt{Q/(mk_1k_2)}, \quad (151)$$

где  $Q$  – производительность классификатора по твёрдому в сливе, т/ч;

$m$  – общее количество спиралей;

$n$  – число мельниц, на которые поступают пески классификатора;

$$m = n \cdot l, \quad (152)$$

где  $l$  – количество спиралей у одного классификатора;

$k_1, k_2, k_3, k_4$  – поправочные коэффициенты, значения которых принимаются в данном курсовом проекте по табл. 10–14.

Расчёты спиральных классификаторов начинают с односпиральных ( $l = 1$ ) и для количества мельниц, принятых ранее. При необходимости увеличения в дальнейшем количества спиралей надо перейти сначала на двухспиральные классификаторы, а затем увеличивать количество мельниц, не ограничиваясь результатами расчётов, принятых ранее.

Таблица 19

**Значения поправочного коэффициента на плотность руды**

Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	2,0	2,5	2,7	3,0	3,2	3,5	3,8	4,0	4,2	4,5
$k_1$	0.65	0.9	1.0	1.15	1.25	1.40	1.55	1.65	1.75	1.90

$$k_1 = 1 + 0,5(\rho - 2,7)$$

Таблица 20

**Значения поправочного коэффициента на крупность слива спирального классификатора  $k_2$**

Массовая доля в сливе, %	-71 мкм	17,5	23,5	31,3	41,2	52,9	65,3	78,2	88,4	95,0			
	-45 мкм	11,0	15,0	20,0	27,0	36,0	45,5	59,2	72,0	83,2	88,5	91,7	95,0
Номинальная крупность $d_{0,95}$ , мм		1,15	0,85	0,60	0,42	0,30	0,21	0,15	0,105	0,075	0,06	0,053	0,045
Весовое базисное разбавление $R_{\text{баз},2,7} = \mathcal{J}:T$		1,3	1,45	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7		6,0	6,75
Коэффициент $k_2$	КСН	2,5	2,36	2,19	1,95	1,7	1,41	1,0	0,66	0,46			
	КСП						3,0	2,3	1,6	1,0	0,75	0,57	0,36

Таблица 21

**Усреднённая практическая зависимость между номинальной крупностью  $d_{0,95}$  и плотностью слива**

Номинальная крупность $d_{0,95}$ , мм	0,30	0,20	0,15	0,1
Плотность слива, %	28–50	25–45	20–35	15–30

Таблица 22

**Значения поправочного коэффициента на действительную плотность слива  $k_3$**

Отношение фактического разбавления к базисному $R_{\phi}/R_{\text{баз.р}}$	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,7	2,0	3,0	4,0	5,0
	$k_3$	0,75	0,85	1,0	1,1	1,2	1,25	1,2	1,0	0,85

Таблица 23

**Значения поправочного коэффициента  $k_4$  на количество первичных шламов**

Количество первичных шламов	Массовая доля класса -71 мкм в мелкодроблёной руде, %	$k_4$
низкое	менее 5	1,1–1,2
среднее	5–12	1,0
высокое	более 12	0,75–0,80

Для нахождения значения коэффициента  $k_3$  надо рассчитать отношение  $R_{\phi}/R_{\text{баз.р}}$ . Фактическое разбавление слива классификатора  $R_{\phi}$  определяется по формуле

$$R_{\phi} = (100 - \beta_{\text{сл}}) / \beta_{\text{сл}}, \quad (153)$$

где  $\beta_{\text{сл}}$  – массовая доля в сливе класса – 71 мкм. Допустимо рассчитать  $\beta_{\text{сл}}$  (%) по формуле

$$\beta_{\text{сл}} = (48,3 - 0,35\beta^{-71})(1 + 0,5(\rho - 2,7)), \quad (154)$$

или по усреднённым данным практики – табл. 21.

Базисное разбавление для руды  $R_{\text{баз.р}}$  рассчитывается по формуле

$$R_{\text{баз.р}} = R_{\text{баз.2,7}} \cdot 2,7 / \rho, \quad (155)$$

где  $R_{\text{баз.2,7}}$  – базисное разбавление для пульпы при плотности руды 2,7 т/м<sup>3</sup> (табл. 20).

Для принятого типоразмера ( $D_{\text{прин}}$ ) классификатора рассчитывается производительность по сливу (т/ч), которую он может обеспечить:

– для КСН

$$Q_{\text{расч}} = mk_1k_2k_3k_4(3,917 D_{\text{прин}}^2 + 0,667 D_{\text{прин}}); \quad (156)$$

– для КСП

$$Q_{\text{расч}} = mk_1k_2k_3k_4(3,125 D_{\text{прин}}^2 + 0,417 D_{\text{прин}}). \quad (157)$$

Рассчитанное значение производительности сравнивается с требуемой, которая дана в расчётной таблице для схемы и на рисунке качественно-количественной схемы: должно быть соотношение

$$Q_{\text{расч}} \geq Q_{\text{сл}}. \quad (158)$$

Если оно не выполняется, то надо увеличить  $D_{\text{прин}}$  количество спиралей.

Заканчиваются расчёты классификатора определением производительности по пескам (т/ч) как винтового конвейера

$$Q_{\text{песк}} = 5,625 mk_1 \omega D_{\text{прин}}^2, \quad (159)$$

где  $\omega$  – частота вращения спирали, мин.<sup>-1</sup>

Частота вращения спирали принимается сначала минимальной по каталогу. Рассчитанная производительность должна быть больше количества песков, полученного расчётом качественно-количественной схемы рудоподготовки.

### 8.6.2. Расчёт гидроциклонов

Порядок расчёта:

- а) определяется максимально возможный диаметр гидроциклона;
- б) выбирается несколько типоразмеров гидроциклонов;
- в) по каждому варианту рассчитывается производительность и количество гидроциклонов;
- г) подбирается сечение песковой насадки и проверяется нагрузка на выбранную песковую насадку.

Максимальный диаметр (см) рассчитывается по формуле

$$D_{\text{макс}} = 1,2 d_{\text{макс}}^2 (d_{\text{п}} / d_{\text{сл}})^2 (\rho - \rho_0) \sqrt{H} / \beta_{\text{тв.лит}}, \quad (160)$$

где  $d_{\text{макс}}$  – номинальная крупность ( $d_{0,95}$ ) зёрен (мкм) в сливе гидроциклона (принимается по табл. 24);

$d_{\text{п}}$ ,  $d_{\text{сл}}$  – диаметры (см) насадков пескового и сливного;

$\rho, \rho_0$  – плотность ( $\text{т/м}^3$ ) твёрдой и жидкой фаз пульпы;  
 $H$  – рабочий напор (МПа) пульпы на входе в гидроциклон;  
 $\rho_{\text{ТВ.ПИТ}}$  – массовая доля (%) твёрдого в питании гидроциклона.

Таблица 24

**Соотношение номинальной крупности и массовой доли классов в питании и в сливе гидроциклона**

Массовая доля класса (мкм),%	-71	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
	-45	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
	-20			9	13	17	23	26	35	46	55
Номинальная крупность $d_{0,95}$ , мкм					430	320	240	180	140	94	75

Соотношение ( $d_{\text{п}}/d_{\text{сл}}$ ) принимается обычно равным 0,5–0,6. В дальнейшем оно должно быть учтено при выборе размеров насадок. Но в зависимости от частного выхода песков ( $\gamma'_{\text{п}}$ ) соотношение ( $d_{\text{п}}/d_{\text{сл}}$ ) может составлять:

$$\gamma'_{\text{п}} \geq 70\% \quad \rightarrow \quad (d_{\text{п}}/d_{\text{сл}}) = 0,7 \div 0,8;$$

$$\gamma'_{\text{п}} < 30\% \quad \rightarrow \quad (d_{\text{п}}/d_{\text{сл}}) = 0,2 \div 0,3.$$

Таким образом, для более точного расчёта необходимо найти частный выход песков и лишь затем решать вопрос о величине соотношения диаметров насадок.

*Примечание.* Частный выход песков находится из пропорции:  
 выход питания операции классификации ( $\gamma_{\text{исх}}$ ) – 100,00  
 выход песков операции классификации ( $\gamma'_{\text{п}}$ ) –  $\gamma_{\text{п}}$ .

Рабочий напор ( $H$ ) пульпы на входе в гидроциклон составляет в среднем 0,1 МПа, однако, для получения грубого слива он уменьшается до значений 0,04–0,03 МПа. Назначая напор, надо иметь в виду, что чем выше он, тем больше расходы на создание его (электроэнергия, насосы, износ труб).

Массовая доля твёрдого в питании гидроциклона ( $\beta_{\text{ТВ.ПИТ}}$ , %) рассчитывается по формуле

$$\beta_{\text{ТВ.ПИТ}} = 100 / (\gamma'_{\text{сл}} / \beta_{\text{ТВ.СЛ}} + \gamma'_{\text{п}} / \beta_{\text{ТВ.П}}), \quad (161)$$

где  $\gamma'_{\text{сл}}, \gamma'_{\text{п}}$  – частные выхода слива и песков классификации,

$$\gamma'_{\text{сл}} + \gamma'_{\text{п}} = 100 \%;$$

$\beta_{\text{ТВ.СЛ}}, \beta_{\text{ТВ.П}}$  – массовая доля (%) твёрдого в сливе и в песках. Для ориентировочного определения твёрдого в сливе гидроциклона используется формула

$$\beta_{\text{тв.сл}} = (52 - 0,38\beta^{-71})(1 + 0,5(\rho - 2,7)) \quad (161)$$

Массовая доля (%) твёрдого в песках гидроциклона можно принять по табл. 25.

Таблица 25

**Ориентировочная массовая доля твёрдого в песках гидроциклона**

Массовая доля (%) класса –71 мкм в сливе $\beta^{-71}$	50–60	60–70	70–80	80–90	90–95	≥95
Массовая доля (%) твёрдого в песках $\beta_{\text{тв.п}}$	80	75	72	70	67	65

После расчёта максимального диаметра гидроциклона принимаются два ближайших типоразмера по каталогам (например, по Приложению Л). При этом надо учитывать крупность слива, которую обеспечивает тот или иной гидроциклон, и то, что наиболее употребительными являются ГЦ-350, ГЦ-500 ГЦ-710 и ГЦ-1000. Для них определяется производительность (м<sup>3</sup>/ч) по **питанию (по пульпе)**

$$V_{\text{гц}} = 3k_{\alpha}k_{\text{д}}d_{\text{пит}}d_{\text{сл}}\sqrt{P_0}, \quad (162)$$

где  $k_{\alpha}$  – коэффициент учёта угла конусности (табл. 26) гидроциклона;

$k_{\text{д}}$  – коэффициент учёта диаметра (табл. 27) гидроциклона;

$d_{\text{пит}}$  – эквивалентный диаметр (см) питающего насадка;

$d_{\text{сл}}$  – диаметр (см) сливного патрубка (насадка);

Значения  $d_{\text{пит}}$  и  $d_{\text{сл}}$  принимаются из каталога (справочников) по оборудованию;  $P_0$  – давление пульпы (МПа) на входе в гидроциклон.

Таблица 26

**Учёт угла конусности гидроциклона коэффициентом  $k_{\alpha}$**

Угол конусности гидроциклона, град	10	20	30	45	90
$k_{\alpha}$	1,15	1,00	0,93	0,89	0,83

Таблица 27

**Учёт диаметра гидроциклона  $k_{\text{д}} = 0,8 + 1,2(1 + 0,1D)^{-1}$**

Диаметр гидроциклона $D$ , мм	50	75	150	250	360	500	710	1000	1400	2000
$k_{\text{д}}$	1,6	1,48	1,28	1,14	1,06	1,00	0,95	0,91	0,88	0,81
Высота (м) гидроциклона $H_{\text{г.ц.}}$	0,6	0,75	0,95	1,35	1,75	2,3	3,5	4,5	5,2	8,5

**Примечание.** Под высотой гидроциклона понимается расстояние между соединительным фланцем песковой насадки и горизонтальной осью сливного патрубка

Для гидроциклонов диаметром 500 мм и менее следует принять равенство  $P_o = H$ . При бóльших гидроциклонах необходимо учитывать гидростатическое давление жидкости внутри гидроциклона, поэтому используется формула

$$P_o = H + H_{г.ц} \rho_{п} 0,01, \quad (164)$$

где  $H_{г.ц}$  – высота гидроциклона (м), находится по табл. 26;  
 $\rho_{п}$  – плотность ( $\text{т/м}^3$ ) пульпы на входе в гидроциклон. Рассчитывается по формуле

$$\rho_{п} = 100 / (\beta_{тв.пит} / \rho + (100 - \beta_{тв.пит}) / \rho_0). \quad (165)$$

Дебит пульпы ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ) рассчитывается для каждого варианта по формуле

$$V_{п} = Q_{пит} (R + \rho^{-1}), \quad (166)$$

где  $Q_{пит}$  – количество руды ( $\text{т/ч}$ ), поступающей на классификацию;  
 $R$  – разбавление пульпы, которая подаётся на классификацию:

$$R = (100 - \beta_{тв.пит}) / \beta_{тв.пит}. \quad (167)$$

Количество гидроциклонов повариантно равно

$$n_i = V_{п} / V_{г.ц}. \quad (168)$$

Результаты расчётов надо представить в виде расчётной таблицы (табл. 28).

Таблица 28

**Расчёт гидроциклонов**

Стадии измельчения	Наименование классификации	Вариант	$V_{п}, \text{м}^3/\text{ч}$	$d_{п}/d_{сл}$	$d_{макс}, \text{мкм}$	Массовая доля, %			$H, \text{МПа}$	$D_{макс}, \text{см}$	$D_{прин}, \text{см}$
						$\beta_{тв.пит}$	$\beta_{тв.сл}$	$\beta_{тв.п}$			

Продолжение табл. 28

Вариант	$P_o, \text{МПа}$	Диаметр насадок, см			$k_D$	$k_a$	$\rho_{п}, \text{т/м}^3$	$V_{г.ц}$	$n_i$	$n_{г.ц}$	$q_{песк}, \text{т/(ч} \cdot \text{см}^2)$	Примечание
		$d_{пит}$	$d_{сл}$	$d_{п}$								

Завершаются расчёты гидроциклонов определением нагрузки на песковую насадку ( $\text{т/(ч} \cdot \text{см}^2)$ ) по формуле

$$q_{\text{песк}} = 4Q_{\text{песк}} / (\pi d_{\text{песк}} n_{\text{г.ц}}), \quad (169)$$

где  $Q_{\text{песк}}$  – производительность (т /ч) операции классификации по пескам;  
 $d_{\text{песк}}$  – диаметр (см) пескового насадка;  
 $n_{\text{г.ц}}$  – принятое количество гидроциклонов.

Диаметр песковой насадки подбирается таким образом, чтобы выдержать ранее принятое соотношение ( $d_{\text{п}}/d_{\text{сл}}$ ) и чтобы значение  $q_{\text{песк}}$  было в диапазоне 0,5–2,5 т / (ч·см<sup>2</sup>).

В конце раздела 9 выбирается оптимальный вариант таким образом, чтобы:

- напор пульпы на входе гидроциклона был наименьшим;
- количество гидроциклонов было кратным количеству мельниц, с которыми сопрягаются гидроциклоны;
- стоимость оборудования была минимальной.

При выборе оптимального варианта назначается количество резервных гидроциклонов: один на каждые пять, которые работают на **ОДНУ** мельницу одновременно.

## 9. Компоновочные решения

В этом разделе описывается схема цепи аппаратов, приводятся основные компоновочные<sup>3</sup> решения по цехам с детальным ознакомлением решений по одному (заданному) корпусу. После описания схемы цепи аппаратов (с привязкой к чертежу и к рисунку в ПЗ) обозначаются отдельные цехи (переделы), где находится однородное по конструкции, по условиям работы и по назначению оборудование. Затем обозначается связь этих зданий между собой (например, галереями и др.). Потом отмечаются основные решения по размещению оборудования в каждом цехе (на уровне земли или заглублено, каскадно или на одном уровне), по обустройству здания (характер стен, перекрытий, колонн, наличие лестниц и лестничных клеток, входы и выходы из здания, освещённость), наличие конвейерных галерей, размещение вспомогательных служб. Более детально описывается строительное решение по заданному корпусу.

Схема цепи аппаратов (СЦ) – это графическое изображение (сначала рисунок, а затем чертёж) пути следования руды и продуктов обогащения через последовательно установленное основное технологическое оборудование с указанием также вспомогательного оборудования. Типы и количество оборудования должны быть изображены *полностью*. На рисунке СЦ приводятся также данные по необходимому грузоподъёмному оборудованию. Правила разработ-

---

<sup>3</sup> componere (лат.) = компоновать, т.е. составлять одно согласованное из отдельных частей.

ки СЦ и условные обозначения оборудования, принятые на кафедре ОПИ СКГМИ (ГТУ), приводятся в методических указаниях. В соответствии с правилами проектирования [3] оборудование группируется и на рисунке СЦ указывается условной линией подразделение фабрики: цех, отделение, здание... После беседы с преподавателем по содержанию СЦ уточняется задание на курсовое проектирование, а именно: выявляется здание, для которого надо разработать компоновочные решения и представить их в ПЗ схематичными рисунками, а в графической части чертежом (-ми). Схематичные рисунки (три проекции и более) здания вшиваются в ПЗ и являются основой для разработки чертежа.

Литературные рекомендации [3] по выбору типа транспорта на фабрику руды с горных работ приведены в табл. 29.

Таблица 29

**Рациональные типы автотранспорта руды**

Производительность по средней массе, млн т/год	Грузоподъёмность автотранспорта, т	Протяженность, км	
		откатки	
5 – 7	10 – 12	0,8 – 1,5	3
15	20 – 25	1,5 – 2	4,7
30	40 – 50	2 – 3	7
40	80	–	10

Разумов К.А. и др. [3] рекомендуют железнодорожный транспорт на перевозках на расстояния более 7–13 км. Продолжительность разгрузки автотранспорта принимается от 1 до 1,5 мин (чем больше грузоподъёмность, тем более продолжительная разгрузка), а манёвр до 1 мин. Для железнодорожного транспорта продолжительность принимается в пределах 1,5–2 мин.

При составлении СЦ решаются вопросы выбора типа питателей, транспортного оборудования (конвейера, питатели, элеваторы), типа сооружения для складирования продуктов. Основную роль играют при этом крупность продукта, назначение операции складирования. Рекомендации по выбору типа питателя для каждого конкретного случая следует смотреть в литературе [1]. Складирование чаще всего либо аккумулялирующее, либо распределительное. Если основное назначение – накапливать продукт, то полезная ёмкость сооружения должна обеспечивать, как правило, не менее 36 часов работы оборудования, которое используется после склада. При крупном продукте это обычно склад. Если назначение устройства распределить продукт между параллельно работающим оборудованием, то полезная ёмкость должна быть в пределах 2,5–3-часовой работы оборудования. Чаще всего для этого используют бункер. Однако при большой производительности экономически более целесообразно применять склад [3].

*Пример.* Если считать, что для складирования мелкодроблённой руды используется бункер, то следует учесть, что его строительные конструкции вписываются в сетку  $6 \times 6$  м. Сначала следует считать, что ячейка бункера будет высотой 6 м (подчиняясь нормам строительного проектирования). Таким образом, при коэффициенте использования геометрического объёма ячейки ориентировочно  $k = 0,75 - 0,85$  [2] полезный объём ячейки составит  $0,8 \times 6 \times 6 \times 6 \approx 170 \text{ м}^3$ . Количество необходимых ячеек равно  $n = V_{\text{пол}} / 170$ . Это количество может оказаться большим. В таком случае увеличиваем вдвое высоту и получаем опять-таки много ячеек. Следующим шагом решения вопроса (нельзя же в самом деле бесконечно увеличивать высоту бункера!) возможно увеличение пролёта бункера, т.е. опираться его на колонны, располагающиеся по сетке  $6 \times 12$  м и тем самым ещё уменьшить количество ячеек бункера. Нормами строительного проектирования рекомендуется при большом количестве ячеек использовать склад. В таком случае возможна разгрузка штабеля конвейерами, которые располагаются как вдоль (три конвейера) штабеля, так и поперёк (неограниченное количество конвейеров) и которые подают мелкодроблённый продукт прямо в мельницы (в таком случае количество конвейеров равно количеству мельниц). При поперечном относительно штабеля расположении конвейеров уменьшается длина пролёта измельчения. Однако бункер примыкает к пролёту измельчения и поэтому находящаяся в нём руда согревается теплом электродвигателей мельниц. Этого нет при нахождении руды в отдельно стоящем складе. Поэтому решение вопроса «склад – бункер» зависит и от климатических условий.

## **10. Выбор грузоподъёмного оборудования**

Известны три способа ремонта оборудования [2]: сменно-машинный, сменно-узловой и индивидуальный. Способ ремонта принимается в зависимости от количества оборудования и с учётом его сложности. Рекомендации приведены в литературе [3]. Наиболее дорогой способ ремонта – сменно-машинный и его стараются избегать.

При эксплуатации и для ремонта используются чаще всего тали, тельферы (ТЭ – тали с электродвигателем), мостовые краны и однобалочные, подвесные (одно- или двухпролётные) кран-балки. В условиях цехов дробления и отделения измельчения грузоподъёмное оборудование работает в среднем режиме (С), если же используется грейфер (кран с грейфером) или магнитная шайба, то режим работы весьма тяжёлый (ВТ). Технологическое оборудование монтируется и ремонтируется по индивидуальному способу на месте установки, а по другим способам – на ремонтно-монтажной площадке. Рекомендуемые грузоподъёмности кранов приведены в табл. 30.

## Грузоподъёмность (т) кранов в цехах рудоподготовки

Типоразмер оборудования		Способ ремонта			Примечание
		индивиду- альный	сменно- узловой	сменно- машинный	
1		2	3	4	5
Дробилки					
ЩДС	2,5x9	-	5	-	
	4x9	-	10	-	
	6x9	-	10	-	
ЩДП	6x12	-	15/3	-	
	12x15	-	30/5	-	
	15x21	-	50/10	-	
	21x25	-	100/20	-	
ККД	500/75	-	20/5	-	
	900/140	-	80/20	-	
	1200/150	-	100/20	-	
	1500/160	-	160/32	-	
	1500/180	-	160/32	-	
	1500/300	-	200/30	-	
КРД	700/75	-	80/20	-	
	700/100	-	100/32	-	
КСД, КМД	600 Гр	-		-	Если в пролёте одним краном обслуживается более 12 дробилок (КСД+КМД), то принимается сменно-машинный способ
	900 Гр	-		-	
	1200 Т, 1200 Гр	-		-	
	2200 Т, 2200 Гр	-		-	
	3000 Т, 3000Гр	-		-	
Мельницы					
МШР	1500x1600	10	10	15	
	2100x1500	20/5	30/5	50/10	
	2100x2200	30/5	50/10	75/20	
	2100x3000		50/10	80/20	
	2700x2100	50/10	80/20	100/20	
	2700x3600				
	3200x3100	75/20	100/20	150/30	
	3600x4000	75/20	150/30	250/30	
	3600x5000	100/20	150/30	300/30	
	4000x5000	80/	200/	320/	
	4500x5000	80/	250/	2x250/	

1		2	3	4	5
МШЦ	900x1000	5	5	5	
	1500x3100	15/3	20/5	30/5	
	2100x2200	30/5	30/5	50/10	
	2100x3000	50/10	50/10	75/20	
	2700x3600	75/20	100/20	125/	
	3200x3100	/	100/20	160/30	
	3200x4500	75/	125/	200/	
	3600x4000	32/	120/	200/	
	3600x5500	75/	150/	300/	
	4000x5500	50/	200/	320/	
	4500x6000	80/	250/	2x250/	
	5500x6500	120/	2x320/	-	
Пластинчатые питатели					
над приводом		-	5-10	-	
над натяжной звёздочкой		-	3,2	-	
Ленточные конвейеры					
бараны		-	5-10	-	
станция приводная промежуточная		-	максимум 32	-	
Насосы					
ГрТ 8000/71		-	32	-	
ГрА 2100/90, ГрА 2500/40		-	16	-	
прочие		-	до 10	-	

Высота расположения грузоподъемного оборудования (рисунок 27) должна быть минимальной. Она зависит от габаритов оборудования (установок), которое установлено в пролёте, и рассчитывается по выражению

$$H_{\text{ур.г.р}} = H_{\text{об}} + \Delta + H_{\text{гр}} + H_{\text{строп}} \pm \Delta H, \quad (170)$$

где  $H_{\text{ур.г.р}}$  – высота (уровень) головки подкранового рельса, м;  
 $H_{\text{об}}$  – максимальная высота относительно отметки 0,000 технологического оборудования, м. При небольших размерах оборудования принимают  $H_{\text{об}} \geq 2,3$  м;  
 $\Delta$  – просвет между низом транспортируемого груза и верхом установленного оборудования, м. Минимальное значение составляет  $\Delta = 0,5$  м;  
 $H_{\text{гр}}$  – высота перемещаемого груза (детали, узла, оборудования), м;  
 $H_{\text{строп}}$  – высота, необходимая для стропления груза, м. Зависит от габаритов оборудования (груза); минимальное значение  $H_{\text{строп}} \geq 1$  м, причём угол между стропами должен быть меньше  $90^\circ$ ;

$\Delta H$  – расстояние от центра крюка до головки рельса, м. Если крюк ниже головки рельса, то знак «плюс», в ином случае «минус»;

$H_{кр}$  – высота крана, м;

$h$  – просвет между верхом тележки крана и низом стропильных ферм (балок), м.

Высота колонны стандартизирована и её *минимальное* значение находится по выражению

$$H_{\text{кол}} = H_{\text{ур.г.р}} + H_{\text{кр}} + h \quad (171)$$

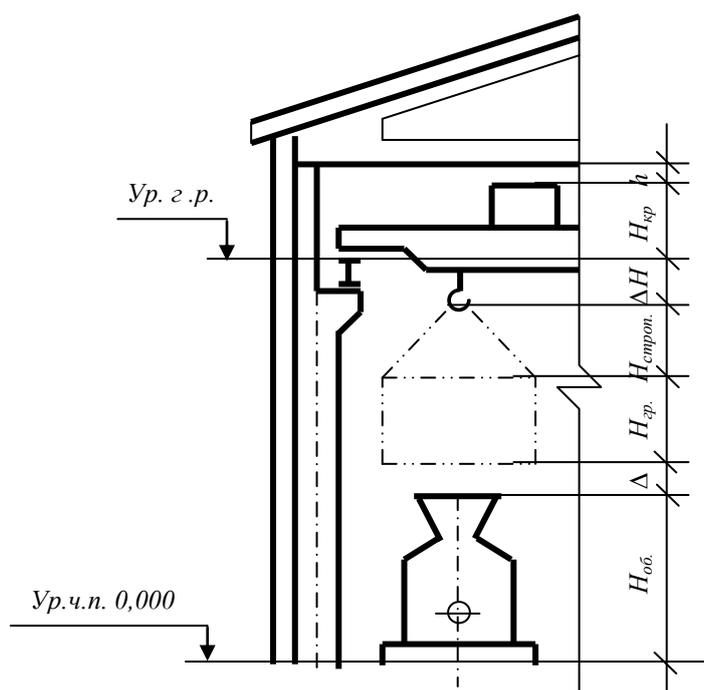
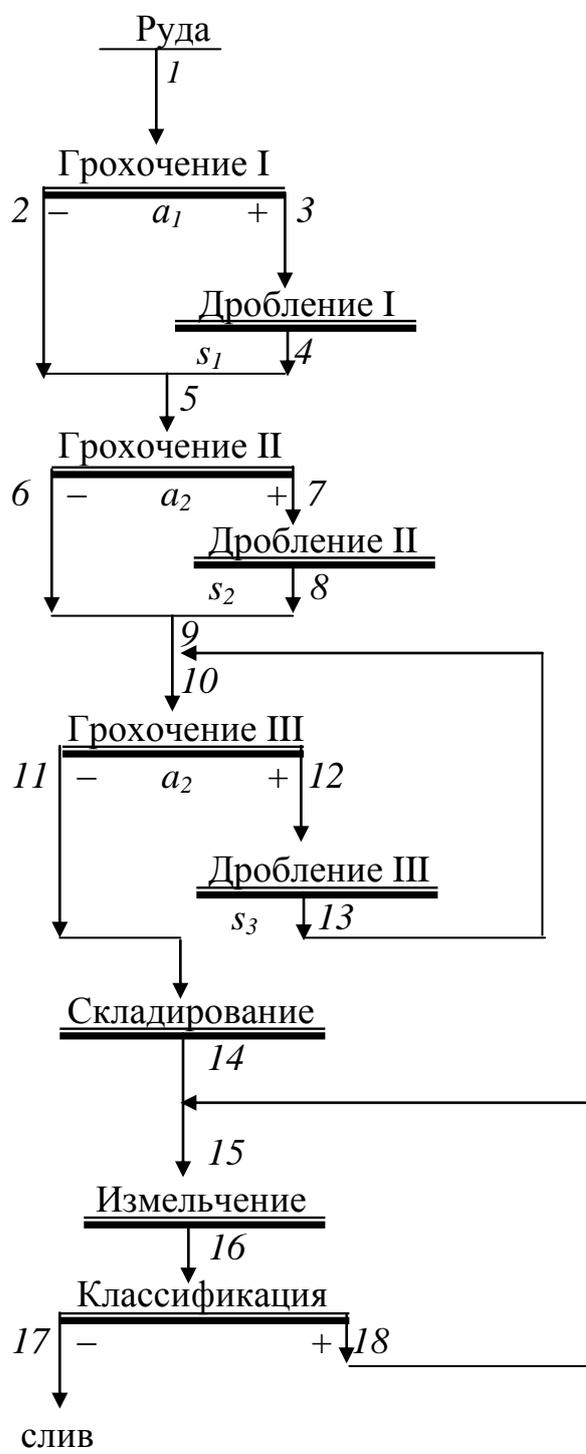


Рис. 14. Высота расположения грузоподъемного оборудования

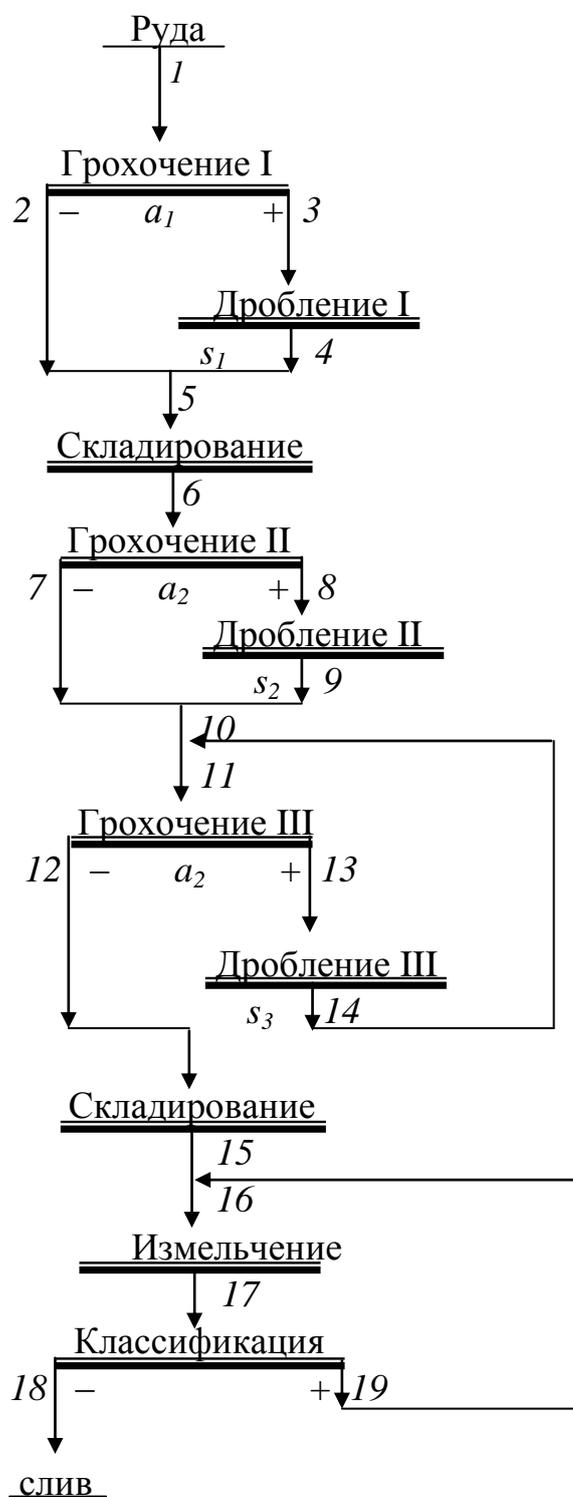
## 11. Номер и содержание задания

Номер задания указывается преподавателем. Содержание задания приведено в табл. 11.1, 11.2 и 11.3. Дополнительные данные по заданию размещены на рис. 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 и в табл. 11.4, 11.5, 11.6, 11.7, 11.8, 11.9.



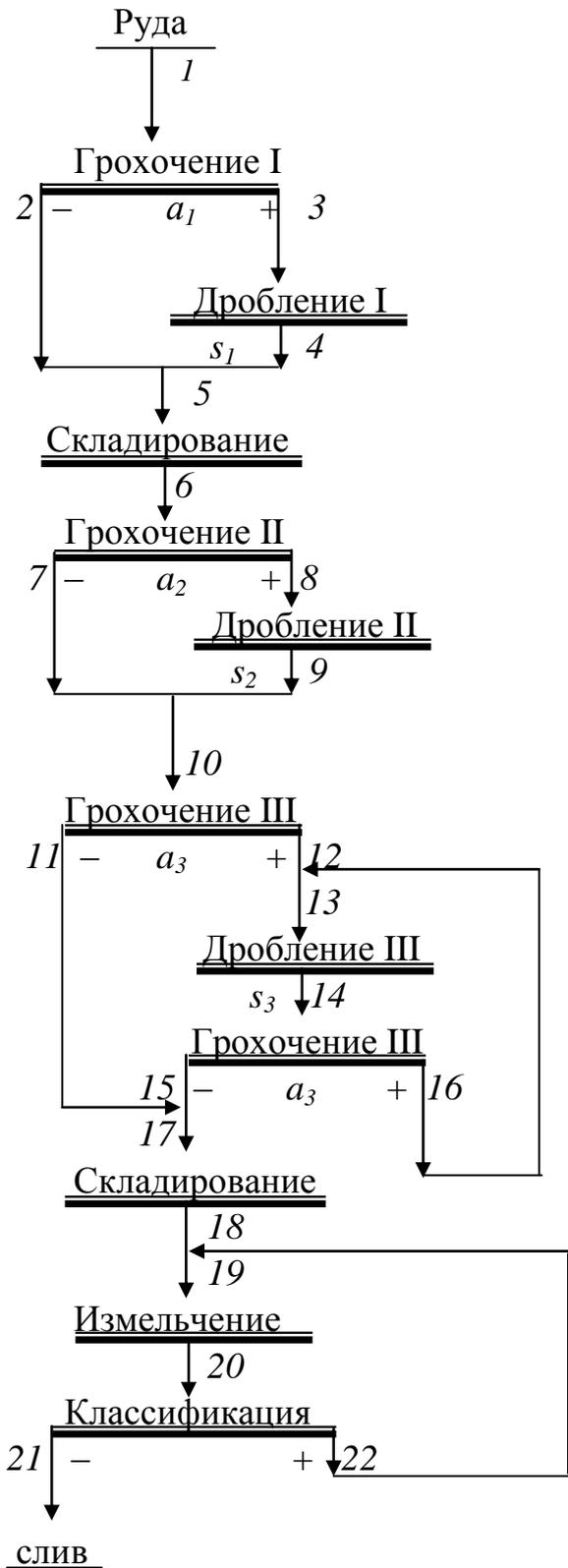
1 – 18 – номера продуктов обогащения

Рис. 1. – Схема рудоподготовки № 1



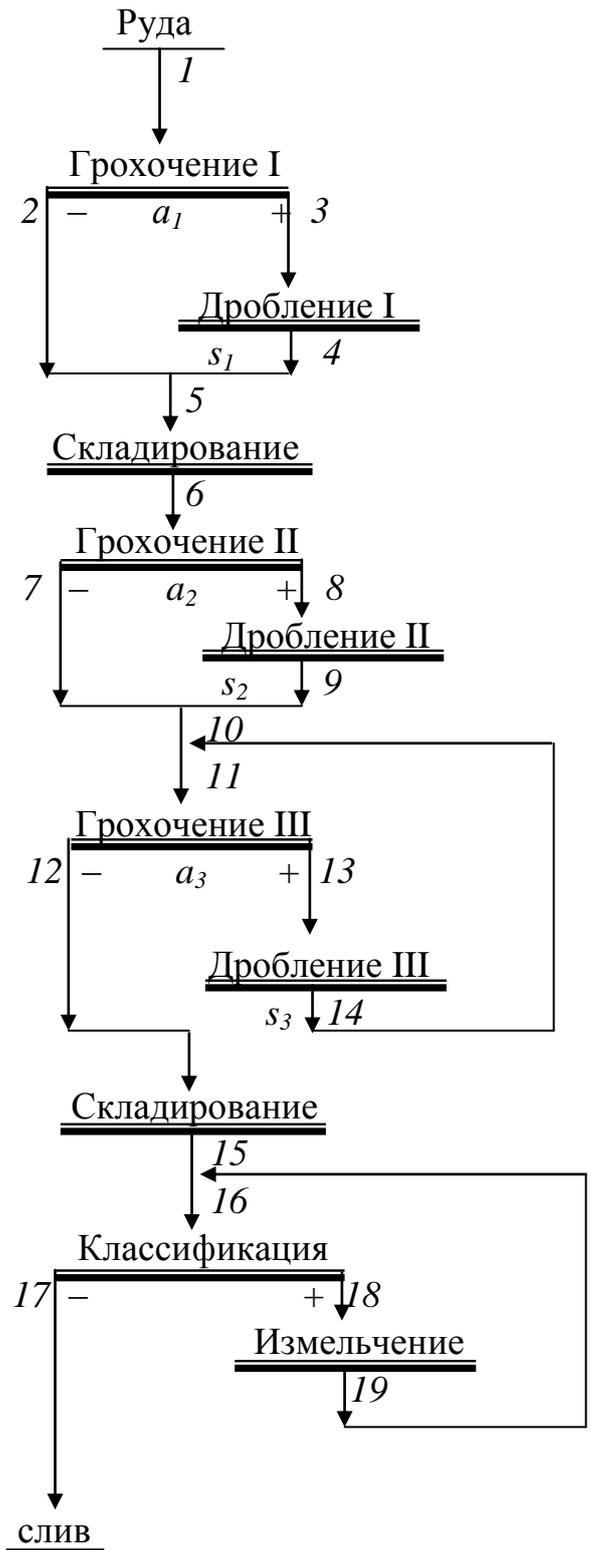
1 – 19 – номера продуктов обогащения

Рис. 2. – Схема рудоподготовки № 2



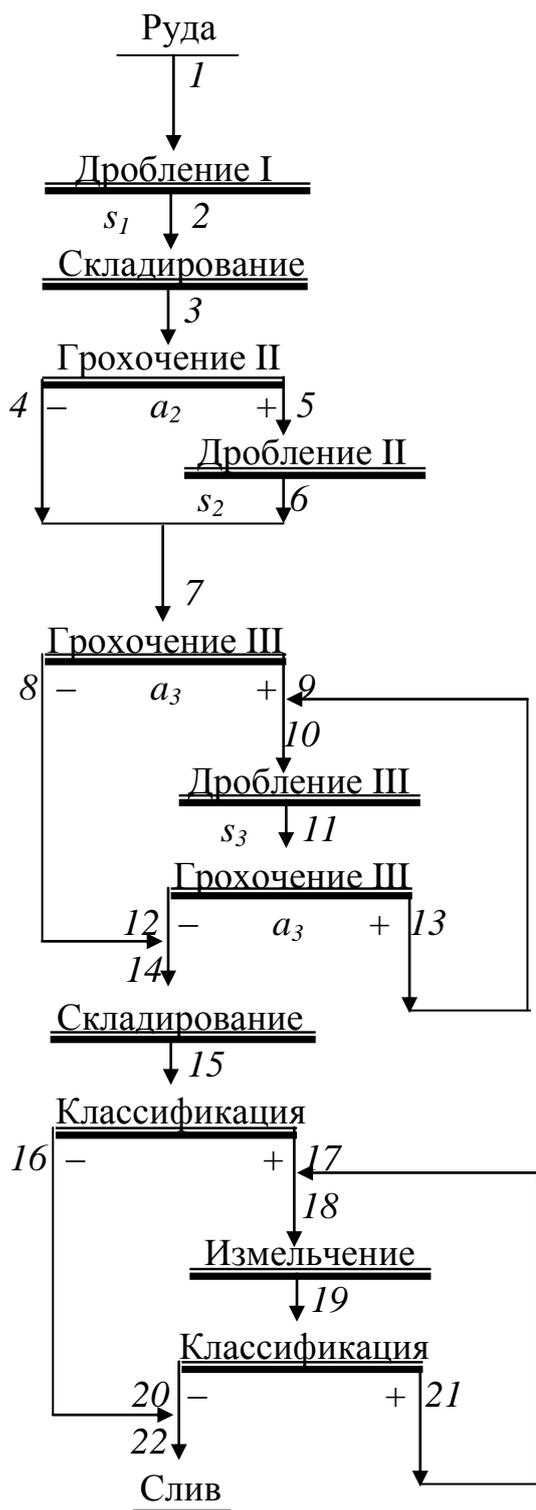
1 – 22 – номера продуктов обогащения

Рис. 3. – Схема рудоподготовки № 3



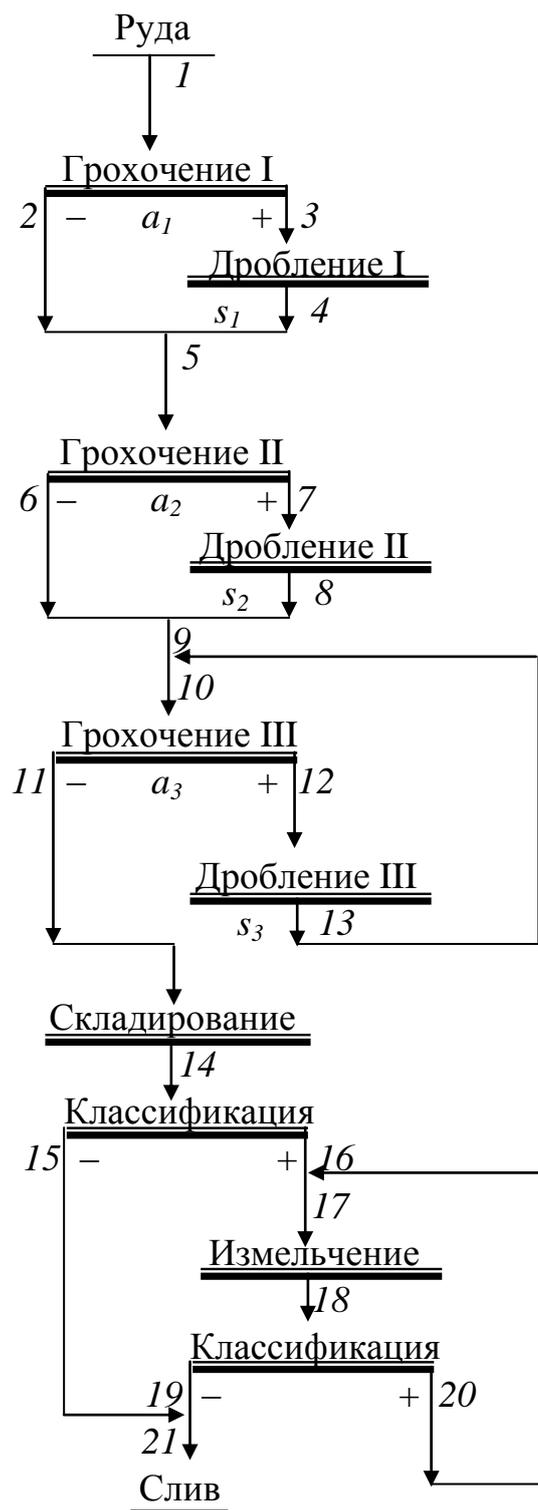
1 – 19 – номера продуктов обогащения

Рис. 4. – Схема рудоподготовки № 4



1 – 22 – номера продуктов обогащения

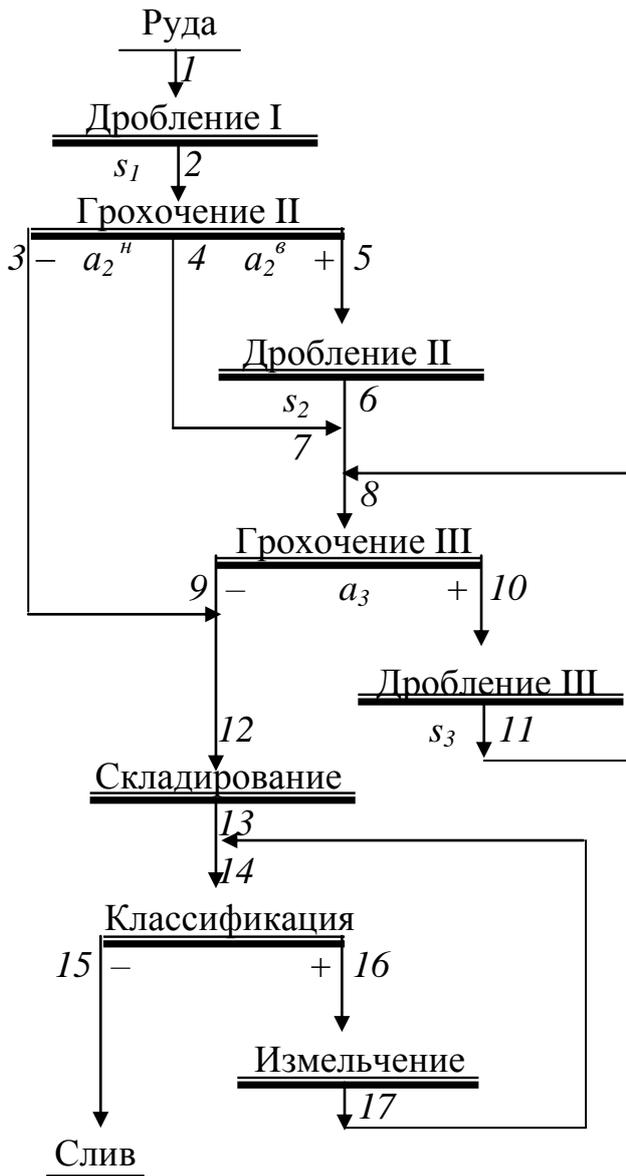
Рис. 5 – Схема рудоподготовки № 5



1 – 21 – номера продуктов обогащения

Рис. 6 – Схема рудоподготовки № 6



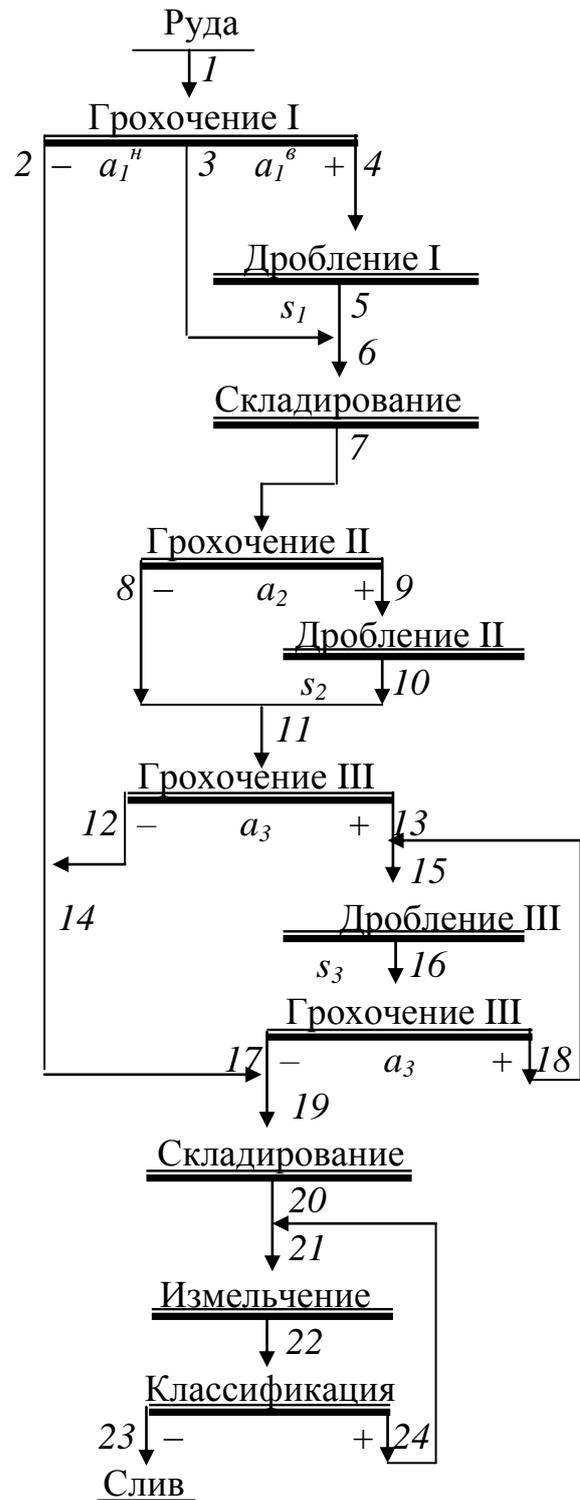


1 – 17 – номера продуктов обогащения

$a_2^h$  – номер нижней сетки

$a_2^e$  – номер верхней сетки

Рис. 9 – Схема рудоподготовки № 9



1 – 24 – номера продуктов обогащения

$a_1^h$  – номер нижней сетки

$a_1^e$  – номер верхней сетки

Рис. 10 – Схема рудоподготовки № 10

Таблица 11.1

## Исходные данные. Сведения по отделению рудоподготовки

Номер задания	Производительность фабрики, млн.т/год	Район расположения в России	Номер схемы рудоподготовки по рисунку 1-10	Крупность питания		Влажность руды, %
				мельниц. мм	отделения флотации $\beta^{-71}$ , %	
1	2	3	4	5	6	7
1	3.5	север	1	8	60	7
2	4.0	юг	2	10	58	5
3	5.0	север	3	8	55	4
4	3.0	ср.полоса	4	12	48	7
5	12.0	юг	5	15	60	5
6	10.0	север	6	12	65	9
7	8.0	ср.полоса	7	10	55	6
8	0.6	юг	8	10	58	11
9	4.0	север	9	12	64	7
10	5.0	ср.полоса	10	12	62	5
11	7.0	юг	10	15	66	3
12	10.0	север	9	15	54	10
13	6.0	ср.полоса	8	8	55	5
14	10.0	юг	7	10	60	6
15	7.5	север	6	15	60	2
16	3.5	ср.полоса	5	12	67	7
17	9.0	юг	4	10	47	10
18	5.0	север	3	8	50	10
19	14.0	ср.полоса	2	10	66	7
20	7.5	юг	1	10	61	12
21	9.0	юг	5	12	60	5
22	2.0	ср.полоса	7	8	60	7
23	1.5	юг	9	12	57	4
24	0.2	север	10	12	64	4
25	2.2	ср.полоса	1	10	60	3
26	7.0	север	3	10	68	13
27	22.0	юг	8	10	65	2
28	13.0	ср.полоса	2	12	59	2
29	3.3	юг	6	8	56	3
30	8.5	север	4	15	62	4
31	2.7	ср.полоса	4	12	67	5
32	5.2	север	6	10	56	6
33	1.8	север	2	15	62	7
34	11.2	ср.полоса	8	12	60	10
35	3.0	юг	10	10	64	9
36	6.0	ср.полоса	1	8	60	11
37	4.7	юг	3	10	70	4
38	2.3	ср.полоса	9	12	63	4
39	0.6	север	5	15	59	7
40	4.7	юг	7	8	62	9
41	2.3	ср.полоса	5	12	60	9
42	0.6	север	6	10	63	6
43	12.0	юг	3	8	60	6
44	10.0	ср.полоса	8	12	56	4
45	2.8	север	10	12	67	4
46	3.9	юг	2	10	60	4
47	22.0	ср.полоса	1	10	60	4
48	9.0	ср.полоса	4	8	63	3
49	1.5	север	7	15	59	3
50	2.0	юг	9	10	57	2
51	1.5	север	7	8	65	4
52	2.0	ср.полоса	8	8	60	5

1	2	3	4	5	6	7
53	2.5	юг	6	8	68	3
54	3.0	север	9	8	66	7
55	4.0	ср. полоса	1	10	63	5
56	5.0	юг	10	10	60	9
57	14.0	север	5	10	65	6
58	2.5	ср. полоса	2	10	58	11
59	13.0	юг	3	12	65	7
60	4.5	север	4	8	60	5
61	3.0	ср. полоса	3	12	60	3
62	11.0	юг	4	15	63	3
63	5.0	север	5	15	61	5
64	6.0	ср. полоса	6	12	58	6
65	7.0	юг	10	12	55	6
66	8.0	север	2	10	62	10
67	9.0	ср. полоса	10	12	62	10
68	7.0	юг	9	10	56	10
69	8.0	север	7	10	60	7
70	12.0	ср. полоса	8	12	63	13
66	8.0	север	2	10	62	10
67	9.0	ср. полоса	10	12	62	10
68	7.0	юг	9	10	56	10
69	8.0	север	7	10	60	7
70	12.0	ср. полоса	8	12	63	13
71	10.0	юг	10	12	60	15
72	8.0	север	2	12	60	4
73	6.0	ср. полоса	3	15	60	4
74	18.0	юг	7	8	58	9
75	24.0	север	8	10	64	3
76	1.2	ср. полоса	9	10	60	3
77	2.0	юг	10	15	63	12
78	25.0	ср. полоса	4	10	66	2
79	4.5	север	5	10	66	3
80	3.0	юг	6	8	58	4
81	3.5	север	4	12	61	2
82	4.6	ср. полоса	8	8	61	3
83	2.2	юг	3	8	64	3
84	2.5	север	9	10	58	8
85	3.7	ср. полоса	10	12	62	14
86	4.0	юг	7	12	62	4
87	4.5	север	2	15	56	2
88	5.5	ср. полоса	5	15	60	6
89	5.8	юг	6	12	60	6
90	6.5	север	1	15	59	9
91	27.0	ср. полоса	2	12	58	9
92	13.0	юг	4	12	60	7
93	4.0	север	6	12	47	4
94	11.0	ср. полоса	8	8	53	4
96	1.0	север	5	10	57	9
97	6.0	ср. полоса	7	10	58	10
98	15.0	юг	1	15	58	7
99	10.0	север	3	15	62	6
100	8.0	ср. полоса	9	12	66	5

**Примечание.** Средняя полоса (ср. полоса) территории России ограничена двумя линиями, первая из которых проводится условно через Кемь-Сыктывкар-Екатеринбург-Омск-Новосибирск-Черемхово-Благовещенск-Петропавловск-на-Камчатке, а вторая через Клайпеду-Вильнюс-Брянск-Орёл-Харьков-Волгоград-Гурьев-Аральск-Балхаш.

## Исходные данные. Качество руды

Номер задания	Гранулометрический состав руды (номер по таблице 5)	Крепость руды по Протодьяконову $f$ , ед.	Плотность $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Измельчаемость $k_{изм}$ , д.ед.	Максимальная крупность руды $D_{макс}$ мм	Масс.доля в дроблёной руде класса $\beta^{-71}$ , %
1	2	3	4	5	6	7
1	7	12–16	3,95	1,0	450	12
2	2	6–10	4,4	1,4	500	14
3	3	10–13	2,9	0,8	550	10
4	5	16–18	3,2	1,6	600	6
5	4	12–14	4,2	1,1	650	10
6	6	10–14	4,9	1,3	700	8
7	8	13–15	3,7	0,7	750	5
8	0	5–10	3,4	0,9	800	15
9	8	12–15	3,2	1,7	900	8
10	0	12–14	3,5	1,2	1000	9
11	2	10–14	3,8	1,6	1100	11
12	0	12–14	3,2	1,8	1200	6
13	8	8–11	2,85	1,3	600	12
14	8	16–20	3,65	1,0	900	5
15	4	8–12	4,0	1,6	700	15
16	3	10–12	4,6	1,2	500	10
17	5	14–16	5,5	1,0	600	3
18	6	16–18	4,1	0,7	700	2
19	8	6–9	3,0	0,9	800	10
20	9	12–15	3,0	1,9	1100	8
21	9	14–16	3,5	1,0	1200	9
22	2	10–12	4,8	1,2	700	5
23	2	16–18	3,7	1,3	1100	5
24	0	10–12	3,3	1,4	900	7
25	6	16–19	3,1	0,9	1200	3
26	4	8–10	4,2	1,1	800	15
27	7	6–10	3,0	1,4	700	13
28	2	18–20	3,8	1,2	600	14
29	5	11–14	3,5	1,0	1200	6
30	3	8–12	3,0	0,7	1100	4
31	1	7–9	3,4	1,1	1000	12
32	6	16–18	2,8	1,5	600	5
33	3	17–20	4,2	1,8	700	12
34	0	19–21	3,8	1,1	900	12
35	8	16–20	5,1	0,7	800	12
36	1	8–10	2,8	1,8	600	15
37	4	6–9	3,1	2,1	700	11
38	0	6–12	4,7	1,9	1000	15
39	5	8–13	3,9	1,7	700	11
40	0	19–21	3,1	1,1	700	7
41	2	14–18	3,4	1,1	800	16
42	3	8–11	3,4	1,3	800	4
43	6	10–14	3,1	1,3	750	4
44	0	10–13	2,9	1,0	950	4
45	8	12–16	2,9	1,0	1200	7
46	1	12–15	3,0	1,2	1000	7
47	4	8–12	3,9	1,0	800	8
48	5	17–19	3,45	0,8	700	4
49	2	17–19	3,25	0,9	1000	12
50	8	18–21	3,05	1,2	700	13
51	2	12–14	3,6	1,2	500	15

1	2	3	4	5	6	7
52	8	16–20	3.4	1.0	500	12
53	1	8–10	4.7	1.6	550	20
54	0	8–14	2.9	1.1	600	14
55	6	10–12	3.0	0.8	600	7
56	0	17–20	3.0	0.6	700	4
57	4	12–15	3.0	0.6	450	3
58	6	14–18	3.2	0.8	500	5
59	7	10–15	3.2	1.0	700	8
60	2	7–10	3.4	1.1	500	10
61	3	17–20	3.6	0.9	800	4
62	5	12–14	3.6	1.2	900	13
63	9	10–14	3.8	1.6	700	17
64	4	13–16	3.8	1.6	1000	9
65	8	14–18	3.55	1.3	900	6
66	6	8–10	3.55	1.0	1000	10
67	2	7–9	3.3	1.8	1200	17
68	0	14–18	3.0	1.1	900	4
69	0	10–13	3.15	0.9	800	10
70	1	11–15	3.6	0.9	900	12
71	8	8–9	3.2	1.1	1000	21
72	6	9–10	3.8	1.5	1200	13
73	4	16–20	3.0	1.0	1200	5
74	2	16–20	3.4	0.9	1000	3
75	8	13–17	3.0	1.1	1100	8
76	2	10–14	3.7	1.3	700	10
77	0	12–14	4.5	1.0	850	10
78	8	8–10	4.2	1.0	650	16
79	7	16–19	4.0	0.8	800	5
80	8	11–12	3.8	1.2	900	9
81	2	7–10	3.5	1.0	400	16
82	0	10–12	3.0	1.0	500	5
83	9	10–14	2.9	1.0	550	4
84	2	15–19	3.3	0.8	600	8
1	2	3	4	5	6	7
85	8	15–19	3.5	0.9	650	7
86	0	10–12	4.2	0.8	700	6
87	4	13–15	4.0	0.7	750	2
88	5	16–18	3.85	1.0	800	5
89	3	8–10	3.25	1.6	900	12
90	6	18–20	3.4	1.1	1000	16
91	1	15–16	4.0	1.2	700	9
92	4	12–13	3.5	0.7	900	9
93	7	12–15	3.45	1.0	900	10
94	2	13–17	3.4	1.4	800	6
95	8	10–14	3.4	1.5	900	5
96	9	6–11	4.1	0.6	1000	11
97	0	6–9	3.4	1.7	900	12
98	6	18–20	4.7	1.6	1000	13
99	3	15–17	3.3	1.0	1100	4
100	8	11–13	3.0	1.2	700	6

## Исходные данные. Условия работы эталонной мельницы

Номер задания	Типоразмер мельницы	Крупность питания $d_{эм}$ , мм	Массовая доля кл. -71мкм, % в		Производительность, $Q$ , т/ч	Уд.производительность по кл. -71 мкм, $q^{-71}$ , т/(ч·м <sup>3</sup> )
			Питании, $\alpha_{эм}$	Сливе, $\beta_{эм}$		
1	2	3	4	5	6	7
1	МШР 3200x3200	-18+0	4	59	-	2,05
2	МШР 3200x3200	-15+0	6	56	-	0,88
3	МШЦ 2700x3600	-10+0	10	50	43,2	-
4	МШЦ 2700x3600	-12+0	5	40	26,0	-
5	МШР 2100x3000	-20+0	15	42	32,4	-
6	МШЦ 2200x2200	-15+0	10	44	15,3	-
7	МШЦ 1500x3000	-18+0	7	47	-	1,45
8	МШЦ3200x4500	-10+0	14	48	-	1,55
9	МШЦ 3200x3100	-18+0	3	48	-	0,72
10	МШЦ 2100x2200	-25+0	7	52	-	0,94
11	МШЦ 2100x3000	-17+0	14	54	14,5	-
12	МШЦ 1200x2400	-30+0	14	54	7,2	-
13	МШР 2100x3000	-20+0	6	56	-	0,96
14	МШР 2100x2200	-30+0	12	62	-	0,84
15	МШР 2100x1500	-24+0	15	55	10,5	-
16	МШР 2100x1500	-12+0	6	46	13,2	-
17	МШР 2700x2100	-14+0	6	56	-	1,52
18	МШР 2700x2700	-40+0	12	57	-	1,14
19	МШР 2700x3600	-35+0	12	47	51,5	-
20	МШР 2700x2100	-20+0	15	53	25,6	-
21	МШЦ1500x3000	-10+0	15	48	-	1,18
22	МШЦ 2100x2200	-14+0	11	56	-	0,97
23	МШЦ 2100x3000	-30+0	6	60	10,2	-
24	МШЦ3200x3100	-30+0	7	40	-	0,77
25	МШЦ 3200x4500	-25+0	9	51	62,3	-
26	МШЦ 2700x3600	-20+0	5	42	-	0,88
27	МШЦ 2700x3600	-17+0	10	42	34	-
28	МШЦ 2100x3000	-15+0	4	52	30	-
29	МШЦ 1500x3000	-35+0	5	55	15	-
30	МШЦ 2100x2200	-40+0	2	40	3,0	-
31	МШЦ1200x2400	-25+0	3	48	3,2	-
32	МШЦ 900x1800	-18+0	2	52	1,2	-
33	МШЦ 1200x2400	-20+0	3	51	8,4	-
34	МШР 2100x2200	-34+0	9	56	29	-
35	МШР 2100x3000	-22+0	8	56	40	-
36	МШЦ 900x1800	-24+0	10	50	-	0,73
37	МШЦ 1200x2400	-12+0	12	62	-	0,66
38	МШЦ1500x3000	-11+0	11	55	5,8	-
39	МШЦ 2100x2200	-15+9	15	46	20,2	-
40	МШР 2100x2200	-32+0	3	45	-	1,05
41	МШЦ 900x1800	-20+0	8	42	-	1,02
42	МШР 1200x1200	-26+0	5	40	4,18	-
43	МШЦ 2700x3600	-18+0	8	42	52,0	-
44	МШР 2700x3600	-18+0	5	44	-	1,07
45	МШР 2700x2100	-16+0	8	46	-	1,31
46	МШЦ 1500x3000	-16+0	5	48	11,18	-
47	МШР 2700x2100	-14+0	8	50	23,36	-
48	МШЦ 1200x2400	-10+0	10	52	-	1,42
49	МШР 2700x2100	-10+0	10	54	-	1,24
50	МШЦ 2700x3600	-10+0	6	56	21,5	-
51	МШЦ 2700x3600	-28+0	4	40	-	1,2

1	2	3	4	5	6	7
52	МШР 2700x3600	-18+0	8	42	-	1,2
53	МШР 2700x3600	-20+0	4	44	-	1,8
54	МШЦ 2700x3600	-10+0	8	46	-	1,0
55	МШЦ 2700x3600	-22+0	4	48	-	1,0
56	МШР 2700x3600	-22+0	8	56	-	0,9
57	МШР 2700x3600	-12+0	10	52	-	0,8
58	МШЦ 2700x3600	-14+0	13	54	-	1,0
59	МШЦ 2700x3600	-12+0	13	56	-	1,1
60	МШР 2700x3600	-17+0	10	58	-	1,3
61	МШР 2700x3600	-40+0	5	60	-	1,5
62	МШЦ 2700x3600	-40+0	5	62	-	1,2
63	МШЦ 2700x3600	-35+0	5	64	-	1,1
64	МШР 2700x3600	-35+0	9	66	-	1,0
65	МШР 2700x3600	-25+0	8	64	-	1,0
66	МШЦ 2700x3600	-25+0	9	62	-	1,6
67	МШЦ 2700x3600	-20+0	8	60	-	1,6
68	МШР 2700x3600	-20+0	11	58	-	1,0
69	МШР 2700x3600	-17+0	7	56	-	1,2
70	МШЦ 2700x3600	-17+0	11	54	-	1,4
71	МШЦ 2700x3600	-28+0	7	52	-	1,0
72	МШР 2700x3600	-10+0	15	50	-	0,5
73	МШЦ 2700x3600	-8+0	15	45	-	0,9
74	МШЦ 2700x3600	-8+0	13	47	62,8	-
75	МШЦ 2700x3600	-6+0	12	51	93,4	-
76	МШР 2700x3600	-6+0	11	53	48,3	-
77	МШР 2700x3600	-8+0	13	49	55,5	-
78	МШЦ 2700x3600	-12+0	10	50	-	1,0
79	МШЦ 2700x3600	-18+0	10	45	-	1,4
80	МШР 2700x3600	-28+0	4	40	-	1,2
81	МШР 2100x2200	-14+0	4	43	-	1,4
82	МШЦ 2100x2200	-20+0	7	46	51,3	-
83	МШЦ 2100x2200	-15+0	3	49	44,8	-
84	МШР 2100x2200	-20+0	9	52	-	1,0
85	МШЦ 2100x2200	-32+0	6	58	-	0,8
86	МШЦ 2100x2200	-12+0	4	55	88,0	-
87	МШЦ 2100x2200	-30+0	8	61	-	1,2
88	МШР 2100x2200	-40+0	10	58	-	0,7
89	МШР 2100x2200	-40+0	4	40	-	1,6
90	МШЦ 2100x2200	-36+0	6	44	-	0,8
91	МШЦ 2100x2200	-28+0	8	48	-	1,8
92	МШР 2100x2200	-20+0	10	52	45,6	-
93	МШР 2100x2200	-34+0	4	56	37,8	-
94	МШЦ 2100x2200	-26+0	6	60	-	1,2
87	МШЦ 2100x2200	-30+0	8	61	-	1,2
88	МШР 2100x2200	-40+0	10	58	-	0,7
89	МШР 2100x2200	-40+0	4	40	-	1,6
90	МШЦ 2100x2200	-36+0	6	44	-	0,8
91	МШЦ 2100x2200	-28+0	8	48	-	1,8
92	МШР 2100x2200	-20+0	10	52	45,6	-
93	МШР 2100x2200	-34+0	4	56	37,8	-
94	МШЦ 2100x2200	-26+0	6	60	-	1,2
95	МШЦ 2100x2200	-20+0	8	64	21,5	-
96	МШР 2100x2200	-15+0	10	40	18,6	-
97	МШР 2100x2200	-12+0	4	45	-	1,8
98	МШЦ 2100x2200	-20+0	6	50	45,0	-
99	МШЦ 2100x2200	-28+0	8	55	-	0,7
100	МШР 2100x2200	-30+0	10	60	34,2	-

Таблица 11.4

### Классификация обогатительных фабрик по величине производительности

Категория фабрики по величине производительности	Производительность $Q$			Международная классификация	
	МЧМ $1 \cdot 10^6$ т/год	МЦМ (медная)		группа	$Q$ , млн.т/год
		$1 \cdot 10^6$ т/год	т/сут.		
1-я категория (малая)	менее 15	менее 0,5	менее 1,5	D	менее 0,3
				E	0,3 – 0,5
2-я категория (средняя)	15 – 30	0,5 – 3,0	1,5 – 9,0	C	0,5 – 1,0
				B	1,0 – 3,0
3-я категория (большая)	30 – 45	3,0 – 9,0	9,0 – 27	A	более 3,0
4-я категория (весьма большая)	свыше 45	более 9,0	более 27		

Таблица 11.5

### Гранулометрический состав исходной руды, %

Класс, доли макс. крупности руды, $D_{\max}$	Номер характеристики крупности по заданию									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
	выход класса									
-1,000+0,750	5	8	3	12	5	40	2	9	20	7
-0,750+0,500	10	20	3	15	18	10	5	6	5	15
-0,500+0,250	13	8	5	23	10	15	51	20	10	18
-0,250+0,125	17	29	9	20	45	16	34	35	3	30
-0,125+0,000	55	35	80	30	22	19	8	30	62	30

Таблица 11.6

### Классификация руд по крепости

Категория руды	Коэффициент крепости по Протодьяконову М.М., $f$	
	МЦМ	МЧМ
мягкая	менее 10	менее 12
средняя	10 – 14	12 – 18
твёрдая	14 – 18	18 – 22
весьма твёрдая	более 18	более 22

Таблица 11.7

### Крупность руды ( $D_{\max}$ , мм) и характер горных работ

Категория фабрики по величине производительности	Открытые горные работы	Подземный способ добычи
малая	500 – 600	250 – 350
средняя	700 – 1000	400 – 500
большая	900 – 1200	600 – 700
весьма большая	более 1200	-

Таблица 11.8

## Режим подачи руды на фабрику

Категория фабрики по производительности	Отрасль	Характер рабочей недели	Количество смен в сутки	Продолжительность смены, ч	Количество рабочих дней в год при расположении фабрики в районе России		
					северном	среднем	южном
<b>Способ добычи – ПОДЗЕМНЫЙ</b>							
	МЦМ		2	7	305		
	МЧМ		3	6			
<b>Способ добычи руды – ОТКРЫТЫЙ</b>							
Малая и средняя	МЦМ	5 дней в неделю	2 или 3	7	247	255	259
Большая и весьма большая, а также ОФ Заполярья		7 дней в неделю	3	7	340	340	340
	МЧМ	7 дней в неделю	3	7	346		

- Примечание:** 1) цифры соответствуют руде средней крепости;  
 2) при подземном способе добычи крепость руды не учитывается;  
 3) средние районы России расположены между линиями Кемь- Сыктывкар – Екатеринбург- Омск- Новосибирск- Черемхово- Благовещенск- Петропавловск-на-Камчатке и Клайпеда- Вильнюс- Брянск- Орёл- Харьков- Волгоград- Гурьев- Аральск- Балхаш

Таблица 11.9

## Расчётный фонд рабочего времени оборудования

	Машинное время				
	часов в год	дней в год	продолжительность смены, ч	количество смен в сутки	рабочая неделя (дней)
1. Отделение крупного дробления	по графику подачи руды (таблица 8)				
2. Отделение среднего и мелкого дробления	по режиму отделения крупного дробления				
2.1 Нет складирования крупно-дроблёной руды					
2.2 Крупнодроблёная руда складировается					
2.2.1	2135	305	7	1	5
2.2.2	4270	305	7	2	5
2.2.3	6406	305	7	3	6
2.2.4	<b>7266</b>	<b>346</b>	<b>7</b>	<b>3</b>	<b>7</b>
3. Оборудование по загрузке склада крупнодроблёной руды	по режиму отделения крупного отделения				
4. Оборудование по разгрузке склада крупнодроблёной руды	по режиму отделения среднего и мелкого дробления				
5. Оборудование по загрузке склада мелкодроблёной руды	то же				
6. Отделение измельчения, включая оборудование по разгрузке склада мелкодроблёной руды					
6.1. Измельчение традиционное и рудно-галечное					
одна стадия	8235	343	8	3	7
две и более стадии	8060	336	8	3	7
6.2. Самоизмельчение					
МЦМ	обосновывается проектом при любом количестве стадий измельчения				
МЧМ: одна стадия	7800-	325-341	8	3	7
две и более	8191	325-341	8	3	7

**Примечание.** Для отделения самоизмельчения МЧМ режим принимается учётом крепости руды и срока службы футеровки.

## Литература

1. *Серго Е. Е.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1985. – 285 с.
2. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М.: Недра, 1983. – 381 с.
3. *Разумов К. А., Перов В. А.* Проектирование обогатительных фабрик. М.: Недра, 1982.