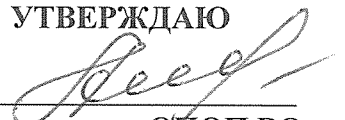


ПЕРВОЕ ВЫСШЕЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ РОССИИ



МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

УТВЕРЖДАЮ

  
Руководитель ОЦОП ВО  
Профессор Т.Н. Александрова

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ  
ДЛЯ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ  
ДЕЗИНТЕГРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Подготовка научных и научно-педагогических кадров в аспирантуре

Область науки:	2. Технические науки
Группа научных специальностей:	2.8. Недропользование и горные науки
Научная специальность:	2.8.9. Обогащение полезных ископаемых
Направленность (профиль):	Обогащение полезных ископаемых
Отрасли науки:	Технические
Форма освоения программы аспирантуры:	Очная
Срок освоения программы аспирантуры:	4 года
Составитель:	д.т.н., профессор Т.Н. Александрова

Санкт-Петербург

# 1. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ МАТЕРИАЛА

## 1.1. Определения и формулы для расчета

Гранулометрический состав материала характеризуется количественным распределением зерен по крупности. Часто в горной промышленности за крупность зерна (его размер условно принимается максимальный размер квадратного отверстия сетки, через которое зерно проваливается). Масса зерен характеризуется содержанием зерен крупнее или меньше размера отверстия сетки. Те зерна, которые проваливаются через сетку с размером отверстия  $d$  в миллиметрах, составляют нижний класс и обозначаются  $-d$ , а зерна, которые остаются на сетке, составляют верхний класс и обозначаются  $+d$ .

Если рассев производится одновременно на нескольких сетках с различными размерами отверстий, тогда каждой сетке получают узкие классы крупности, характеризующиеся размером сетки, через которую зерно прошло,  $d_1$  и размером сетки, на которой оно осталось,  $d_2$ . Крупность такого класса обозначается  $-d_1 + d_2$ .

Суммарными называются классы крупности, полученные при расसेве материала только на одном сите. Верхний класс называется суммарным по плюсу, а нижний - по минусу.

Для обработки результатов ситового анализа заполняется таблица 1.1.

Таблица 1.1

Результаты ситового анализа

Крупность класса, мм	Масса, г	Выход, %	Суммарный выход по "+"		Суммарный выход по "-"	
			Крупность класса, мм	Выход, %	Крупность класса, мм	Выход, %
+1,2	0	0	1,2	0,0	1,2	100,0
-1,2+1	5,1	4,24	1,0	4,24	1,0	95,8
-1+0,8	17,2	14,30	0,8	18,54	0,8	81,5
-0,8+0,63	18,1	15,05	0,63	33,69	0,63	66,4
-0,63+0,4	14,8	12,30	0,4	45,89	0,4	54,1
-0,4+0,2	16,0	13,30	0,2	59,19	0,2	40,8
-0,2+0,1	13,3	11,06	0,1	70,25	0,1	29,8
-0,1+0,071	14,1	11,72	0,071	81,97	0,071	18,04
-0,071+0,0	21,7	18,04	0,000	100,00	0,000	0,0
	120,3	100,00				

Исходный материал  $Q_{исх} = \sum Q_i$ .

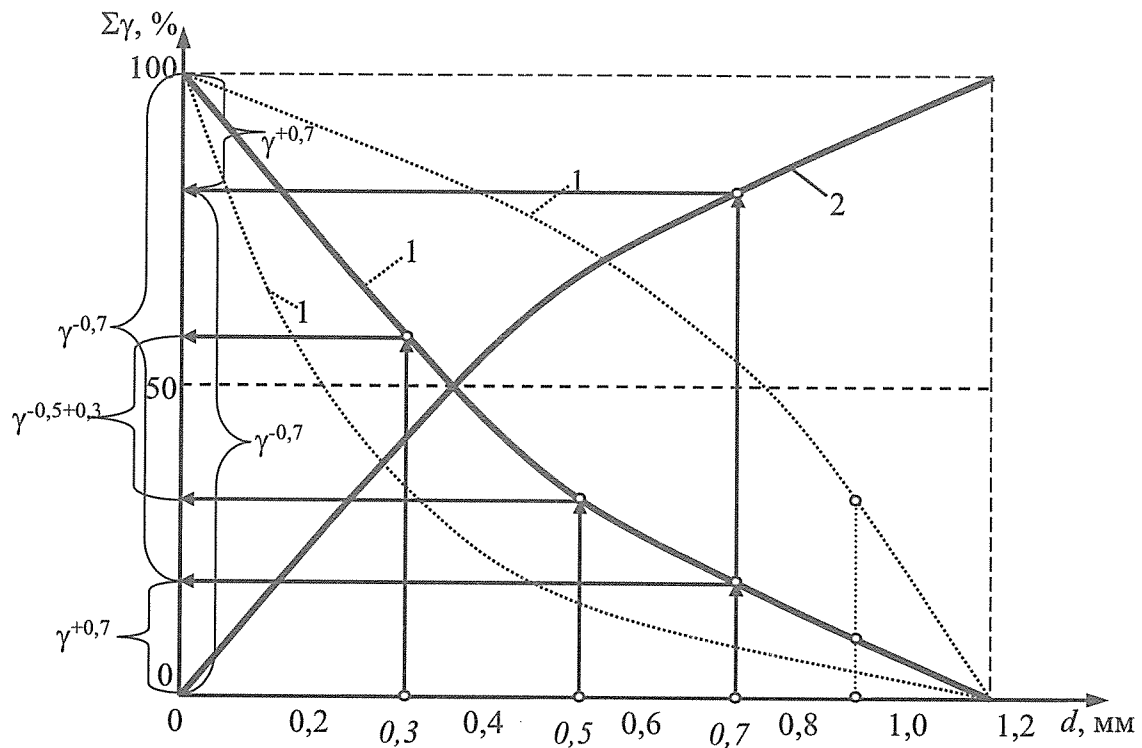


Рис. 2.1 Суммарные характеристики крупности.

1 – по «+», 2 – по «-»

Полученные результаты обычно интерпретируются графически. Можно построить гистограмму, показывающую зависимость выхода определенного класса крупности от крупности этого класса.

Наиболее часто строятся так называемые строятся суммарные (кумулятивные) характеристики крупности, соответственно «по +» и по «-» (рис. 1.1).

По суммарным характеристикам крупности можно определить выход любого класса крупности, а также выход любого «узкого» класса крупности (см. рис. 1.1).

## 1.2. Задачи на построение суммарных характеристик крупности и определение по ним выхода класса заданной крупности

**Задачи 1.1 – 1.10.** По результатам ситового анализа построить гистограмму распределения материала по классам крупности и суммарную характеристику крупности по плюсу и по минусу. Определить по ней выходы классов заданной (преподавателем) крупности

сти. Рассчитать среднюю крупность класса. Условия задач приведены в табл.1.2.

Таблица 1.2

Условия задач 2.1 – 2.28

Крупность класса, мм	Масса класса, гр.				
	Вар. 1.1	Вар. 1.2	Вар. 1.3	Вар. 1.4	Вар. 1.5
-2,2+2	9,2	4,5	1,5	7,8	3,7
-2+1	25,2	22,2	12,7	18,9	19,2
-1+0,5	29,7	28,4	18,4	22,6	23,9
-0,5+0,25	26,3	28,3	19,3	29,3	28,7
-0,25+0,125	35,3	34,9	25,5	36,6	39,6
-0,125+0,063	34,8	34,7	39,6	41,5	39,7
-0,063+0,0315	24,6	24,2	44,2	38,7	29,3
-0,0315+0	37,7	33,2	41,3	31,5	31,2
Крупность класса, мм	Масса класса, гр.				
	Вар. 1.6	Вар. 1.7	1.8	Вар. 1.9	Вар. 1.10
-16+12	20,1	10,1	4,7	14,2	12,2
-12+10	35,2	45,2	46,2	37,4	32,6
-10+5	38,1	28,1	58,1	48,8	43,2
-5+1,6	34,8	44,8	24,8	34,8	41,8
-1,6+1	56	56,6	36,6	46,5	42,3
-1+0,5	23,3	23,8	53,8	43,3	41,1
-0,5+0,25	24,1	24,9	54,9	44,2	32,4
-0,25+0	31,7	33,3	23,3	43,7	12,7

## 2. ГРОХОЧЕНИЕ

### 2.1. Определение и формулы для расчета

Грохочением называется процесс разделения полезных ископаемых по крупности, осуществляемый путем их просеивания через сита.

В процессе грохочения материала на одной сетке получается два продукта: надрешетный, или верхний (тот, который остается на сетке), и подрешетный, или нижний (тот, который проходит через отверстия сетки). Качество проведенной операции грохочения определяется эффективностью грохочения, выражаемой в долях единицы или процентах. Эффективность грохочения подсчитывается по всему нижнему классу, т.е. классу, меньшему размера отверстий сетки, и по узким классам крупности, составляющим нижний продукт.

Эффективность грохочения может быть определена по любой из следующих формул:

$$E = \frac{Q_n \cdot \beta}{Q_{исх}} \cdot 100 \quad (2.1)$$

$$E = \frac{\gamma_n \cdot \beta}{\alpha} \quad (2.2)$$

$$E = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \mathcal{G}}{\beta - \mathcal{G}} \cdot 100 \quad (2.3)$$

где  $Q_n$  и  $Q_{исх}$  - масса соответственно нижнего и исходного продукта, т/ч, т/сутки;  $\alpha$ ,  $\beta$  и  $\mathcal{G}$  - соответственно содержание расчетного класса в исходном, нижнем и верхнем продукте, %;  $\gamma_n$  - выход нижнего продукта, %.

При расчете  $E$  по всему нижнему классу в формулах (2.1) – (2.3)  $\beta = 100$  %.

## 2.2. Задачи на расчет показателей грохочения

**Задача 2.1.** Найти эффективность грохочения материала 500-0 мм на сетке с размером отверстий 200 мм, если содержание нижнего класса в верхнем продукте 10 %. Характеристику крупности исходного материала принять по прямой линии.

Ответ: 83,3 %.

**Задача 2.2.** Вычислить эффективность грохочения материала крупностью 200-0 мм на сетке с размером отверстий 50 мм, если выход верхнего продукта 80 %. Характеристику крупности исходного материала принять по прямой линии.

Ответ 80 %.

**Задача 2.3.** Определить выход нижнего продукта, если содержание верхнего класса в исходном материале 70 %, а эффективность грохочения 80 %.

Ответ: 24 %.

**Задача 2.4.** Рассчитать выход нижнего продукта, если содержание нижнего класса в исходном материале 50 %, а в верхнем продукте 10 %.

Ответ: 44,5 %.

**Задача 2.5.** Найти эффективность грохочения, если содержание нижнего класса в исходном материале 40 %, а в верхнем продукте 10 %.

Ответ. 83,5 %.

**Задача 2.6.** Вычислить, сколько получится нижнего продукта из 500 т материала, если содержание нижнего класса в нем 20 %, а эффективность грохочения 90 %.

Ответ: 90 т.

Ответ: 11,75 %.

**Задача 2.7.** Найти выход надрешетного продукта, если содержание нижнего класса в исходном материале 25 %, а эффективность грохочения 70 %.

Ответ: 82,5 %.

**Задача 2.8.** Определить производительность грохота по подрешетному материалу, если содержание класса крупнее размера отверстий сетки 70 %, эффективность грохочения 90 % и производительность грохота по исходному материалу 1 000 т/ч.

Ответ: 270 т/ч.

**Задача 2.9.** Найти производительность грохота по исходному продукту, если содержание нижнего класса в исходном материале 30 %, в верхнем продукте 10 %, а производительность грохота по верхнему продукту 778 т/ч.

Ответ: 1 000 т/ч.

**Задача 2.10.** Рассчитать содержание нижнего класса в исходном материале, если выход нижнего продукта 40 %, а эффективность грохочения 80 %.

Ответ: 50 %.

### 2.3. Расчет грохотов

Аппараты, на которых производится процесс грохочения, называются грохотами. В промышленной практике на горнодобывающих и обогатительных фабриках широко применяются вибрационные грохоты. В основу расчета этих типов грохотов положены практические данные усредненной производительности  $q$  по исходному материалу на единицу площади грохочения (площадь сита) при данном размере отверстия сита (табл.2.1). Конкретные условия грохочения учитываются поправочными коэффициентами (табл.2.2).

Производительность грохота по исходному материалу

$$Q = F \cdot q \cdot \rho_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p \quad (2.4)$$

где  $F$  - рабочая площадь сита, м<sup>2</sup>;  $\rho_n$  - насыпная плотность грохотимого материала, т/м<sup>3</sup> (без утрямбовки);  $k, l, m, n, o, p$  - поправочные коэффициенты, определяемые по [5, 8, 10].

Существует два способа расчета вибрационных и гирационных грохотов. Первый, когда рассчитывается потребная (необходимая) общая площадь грохочения  $F_{\text{общ}}$  и по ней определяется число грохотов  $N_{\text{гр}}$  выбранного размера с известной рабочей площадью сита  $F_{\text{гр}}$  - для обеспечения заданной производительности. Из формулы (2.4) имеем

Таблица 2.1

**Средняя производительность вибрационных грохотов**

Размер отверстий сита, мм	$q, \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$	Размер отверстий сита, мм	$q, \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$
0,5	3,0	30	33,5
1	4,0	40	37
2	5,5	50	42
6	13	60	46
10	19	80	55
16	24,5	100	63
20	28	150	90
25	31	200	110

$$F = \frac{Q_{\text{исх}}}{q \cdot \rho_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} \quad (2.5)$$

где  $Q_{\text{исх}}$  - количество исходного материала, поступающего на грохочение (заданная производительность). Тогда

$$N_{\text{гр}} = \frac{F_{\text{общ}}}{F_{\text{гр}}} \quad (2.6)$$

При втором способе расчета по формуле (2.4) вычисляют производительность грохота  $Q$  выбранного размера и по ней опре-

деляют число грохотов  $N_{гр}$  для обеспечения заданной производительности:

$$N_{гр} = \frac{Q_{исх}}{Q}$$

Предпочтительнее первый порядок расчета.

Если грохочение идет на двухситном грохоте (получают три класса), то расчет ведут по верхнему и нижнему ситам. При этом порядок расчета может быть следующий: сначала рассчитывают общую требуемую площадь грохочения и число грохотов выбранного размера по верхнему сити:

$$\begin{aligned} (F_{общ})_В &= \frac{Q_{исх}}{q \cdot \rho_n \cdot (k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p)_В}; \\ (N_{гр})_В &= \frac{(F_{общ})_В}{F_{гр}} \end{aligned}$$

После этого определяют общую площадь грохочения и число грохотов выбранного размера по нижнему сити, учитывая, что на нижнее сито поступает не весь исходный материал, а только нижний продукт верхнего сита с другой характеристикой крупности. Кроме того, он распределяется по всей поверхности нижнего сита, а поступает не только в начало его, как это имеет место на верхнем сите. Поэтому при определении числа грохотов здесь рабочая площадь сита равна  $0,7F_{гр}$ . Таким образом, имеем

$$\begin{aligned} (F_{общ})_Н &= \frac{Q_{исх} \beta_{исх}^{-\alpha_1} E_B}{q \cdot \rho_n \cdot (k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p)_Н}; \\ (N_{гр})_Н &= \frac{(F_{общ})_Н}{0,7F_{гр}} \end{aligned}$$

где  $\beta_{исх}^{-\alpha_1}$  - содержание класса  $-\alpha_1$ , в исходном материале, доли единицы;  $\alpha_1$  - размер отверстия нижнего сита, мм;  $E_B$  - эффективность грохочения на верхнем сите по классу  $-\alpha_1$ , доли единицы.



Для определения поправочных коэффициентов  $k$  и  $l$  для нижнего сита необходимо знать содержание зерен меньше половины размера отверстия этого сита  $\beta_1^{-0,5\alpha_2}$  в материале, поступающем на нижнее сито, и содержание в нем зерен крупнее отверстия этого сита  $\beta_1^{+\alpha_2}$ :

$$\beta_1^{-0,5\alpha_2} = \frac{\beta_{\text{исх}}^{-0,5\alpha_2}}{\beta_{\text{исх}}^{-\alpha_1} E_B}; \quad (2.7)$$

$$\beta_1^{+\alpha_2} = \frac{\beta_{\text{исх}}^{-\alpha_1} \cdot E_B - \beta_{\text{исх}}^{-\alpha_2}}{\beta_{\text{исх}}^{-\alpha_1} \cdot E_B}, \quad (2.8)$$

где  $\beta_{\text{исх}}^{-\alpha_1}$ ,  $\beta_{\text{исх}}^{-\alpha_2}$  и  $\beta_{\text{исх}}^{-0,5\alpha_2}$  - содержание классов  $-\alpha_1$ ,  $-\alpha_2$  и  $-0,5 \cdot \alpha_2$  в исходном материале, поступающем на грохот (на верхнее сито), доли единицы, значения этих величин находят по характеристике крупности исходного материала;  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  - размеры отверстий, соответственно верхнего и нижнего сита, мм.

После проведенного расчета по обоим ситам (верхнему и нижнему) к установке принимают большее число грохотов.

Возможен и второй порядок расчета двухситного грохота, когда сначала рассчитывают производительность грохота выбранного размера по верхнему и нижнему ситам по формуле (3.4), а затем по ней определяют их число, необходимое для грохочения на верхнем и нижнем ситах. К установке принимают большее число грохотов.

Следует помнить при этом, что при расчете производительности грохота по нижнему ситу в формулу (2.4) следует подставлять эффективную рабочую площадь нижнего сита, равную  $0,7 \cdot F_B$  (где  $F_B$  - рабочая площадь верхнего сита), а число грохотов определяется по количеству нижнего продукта верхнего сита, а не по производительности операции грохочения по исходному материалу.

В промышленной практике перед крупным дроблением (перед первой стадией дробления) для предварительного грохочения обычно устанавливают колосниковый грохот. Потребную площадь решетки в квадратных метрах колосникового грохота  $F$  можно рассчитать по эмпирической формуле

$$F = \frac{Q_{\text{исх}}}{2,4 \cdot a} \quad (2.9)$$

где  $Q_{\text{исх}}$  - производительность грохота по питанию, т/ч;  $a$  – ширина щели между колосниками, мм.

Площадь решетки, рассчитанная по формуле (3.9), получается довольно малой, поэтому размеры колосникового грохота часто определяются условиями его установки, поскольку грохот одновременно транспортирует руду в дробилку. При загрузке грохота из опрокидывающихся вагонов ширину его принимают равной длине кузова вагона, а при загрузке пластинчатым питателем - равной ширине питателя. Во избежание застревания крупных кусков при большом их количестве ширину грохота  $B$  нужно принимать не менее тройного размера наибольшего куска, а при незначительном количестве крупных кусков, ее принимают на 100 мм большей двойного размера наибольших кусков. Длина грохота обычно принимается в 2 раза большей ширины, т.е.  $L = 2 \cdot B$ , и практически составляет от 3,5 до 6 м.

#### 2.4. Задачи на расчет односитных грохотов

**Задачи 2.11 – 2.20.** Рассчитать необходимую площадь грохочения (или производительность определенного грохота) и потребное число грохотов заданного типоразмера для обеспечения требуемой производительности при заданных условиях грохочения.

Необходимые данные для расчета приведены в табл.2.2 и 2.3. Таблица 2.2 – задание для расчета, таблица 2.3 – Характеристики крупности исходного материала, необходимые для расчета.

Условия задач 193–217

Номер задачи	$Q_{исх}$ , т/ч	$\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	$a$ , мм	Тип грохота	Площадь сита $F_{гр}$ , м <sup>2</sup>	Условия грохочения <sup>1</sup>			Что требуется рассчитать	
						$E$ , %	Форма зерен	Влажность материала		Вид грохочения
2.11	400	1,6	15	ГСТ-41	4,5	90	Дробленый материал	Сухой	Сухое	Производительность грохотов и их число
2.12	1000	1,7	20	ГИТ-51	6,125	95	Дробленый материал	Влажный	Сухое	“ ”
2.13	600	1,6	25	ГСТ-61	8,0	75	Дробленый материал	Влажный	Мокрое	“ ”
2.14	800	1,6	75	ГИТ-41	4,5	80	Дробленый материал	Сухой	Сухое	Необходимую площадь грохочения и число грохотов
2.15	500	1,1	25	ГСТ-61	10,0	90	Уголь	Сухой	Сухое	“ ”
2.16	750	1,1	12	ГИТ-51	6,125	70	Уголь	Сухой	Сухое	“ ”
2.17	800	1,1	12	ГИТ-51	6,125	75	Уголь	Влажный	Сухое	“ ”
2.18	350	1,1	25	ГСТ-41	4,5	80	Уголь	Влажный	Мокрое	Производительность грохотов и их число
2.19	400	1,1	50	ГИТ-61А	8,0	85	Уголь	Влажный	Мокрое	“ ”
2.20	700	1,8	10	ГСТ-51	7,875	90	Дробленый материал	Сухой	Сухое	“ ”

<sup>1</sup>Характеристика крупности исходного материала приведена в таблице 2.3

Примечание.  $Q_{исх}$  – производительность операции;  $\rho_n$  – насыпная плотность;  $a$  – размер отверстия сита;  $E$  – эффективность грохочения

Таблица 2.3

## Характеристика крупности исходного материала

Но- мер зада- чи	Крупность класса, мм Выход (содержание) класса, %				
	2.11	$\frac{-100+50}{10}$	$\frac{-50+25}{25}$	$\frac{-25+12}{20}$	$\frac{-12+6}{30}$
2.12	$\frac{-300+150}{10}$	$\frac{-150+75}{18}$	$\frac{-75+25}{22}$	$\frac{-25+10}{30}$	$\frac{-10+0}{20}$
2.13	$\frac{-120+60}{15}$	$\frac{-60+30}{10}$	$\frac{-30+15}{25}$	$\frac{-15+8}{35}$	$\frac{-8+0}{15}$
2.14	$\frac{-400+200}{13}$	$\frac{-200+100}{12}$	$\frac{-100+50}{20}$	$\frac{-50+25}{25}$	$\frac{-25+0}{30}$
2.15	$\frac{-100+60}{10}$	$\frac{-60+40}{18}$	$\frac{-40+20}{15}$	$\frac{-20+10}{20}$	$\frac{-10+0}{37}$
2.16	$\frac{-250+125}{25}$	$\frac{-125+60}{20}$	$\frac{-60+30}{10}$	$\frac{-30+15}{20}$	$\frac{-15+0}{25}$
2.17	$\frac{-300+150}{20}$	$\frac{-150+75}{23}$	$\frac{-75+30}{27}$	$\frac{-30+15}{12}$	$\frac{-15+0}{18}$
2.18	$\frac{-120+60}{15}$	$\frac{-60+30}{33}$	$\frac{-30+15}{21}$	$\frac{-15+8}{18}$	$\frac{-8+0}{13}$
2.19	$\frac{-300+150}{10}$	$\frac{-150+75}{25}$	$\frac{-75+40}{18}$	$\frac{-40+20}{32}$	$\frac{-20+0}{15}$
2.20	$\frac{-150+100}{5}$	$\frac{-100+50}{15}$	$\frac{-50+25}{20}$	$\frac{-25+12}{25}$	$\frac{-12+0}{35}$

## 2.5. Задачи на расчет двухситных грохотов

Задачи 2.21-2.30. Рассчитать потребное число двухситных грохотов заданного типоразмера для обеспечения требуемой производительности. Исходные данные для расчета и условия грохочения приведены в табл.2.4 и 2.5.

В задачах 2.21 – 2.30 заданы типоразмеры грохотов, что предопределяет число потребных грохотов. В реальном проектировании следует число грохотов увязывать с числом дробилок и подбирать грохоты соответствующих типоразмеров. Число грохотов часто определяется уже числом дробилок, потому что такая установка конструктивно упрощает узел «грохот-дробилка» (уменьшается перепад высот, упрощаются конструкции желобов и т.д.). Таким образом, в реальных условиях следует подбирать такой типоразмер грохота, чтобы выполнить это требование.

Таблица 2.4

## Условия задач 2.21 – 2.30

Номер задачи	$Q_{исх}$ , т/ч	$\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	Размер отверстий сита, мм		Тип грохота	Площадь сита $F_{гр}$ , м <sup>2</sup>	Эффективность грохочения E, %		Форма зерен материала	Влажность материала	Грохочение
			верхнего $a_1$	нижнего $a_2$			верхнего сита	нижнего сита			
2.21	500	1,8	30	10	ГСЛ-42	7,5	90	90	Дробленый материал	Сухой	Сухое
2.22	750	1,6	13	6	ГСЛ-62	10,0	80	85	Дробленый материал	Сухой	Сухое
2.23	400	1,6	40	16	ГИТ-32	3,125	85	90	Дробленый материал	Сухой	Сухое
2.24	600	1,1	100	25	ГИТ-52	6,125	75	70	Уголь	Сухой	Сухое
2.25	350	1,1	25	12	ГИТ-32	3,125	90	90	Уголь	Влажный	Сухое
2.26	800	1,1	30	12	ГИТ-52	6,125	95	90	Уголь	Влажный	Мокрое
2.27	450	1,1	50	20	ГИЛ-32	3,125	85	80	Уголь	Сухой	Сухое
2.28	500	1,1	13	6	ГИЛ-42	6,625	80	80	Уголь	Сухой	Сухое
2.29	1000	1,6	16	2	ГСЛ-62	10,0	75	75	Дробленый материал	Сухой	Сухое
2.30	400	1,7	25	5	ГСС-32	3,75	90	85	Дробленый материал	Сухой	Сухое

<sup>2</sup>Характеристика крупности исходного материала приведена в таблице 3.5  
Примечание.  $Q_{исх}$  – производительность операции;  $\rho_n$  – насыпная плотность

Таблица 2.5

## Характеристика крупности исходного материала

Номер задачи	Крупность класса, мм Выход (содержание) класса, %				
	2.21	$\frac{-300+150}{12}$	$\frac{-150+75}{19}$	$\frac{-75+37}{31}$	$\frac{-37+18}{23}$
2.22	$\frac{-250+125}{8}$	$\frac{-125+62}{17}$	$\frac{-62+30}{18}$	$\frac{-30+15}{25}$	$\frac{-15+0}{32}$
2.23	$\frac{-275+140}{5}$	$\frac{140+70}{12}$	$\frac{-70+35}{31}$	$\frac{-35+18}{24}$	$\frac{-18+0}{28}$
2.24	$\frac{-400+200}{10}$	$\frac{-200+100}{18}$	$\frac{-100+50}{28}$	$\frac{-50+25}{24}$	$\frac{-25+0}{20}$
2.25	$\frac{-100+50}{18}$	$\frac{-50+25}{22}$	$\frac{-25+12}{28}$	$\frac{-12+6}{17}$	$\frac{-6+0}{15}$
2.26	$\frac{-350+175}{8}$	$\frac{-175+90}{20}$	$\frac{-90+45}{32}$	$\frac{-45+25}{22}$	$\frac{-25+0}{18}$
2.27	$\frac{-120+60}{9}$	$\frac{-60+30}{21}$	$\frac{-30+15}{29}$	$\frac{-15+8}{18}$	$\frac{-8+0}{23}$
2.28	$\frac{-150+100}{12}$	$\frac{-100+50}{19}$	$\frac{-50+30}{24}$	$\frac{-30+15}{16}$	$\frac{-15+0}{29}$
2.29	$\frac{-300+150}{6}$	$\frac{-150+75}{10}$	$\frac{-75+40}{29}$	$\frac{-40+20}{20}$	$\frac{-20+0}{35}$
2.30	$\frac{-150+75}{10}$	$\frac{-75+40}{25}$	$\frac{-40+20}{36}$	$\frac{-20+10}{21}$	$\frac{-10+0}{8}$

### 3. ГИДРОЦИКЛОНЫ

#### 3.1. Пример расчета гидроциклонов для классификации

При расчете гидроциклонов предварительно необходимо уточнить шламовую схему операции.

Выбрать гидроциклон для классификации промежуточного продукта I стадии магнитного обогащения для выделения слива и песков для последующего измельчения при следующих условиях: производительность по поступающему твердому  $Q_{\text{И}} = 60$  т/ч содержание класса  $-74$  мкм в исходном питании  $\beta_{\text{И}}^{-74} = 40\%$ ; плотность твердого  $\rho = 3$  т/м<sup>3</sup>; разжижение  $R_{\text{И}} = 1,3$ . Требуется получить слив крупностью  $\beta_{\text{С}}^{-74} = 80\%$ .

Определить: размеры гидроциклона; его диаметр  $D$ ; диаметр питающего отверстия  $d_{\text{П}}$ , сливного патрубка  $d$ , пескового насадка  $\Delta$ ; давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса.

Технические характеристики гидроциклона представлены в приложении XII.

Порядок расчета:

1. Рассчитываем шламовую схему операции. Сливу, содержащему 80 % класса  $-74$  мкм, соответствует его номинальная крупность  $d_{\text{Н}} = 140$  мкм [табл. 4.1]

2. При такой крупности слива зерна мельче  $0,15 \cdot d_{\text{Н}} = 0,15 \cdot 140 = 21$  мкм распределяются по продуктам классификации, как вода. По [табл. 4.1] содержание класса  $-20$  мкм в исходном продукте и в сливе соответственно  $\beta'_{\text{И}} = 13\%$  и  $\beta'_{\text{С}} = 35\%$ . Разжижение в сливе определим по (4.1) [5, формула (145)]:

$$R_{\text{С}} = \frac{R_{\text{И}} \cdot \beta'_{\text{С}}}{\beta'_{\text{И}}} \quad (3.1)$$

$$R_{\text{С}} = \frac{1,3 \cdot 0,35}{0,13} = 3,5$$

Содержание твердого найдем по формуле для слива:



$$\beta_C^{TB} = \frac{100}{1+R} \quad (3.2)$$

$$\beta_C^{TB} = \frac{100}{1+3,5} = 22,2\%$$

Содержание твердого для песков и для исходного продукта:

$$\beta_{II}^{TB} = \frac{100}{1+0,43} = 70\% \quad \beta_{И}^{TB} = \frac{100}{1+1,3} = 43,5\%$$

3. Разжижение в песках, если оно не задано, принимается в пределах  $R_{II} = 0,67 \div 0,33$  (65 ÷ 75% твердого), больший процент твердого соответствует крупным сливам и рудам большей плотности. Зададимся разжижением в песках гидроциклона  $R_{II} = 0,43$  (70% твердого) и определим по(4.3) [5, формула (39) или 6, формула (13)] выход слива:

$$\gamma_C = \frac{\beta'_{И} \cdot R_C - \beta'_C \cdot R_{II}}{\beta'_C \cdot (R_C - R_{II})} \quad (3.3)$$

$$\gamma_C = \frac{0,13 \cdot 3,5 - 0,35 \cdot 0,43}{0,35 \cdot (3,5 - 0,43)} = 0,283 \text{ (28,3 \%)}.$$

Таблица 3.1.

**Зависимость между содержаниями классов различной крупности в питании и в сливе гидроциклона**

Содержание класса -74 мкм $\beta$ , %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
Содержание класса -40 мкм $\beta'$ , %	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	53	71,5	80,5
Содержание класса -20 мкм $\beta''$ , %	-	-	9	13	17	22	26	35	46	55
Содержание класса -200 мкм $\beta'''$ , %	-	46	62	75	85	92	96	-	-	-
Номинальная крупность $d_H$ , мкм	-	-	-	430	320	240	180	140	94	74

Результаты расчета шламовой схемы сведем в табл.3.5.

4. По (табл. 3.2)] заданным условиям (крупность слива 140 мкм, производительность 98 м<sup>3</sup>/ч) удовлетворяет гидроциклон  $D = 360$  мм, для которого  $d_{\Pi} = 9$  см,  $d = 11,5$  см;  $\Delta = 3,4 \div 9,6$  см.

Таблица 3.2.

**Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов**

Номинальная крупность слива $d_n$ , мкм	Диаметр гидроциклона $D$ , мм	Угол конусности $\alpha$ , град.	Объемная производительность при $P_0=0,1$ МПа $Q$ , м <sup>3</sup> /ч	Диаметр питающего отверстия $d_{\Pi}$ , см	Диаметр сливного патрубка $d$ , см	Диаметр песковой насадки $\Delta$ , см
8	25	10	0,45-0,9	0,6	0,7	0,4-0,8
10	50	10	1,8-3,6	1,2	0,13	0,6-1,2
10-20	75	10	3-10	1,7	2,2	0,8-1,7
20-50	150	10;20	12-30	3,2-4,0	4-5	1,2-3,4
30-100	250	20	27-70	6,5	8	2,4-7,5
40-150	360	20	50-130	9,0	11,5	3,4-9,6
50-200	500	20	100-260	13	16	4,8-15
60-250	710	20	200-460	15	20	4,8-20
70-280	1000	20	360-900	21	25	7,5-15
80-300	1400	20	700-1800	30	38	15-36
90-330	2000	20	1100-3600	42	52	25-50

$D$  – диаметр гидроциклона;  $\alpha$  - угол конусности;  $Q$  – производительность гидроциклона при  $P_0 = 0,1$  МПа;  $d_n$  - крупность слива при  $\rho = 2,7$  г/м<sup>3</sup>;  $d_{\Pi}$  - стандартный эквивалентный диаметр питающего отверстия,  $d$  – стандартный диаметр сливного отверстия;  $\Delta$  - диаметр песковой насадки.

5. Находим по (4.4) [5, формула (148) или 6, формула (34)] напор пульпы на входе в гидроциклон, необходимый для обеспечения заданной производительности:

$$Q = 3 \cdot k_a \cdot k_D \cdot d_{\Pi} \cdot d \cdot \sqrt{P_0} \quad (3.4)$$

где  $k_a$  - поправочный коэффициент на угол конусности гидроциклона;  $k_D$  - поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона;

лона;  $d_{II}$  и  $d$  - диаметры соответственно питающего и сливного отверстий, см;  $P_0$  - давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Значения  $d_{II}$  и  $d$  принимаются из каталога (справочников) по оборудованию;  $P_0$  - давление пульпы (МПа) на входе в гидроциклон. Для гидроциклонов диаметром более 500 мм необходимо в рабочем давлении на входе  $P_0$ , учесть высоту гидроциклона, МПа:

$$P_0 = P + 0,01 \cdot H_r \cdot \rho_{II}$$

где  $P$  - давление на входе в гидроциклон, МПа;

$H_r$  - высота гидроциклона, м;

$\rho_{II}$  - плотность исходной пульпы, кг/м<sup>3</sup>.

Таблица 3.3

Учет угла конусности коэффициент  $k_a$

Угол конусности гидроциклона, град.	10	20	30	45	90
$k_a$	1,15	1,00	0,93	0,89	0,83

Коэффициент  $k_D$  определяется по формуле:

$$k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1 \cdot D} \quad (3.5)$$

где  $D$  - диаметр гидроциклона, см.

Для стандартных гидроциклонов коэффициент  $k_D$  приведен в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Значения коэффициента  $k_D$  для стандартных гидроциклонов в формуле расчета объемной производительности

Диаметр гидроциклона D, мм	50	75	150	250	360	500	710	1000	1400	2000
$k_D$	1,6	1,48	1,28	1,14	1,06	1,00	0,95	0,91	0,88	0,81

$$Q = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_D \cdot d_{\text{п}} \cdot d \cdot \sqrt{P_0};$$

$$98 = 3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11,5 \sqrt{P_0};$$

откуда  $P_0 = 0,0887$  МПа.

6. Проверяем нагрузку на песковое отверстие, если принять значение пескового насадка  $\Delta = 6,0$  см:

$$q = \frac{Q_{\text{п}}}{0,785 \cdot \Delta^2} \quad (3.6)$$

$$q = \frac{43}{0,785 \cdot 6^2} = 1,5 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч}).$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы (0,5-2 т/(см<sup>2</sup>·ч)), поэтому можно принять песковой насадок диаметром около 6 см.

7. После определения всех параметров гидроциклона по (4.7) [5, формула (149)] проверяем крупность номинального зерна в сливе, которую дает гидроциклон выбранного размера при заданных условиях:

$$d_{\text{н}} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d \cdot \beta_{\text{и}}^{\text{ТВ}}}{\Delta \cdot k_D \cdot P_0^{0,5} \cdot (\rho - \rho_0)}} \quad (3.7).$$

$$d_{\text{н}} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{36 \cdot 11,5 \cdot 43,5}{6 \cdot 1,06 \cdot \sqrt{0,0887} \cdot (3 - 1)}} = 103,4 \approx 103 \text{ мкм}.$$

Значение  $d_{\text{н}}$  не превышает заданную крупность (140 мкм), следовательно, можно принять гидроциклон  $D = 360$  мм.

Таблица 3.5

## Результаты расчета шламовой схемы

Продукт	Выход $\gamma$ , %	Масса твердого $Q = (Q_{\text{исх}} / \gamma_{\text{исх}}) \gamma_c$ , т/ч	Разжижение $R = W/Q$	Содержание твердого $\beta^{\text{ТВ}}$ , %	Расход воды $W = QR$ , м <sup>3</sup> /ч	Объем пульпы $V = Q(1/\rho + R)$ , м <sup>3</sup> /ч
Гидроциклон для классификации						
Слив	28,3	17,0	3,50	22,2	59,5	65,2
Пески	71,7	43,0	0,43	70,0	18,5	32,8
Исходный	100,0	60,0	1,30	43,5	78,0	98,0
Гидроциклон в замкнутом цикле с мельницей						
Слив	25	120	1,63	38,0	196	230,6
Пески	75	360	0,33	75,2	120	240,0
Исходный	100	480	0,66	60,3	316	476,0

### 3.2. Пример расчета гидроциклонов для работы в замкнутом цикле с мельницей

Выбрать гидроциклон для работы в замкнутом цикле с шаровой мельницей при следующих условиях: дана схема измельчения; руда поступает в мельницу, а в гидроциклоне осуществляется поверочная классификация слива мельницы (исходное питание мельницы вместе с песками гидроциклона); значением циркуляционной нагрузки  $C$  задаются; примем  $C = 300\%$ ; производительность цикла измельчения по руде (и сливу гидроциклона)  $Q_c = 120$  т/ч; плотность руды  $\rho = 3$  г/см<sup>3</sup>; слив гидроциклона должен иметь крупность 60 % класса  $-74$  мкм.

Необходимо определить: размер гидроциклона  $D$ ,  $d$ ,  $d_{\text{п}}$ ,  $\Delta$  и давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса.

Порядок расчета:

1. Определяем частный выход слива:

$$\gamma_c = \frac{Q_c}{Q_c(1+C)} \quad (3.7)$$

$$\gamma_c = \frac{1}{1+3} = 0,25 = 25\%.$$

2. Находим  $C$  по (4.8-4.9) [5, формула (147)], содержание твердого

В сливе:

$$R_c = \frac{1-c}{c} \quad (3.8)$$

$$c = \frac{b\gamma_c}{kb - (1 - \gamma_c)} \quad (3.9)$$

$$R_c = \frac{1-0,31}{0,31} = 2,23; \quad c = \frac{0,72 \cdot 0,25}{1,85 \cdot 0,72 - (1 - 0,25)} = 0,31$$

где  $c$  и  $b$  – содержание твердого соответственно в сливе и песках гидроциклона по массе, доли ед.;  $k$  – коэффициент, учитывающий крупность слива.

Значения  $b$  и  $k$  в зависимости от содержания класса мельче 74 мкм в сливе принимают следующими:

Содержание мельче 74 мкм в сливе, %	класса					
	50	60	70	80	90	95-100
$b$ , доли ед.	0,8	0,75	0,72	0,70	0,67	0,65
$k$	1,50	1,65	1,85	2,10	2,45	2,95

Разжижение в песках гидроциклона  $R_{\Pi}$  вычисляют по значению  $b$  в песках классификатора  $R_{\Pi} = 0,25 - 0,43$  меньшие значения относятся к рудам высокой плотности.

$$\beta_c^{TB} = \frac{\beta_{\Pi}^{TB} \cdot \gamma_c}{\beta_{\Pi}^{TB} \cdot k - (1 - \gamma_c)} \quad (3.10)$$

Содержание твердого в песках  $\beta_{\Pi}^{TB}$  и значение коэффициента  $K$  принимают по [стр. 47], для крупности слива 60 % класса -74 мкм  $\beta_{\Pi}^{TB} = 0,75$ ;  $k = 1,65$ , тогда

$$\beta_c^{TB} = \frac{0,75 \cdot 0,25}{0,75 \cdot 1,65 - (1 - 0,25)} = 0,38 = 38 \%$$

Результаты расчета шламовой схемы сведем в табл.4.5.

3. Определяем по (табл.3.1) номинальную крупность слива  $d_H = 240$  мкм и размер класса, который распределяется по продуктам, как вода:  $d = 0,15 \cdot d_H = 36$  мкм.

4. Подбираем по (табл. 3.2) размер гидроциклона. Для заданной крупности слива подходит гидроциклон  $D = 710$  мм и гидроциклон  $D = 1000$  мм. Определяем ориентировочно производительность гидроциклона  $D = 710$  мм, считая условно давление на входе  $0,1$  МПа при стандартных диаметрах  $d_{II} = 150$  мм и  $d = 200$  мм. Производительность рассчитываем по формуле

$$Q = 3 \cdot k_\alpha \cdot k_D \cdot d_{II} \cdot d \cdot \sqrt{P_0};$$

Коэффициенты  $k_\alpha = 1$ ;  $k_D = 0,95$  определяются из таблицы 3.3 и 3.4.

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20 \sqrt{0,1} = 270 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Следовательно, для заданной производительности необходимо ( $Q_{\text{гидр.}} / Q_{\text{расс.}} 460:270 = 1,7$ ) два гидроциклона  $D = 710$  мм.

5. Определяем, сколько потребуется гидроциклонов  $D = 1000$  мм.

По [табл. 4.2] примем стандартные размеры  $d_{II} = 210$  мм;  $d = 250$  мм. Определяем производительность одного гидроциклона при условном давлении  $0,1$  МПа:

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 21 \cdot 25 \sqrt{0,1} = 454 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Следовательно, заданную производительность обеспечит ( $Q_{\text{гидр.}} / Q_{\text{расс.}} 476:454 = 1,05$ ) один гидроциклон.

6. Принимаем к установке один более крупный гидроциклон  $D = 1000$  мм. Проверяем нагрузку гидроциклона по пескам при диаметре песковой насадки  $\Delta = 150$  мм (сечение  $177 \text{ см}^2$ ). Удельная нагрузка  $q_n = 360/177 = 2,1 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$ , т.е. лежит в пределах допустимой нормы.

7. Определяем по (3.4) достаточное давление на входе в гидроциклон:

$$476 = 3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 21 \cdot 25 \sqrt{P_0}; \quad P_0 = 0,101 \text{ МПа}.$$

8. Находим по(4.7) номинальную крупность слива, которую может обеспечить выбранный гидроциклон:

$$d_H = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{100 \cdot 25 \cdot 60,3}{15 \cdot 0,91 \cdot \sqrt{0,101} \cdot (3-1)}} = 197,7 \approx 198 \text{ мкм.}$$

9. Полученная крупность меньше заданной  $d_H = 240$  мкм, поэтому гидроциклон  $D = 1000$  мм обеспечит требуемую крупность слива.

### 3.3. Задачи на выбор и расчет гидроциклонов для классификации различных продуктов

В задачах 3.1 – 3.10 выбрать гидроциклон для классификации различных продуктов, определить размеры гидроциклона  $D$ ,  $d$ ,  $d_H$  и  $\Delta$ , давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса. Условия работы гидроциклона, необходимые для расчета, приведены в табл.3.6.

Таблица 3.6

Условия задач 3.1 – 3.10

Номер задачи	Производительность по поступающему твердому $Q_{и}$ , т/ч	Содержание класса -74 мкм в исходном $\beta_{и}^{-74}$ , %	Плотность твердого $\rho$ , г/см <sup>3</sup>	Разжижение в исходном питании гидроциклона $R_{и}$	Содержание класса -74 мкм в сливе гидроциклона $\beta_{с}^{-74}$ , %	Содержание твердого в песках гидроциклона $\beta_{п}^{тв}$ , %
3.1	45,5	42	2,8	1,3	80	70
3.2	30,5	40	2,9	1,5	70	72
3.3	65,5	30	2,85	1,45	65	75
3.4	100	28	2,95	1,35	70	72
3.5	83,5	43	3,1	1,65	90	67
3.6	40,0	32	2,8	1,25	75	72
3.7	75	45	3,0	1,70	95	67
3.8	53	50	2,9	1,6	80	72
3.9	93	48	2,85	1,3	85	70
3.10	62,5	51	3,1	1,52	75	72



### 3.4. Задачи на выбор и расчет гидроциклонов для работы в замкнутом цикле с мельницей

В задачах 3.11 – 3.20 выбрать гидроциклон, который работает в замкнутом цикле с мельницей, осуществляя поверочную классификацию слива мельницы. Определить размеры гидроциклона  $D$ ,  $d$ ,  $d_{\Pi}$  и  $\Delta$ , их число для обеспечения заданной производительности и давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса. Условия работы гидроциклона приведены в табл.3.7.

Таблица 3.7

Условия задач 3.11 – 3.20

Но- мер зада- чи	Производитель- ность цикла из- мельчения по руде (и сливу гидроцик- лона) $Q_{\Pi} = Q_{\text{с}}$ , т/ч	Плот- ность руды $\rho$ , г/см <sup>3</sup>	Содержание класса -74 мкм в сливе гидроцик- лона $\beta_{\text{с}}^{-74}$ , %	Содержа- ние твердо- го в песках гидроцик- лона $\beta_{\Pi}^{\text{тв}}$ , %	Цирку- лирую- щая нагруз- ка $C$ , %
3.11	95	2,9	95	72	350
3.12	110	3,0	72	67	500
3.13	130	3,15	93	70	400
3.14	50	2,95	80	70	450
3.15	85	2,8	85	75	350
3.16	90	3,0	65	72	350
3.17	118	2,85	70	70	400
3.18	75	3,2	80	70	500
3.19	93	3,0	90	65	600
3.20	100	2,9	95	80	300

## 4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Расчет технологических схем производится в соответствии с [5, 8, 10, 11].

#### 4.1 Задачи на расчет схемы дробления

В задачах 4.1 – 4.10 необходимо рассчитать схему дробления для заданных условий (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Условия задач 4.1 – 4.10

Но- мер зада- чи	Производитель- ность $Q$ , млн.т/год	Характери- стика руды	Насып- ная плот- ность $\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	Макси- мальная крупность руды $D_1$ , мм	Круп- ность продук- та $d$ , мм	Примеча- ние
4.1	3	Средней крепости	1,65	500	15	Схема ББА
4.2	4	То же	1,7	600	12	
4.3	5	Средней крепости	1,6	900	15	
4.4	8	То же	1,8	900	20	
4.5	12	“ ”	1,6	1000	20	
4.6	15	Твердая	1,65	1000	15	
4.7	14	“ ”	1,7	1000	12	
4.8	20	“ ”	1,6	1200	12	
4.9	22	“ ”	1,6	1200	15	
4.10	23	“ ”	1,5	1200	12	

### 5 ДРОБИЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Расчет оборудования производится в соответствии учебником по курсу «Проектирование обогатительных фабрик» [10].

#### 5.1 Задачи на выбор и расчет дробилок крупного дробления

В задачах 5.1 – 5.10 выбрать дробилку и определить по каталогу для заданных условий дробления ее производительность и потребное число дробилок для данной операции (табл.5.1).

Таблица 5.1

## Условия задач 5.1 – 5.10

Но- мер зада- чи	Коэффициент крепости по Протодяко- нову	Влаж- ность руды $W$ , %	Круп- ность руды $D_{\max}$ -0, мм	Круп- ность продукта дробле- ния $d_n$ , мм	Насып- ная плот- ность руды $\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	Количество руды, по- ступающей в дробилку $Q_{\text{исх}}$ , т/ч
5.1	15	5	1300-0	375	1,6	1500
5.2	18	4	1000-0	250	1,8	2500
5.3	14	4	900-0	300	1,6	1000
5.4	9	6	500-0	150	1,7	900
5.5	16	5	850-0	225	2,0	1300
5.6	13	6	400-0	120	1,6	700
5.7	18	10	450-0	150	1,8	600
5.8	10	8	950-0	275	2,0	1200
5.9	6	5	750-0	200	1,7	1800
5.10	12	4	600-0	150	1,9	900

## 5.2 Задачи на расчет конусных дробилок среднего и мелкого дробления

В задачах 5.11 – 5.20 выбрать дробилку; определить ее производительность и число дробилок для заданных условий дробления (табл.5.2).

Таблица 5.2

### Условия задач 5.11 – 5.20

Номер задачи	Коэффициент крепости руды по Протодьконову $f$	Влажность руды $W$ , %	Крупность руды $D_{\max-0}$ , мм	Крупность дробления продукта $d_n$ , мм	Насыпная плотность руды $\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	Количество руды, поступающей в дробилки $Q_{\text{пост}}$ , т/ч	Размер отверстия сита грохота $a$ , мм
<b>Среднее дробление без предварительного грохочения</b>							
5.11	18	4	120-0	25	1,8	675	—
5.12	9	6	250-0	90	1,7	1100	—
5.13	20	4	140-0	50	1,6	950	—
5.14	13	5	150-0	40	1,6	850	—
5.15	10	6	200-0	65	1,8	725	—
<b>Среднее дробление с предварительным грохочением</b>							
5.16	14	5	175-0	50	2,0	475	80
5.17	15	5	210-0	70	1,6	1200	90
5.18	18	4	140-0	40	1,8	1000	70
5.19	10	6	130-0	30	2,0	500	60
5.20	9	8	190-0	45	1,7	630	85
<i>Продолжение табл. 5.2</i>							

Мелкое дробления (дробилка работает в замкнутом цикле с грохотом)							
5.21	20	4	45-0	20	1,6	750	15
5.22	6	8	65-0	20	1,8	1400	15
5.23	12	6	50-0	15	1,7	630	20
5.24	9	8	45-0	15	1,8	900	10
5.25	13	5	55-0	17	1,8	800	10
5.26	14	5	80-0	20	1,6	1000	12
5.27	16	4	75-0	20	1,9	730	15
5.28	13	5	50-0	18	1,7	1200	15
5.29	9	6	60-0	17	2,0	1100	12
5.30	18	4	65-0	40	1,8	930	10

## 6. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

### 6.1 Задачи на расчет одностадиальных схем измельчения

В задачах 6.1 – 6.10 необходимо определить массу и выходы всех продуктов для заданных условий (табл.6.1), схема измельчения приведена на рисунке 6.1.

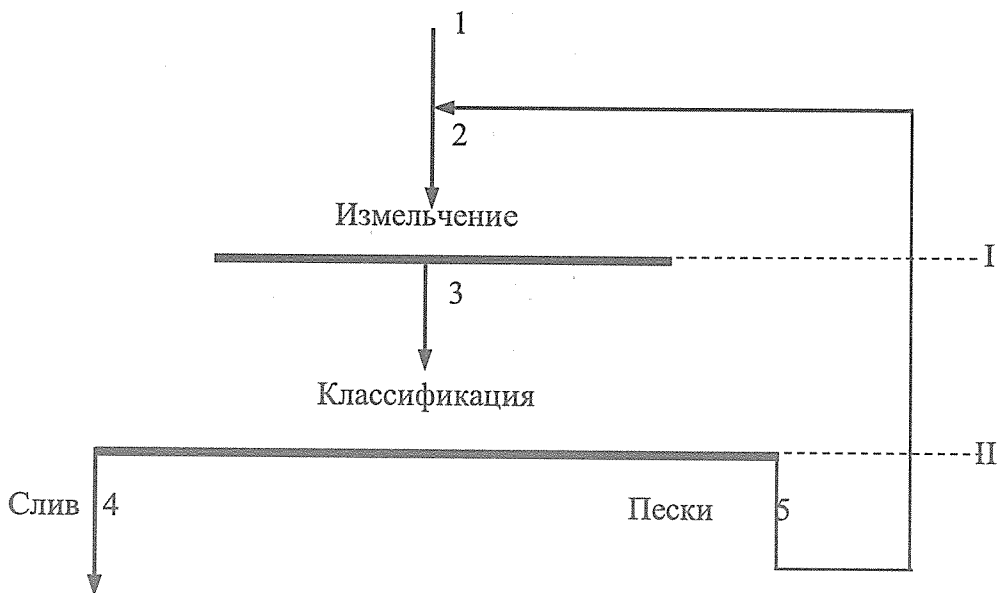


Рис. 6.1 Схема измельчения

Таблица 6.1

### Условия задач

Но- мер зада- чи	Схема из- мельчения	Производитель- ность по исходной руде $Q_1$ , т/ч	Содержание класса $-74$ мкм, %			Характери- стика руды
			в ис- ходной руде $\beta_1^{-74}$	в сливе классификации		
				Повероч- ной $\beta_4^{-74}$	Контроль- ной $\beta_6^{-74}$	
6.1	Рис.6.1	750	8	52	77	Средней крепости
6.2	“ ”	850	10	60	80	То же
6.3	“ ”	1000	6	54	78	“ ”
6.4	“ ”	1100	7	57	79	Мягкая
6.5	“ ”	1200	5	44	71	Крепкая
6.6	“ ”	1300	6	46	72	“ ”
6.7	“ ”	1400	6	51	76	Средней Крепости
6.8	“ ”	1000	7	55		Крепкая
6.9	“ ”	1100	8	54		Крепкая
6.10	“ ”	900	9	53		Крепкая

### 6.2 Задачи на расчет двухстадиальных схем измельчения

В задачах 6.11 – 6.20 определить массу и выходы всех про-

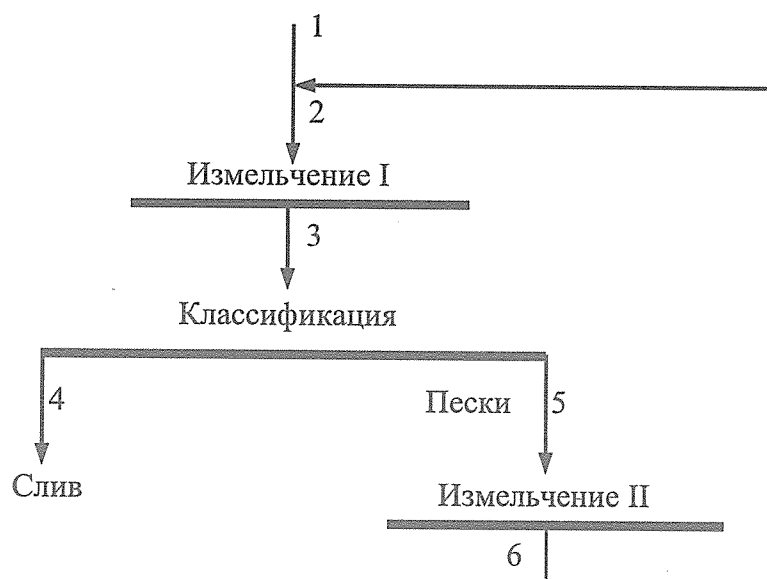


Рис. 6.2 Двухстадиальная схема измельчения

дуктов для заданных условий измельчения (табл.6.2). По вновь образованному классу  $-74$  мкм отношение удельных производительностей мельниц I и II стадий  $K = q_{II}/q_I$  принимать при расчетах равным 0,8. Схема измельчения приведена на рисунке 6.2.

Таблица 6.2

### Условия задач 6.11 – 6.20

Но- мер зада- чи	Схема из- мельчения	Производитель- ность по исходной руде $Q_1$ , т/ч	Содержание класса $-74$ мкм, %			Характери- стика руды
			в ис- ходной руде $\beta_1^{-74}$	в сливе классификации		
				Повероч- ной $\beta_4^{-74}$	Контроль- ной $\beta_6^{-74}$	
6.11	Рис.6.2	1500	8	59	78	Крепкая
6.12	“ ”	1600	10	65	82	“ ”
6.13	“ ”	1700	10	63	79	“ ”
6.14		450	10	60	78	Мягкая
6.15	“ ”	600	5	48	73	Мягкая
6.16	“ ”	1800	10	65	81	Крепкая
6.17	“ ”	120	8	55	70	“ ”
6.18	“ ”	1150	6	48	72	“ ”
6.19	“ ”	150	10	65	80	Средней крепости
6.20	“ ”	500	5	45	75	То же

## 7. ВЫБОР И РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Обоснованно выбрать мельницу само- или полусамойзмельчения можно только по результатам полупромышленных или промышленных испытаний. Для предварительного проектного отбора можно воспользоваться расчетом по показателям шарового измельчения [5, 8, 10, 11]

### 7.1. Задачи на выбор и расчет мельниц полусамойзмельчения

В задачах 7.1 – 7.10 рассчитать и выбрать мельницы полусамойзмельчения для заданных условий измельчения (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Номер задачи	Производительность фабрики $Q_{\phi}$ , млн.т/год	Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	Размер выпускной щели первичной ККД, мм	Крупность продукта		ая шаровая мельница МШР				
				по классу -74 мкм, %	по $d_{80}$ , мм	Размер, дм	Производительность, т/ч	Крупность		Коэф. загрузки $\phi$ , %
								исходного, мм	продукта класса -74 мкм, %	
7.1	8	2,7	180	–	2	36×40	100	35	50	40
7.2	9	2,8	180	–	1,5	27×36	47	25	54	40
7.3	10	3,0	180	40	–	45×50	200	30	52	40
7.4	12	3,1	200	–	3	36×40	80	30	60	40
7.5	14	3,5	200	40	–	27×36	50	30	50	45
7.6	15	2,65	200	–	1,5	36×40	115	16	55	40
7.7	16	2,7	180	–	2	45×50	220	16	45	45
7.8	17	3,0	200	45	–	36×40	90	25	55	45
7.9	18	2,7	200	–	1	27×36	55	20	55	40
7.10	9	3,0	200	45	–	45×50	190	25	55	45

Примечание. Все руды средней крепости



## 8. ВЫБОР И РАСЧЕТ ДРОБИЛОК ККД, КСД И КМД, СТЕРЖНЕВЫХ, ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ И РАЗМЕРА МЕЛЮЩИХ ТЕЛ ПО МЕТОДИКЕ Ф. БОНДА

### 8.1. Уравнения, используемые для определения мощности на дробимость

Зарубежные заводы поставляют один и тот же типоразмер дробилок с разными эксцентриситетами (для конусных дробилок) и разными величинами хода щеки, зависящими от размера выходной щели и с электродвигателями разной мощности в зависимости от производительности, крупности исходного и продукта, и крепости руды.

Потребную мощность электродвигателя, например, определяют расчетом по методике Бонда. Для данной руды определяется индекс работы  $\omega_i$  по специальной упрощенной методике. Отбирается из пробы руды 30 – 40 кусков размерами 50 – 75 мм. Куски разрушаются двумя встречными молотами, падающими как маятники и ударяющими кусок одновременно с двух сторон. По результатам опытов вычисляется индекс работы [9, 10, 11].

Потребная энергия для дробления 1 т рассчитывается по формуле:

$$W = 0,75 \left( \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}} \right),$$

где  $W_i$  – индекс «чистой» работы, (кВт·ч/т);  $P$  – крупность продукта, соответствующая сити, через которое проходит 80 % материала (принимается применительно к размеру выходной щели дробилки), мкм;  $F$  – крупность исходного материала, соответствующая сити, через которое проходит 80 % материала (в расчетах принимается  $F = (0,5 \div 0,67)B$ ), мкм;  $B$  – ширина приемного отверстия дробилки.

Потребная мощность электродвигателя

$$N_{\text{дв}} = WQ,$$

где  $Q$  – производительность дробилки по питанию, т/ч.

## 8.2. Уравнения, используемые для определения мощности на измельчение

Первый шаг при выборе мельницы для измельчения состоит в определении мощности, необходимой для производства желаемой тонины помола. Основное уравнение, используемое для этого Бондом следующее.

$$W = \frac{10W_I}{\sqrt{P}} - \frac{10W_I}{\sqrt{F}}$$

где  $W$  – кВт/ч на короткую тонну;  $W_I$  – рабочий индекс;  $P$  – крупность продукта  $d_{80}$ , мкм;  $F$  – крупность исходного  $d_{80}$ , мкм.

Значение  $W$  может быть в метрических тоннах, если рабочий индекс тоже измеряется в метрических тоннах [9, 10, 11] (1 тонна метрическая = 1,102 короткая тонна).

Коэффициенты для факторов эффективности определяются следующим образом:

$EF_1$  Сухое измельчение – при том же самом диапазоне работы, сухое измельчение требует в 1,3 раза большую мощность, чем мокрое измельчение.

$EF_2$  Измельчение в открытом цикле. Когда измельчение осуществляется в открытом цикле в шаровых мельницах, количество потребной энергии по сравнению с замкнутым циклом шарового измельчения есть функция тонины помола, требуемой для производства продукта. Фактор уменьшения эффективности представлен в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Поправка на открытый цикл

Тонина продукта, % прохода	Поправочный коэффициент
50	1,035
60	1,05
70	1,10
80	1,20
90	1,40
92	1,46
95	1,57
98	1,70

$EF_3$  Поправка на диаметр при использовании эталонной мельницы с внутренним диаметром 2,44 м следующая:

$$EF_3 = (2,44/D)^{0,2}$$

где  $D$  – внутренний диаметр барабана проектируемой мельницы, м.

Табл.10.2 даёт поправочные коэффициенты на диаметр для некоторых наиболее употребительных мельниц.

Замечание: При выборе мельницы для новых условий, когда этот фактор меньше 1,00, им иногда пренебрегают и считают постоянным. В примере это будет показано.

$EF_4$  Поправка на закрупление питания – когда питание крупнее оптимального. Этот фактор принимается для стержневых и шаровых мельниц. Однако, наиболее часто используется в связи с одностадийным шаровым измельчением.

Этот фактор рассчитывается в зависимости от рабочего индекса по следующему уравнению:

$$EF_4 = (R_y + (W_i - 7) \cdot \frac{F - F_0}{F_0}) / R_y,$$

где  $R_y$  – степень сокращения =  $F/P$ ;  $F_0$  – оптимальная крупность питания

- для стержневого измельчения  $F_0 = 16000 \cdot (13/W_i)^{0,5}$

- для шарового измельчения  $F_0 = 4000 \cdot (13/W_i)^{0,5}$

$EF_5$  Фактор тонины помола – применяется, когда 80 % продукта -75 мкм. Уравнение для определения этого фактора:

$$EF_5 = (P + 10,3) / 1,145P$$

$EF_6$  Большая или малая степень сокращения при стержневом измельчении – это уравнение используется, пока  $R_r$  находится в диапазоне  $R_r = -2$  и  $R_r = +2$ :

$$EF_6 = 1 + (R_r - R_{r0})^2 / 150$$

Таблица 8.2

**Поправочные коэффициенты на диаметр мельницы**

Внутренний диаметр барабана мельницы по обечайке, м	Внутренний диаметр барабана мельницы по футеровке, м	Поправочный коэффициент на диаметр
0,914	0,79	1,25
1,00	0,88	1,23
1,22	1,10	1,17
1,52	1,40	1,12
1,83	1,71	1,075
2,00	1,82	1,06
2,13	1,98	1,042
2,44	2,29	1,014
2,59	2,44	1,00 Эталон
2,74	2,59	0,992
2,90	2,74	0,977
3,00	2,85	0,970
3,05	2,90	0,966
3,20	3,05	0,956
3,35	3,20	0,948
3,51	3,35	0,939
3,66	3,51	0,931
3,81	3,66	0,923
3,96	3,81	0,914
4,00	3,85	0,914

Следует заметить, что для мельниц, внутренний диаметр которых по футеровке больше 3,81 м поправка на диаметр не меняется и равна 0,914

$$R_{ro} = 8 + 5L/D,$$

где  $L$  – длина стержня.

Этот фактор всегда применяется при малых степенях сокращения. Применение этого фактора при высоких степенях сокращения не всегда необходимо, его следует использовать для выбора

размера мельниц всякий раз, когда  $W_i$  из тестов стержневой или шаровой измельчаемости превышает 7.

$EF_7$  Малая степень сокращения шаровой мельницы – необходимость применения этого фактора часто не очевидна, за исключением тех случаев, когда степень сокращения меньше 6. Это имеет место как правило при доизмельчении концентратов и хвостов. Соответствующее уравнение:

$$EF_7 = [2(R_r - 1,35) + 0,26] / 2(R_r - 1,35)$$

$EF_8$  Стержневое измельчение – изучение работы стержневых мельниц показало, что на работу последних большое влияние оказывает равномерность подачи питания с заданной максимальной крупностью и следует поддерживать стержневую нагрузку. Этот фактор неопределён. При выборе стержневых мельниц, основанном на результатах опытов измельчаемости, следующие обстоятельства надо учитывать:

1) Когда расчётное значение мощности только для стержневого измельчения, следует использовать фактор неэффективности 1,4 при питании, подготовленном в открытом цикле дробления, и использовать 1,2 когда питание подготовлено в замкнутом цикле дробления. Поправки на диаметр мельницы, малую или большую степень сокращения и крупность питания также должны быть учтены.

2) Когда расчётное значение мощности получено только для цикла стержневое-шаровое измельчение, не следует делать поправку в работе шаровой мельницы вследствие приёма питания из стержневой мельницы. Если питание стержневой мельницы готовится в открытом цикле дробления применяют только фактор 1,2 для стержневой мельницы. Если питание стержневой мельницы производится в замкнутом цикле дробления, фактор неэффективности не применяется [9 – 11].

### 8.3. Задачи на расчет дробилок

В табл. 8.3 представлены варианты задач на расчёт дробилок по методике Бонда.

Таблица 8.3

## Варианты задач на расчет дробилок по методике Бонда

№ Вар.	Рудный элемент	CW <sub>I</sub> , (кВт·ч/т)	F, мм	P, мм
8.1	Золото	13,72	150	40
8.2	Золото	11,41	70	10
8.3	Железо	11,16	180	60
8.4	Железо	11,68	50	16
8.5	Золото	5,30	1000	210
8.6	Апатит - нефелин	7,21	800	165
8.7	Медь-никель	6,39	950	200
8.8	Медь-никель	9,24	50	16
8.9	Медь-никель	6,46	1000	210
8.10	Медь-никель	16,15	900	180

## 8.4. Задачи на расчёт стержневых мельниц

В табл. 8.4 представлены варианты задач на расчёт стержневых мельниц.

Таблица 8.4

## Варианты задач на расчёт стержневых мельниц

№ варианта	Производительность, $Q_{исх}$ , т/ч	Измельчаемый материал	Крупность, 80% прохода		$W_i$ , кВт·ч/т
			F, мкм	P, мкм	
8.11	400	уголь	6000	1500	11,37
8.12	300	медная руда	12000	2100	13,13
8.13	200	золотая руда	18000	4200	14,83
8.14	100	железная руда (гематит)	12000	2100	12,68
8.15	500	железная руда (магнетит)	18000	1500	10,21
8.16	400	железная руда (таконит)	12000	3000	14,87
8.17	300	свинцовая руда	8500	4200	11,40
8.18	200	свинцово-цинковая руда	25000	2100	11,35
8.19	100	известняк	12000	2100	11,61
8.20	500	марганцевая руда	8500	1000	12,46

## 8.5. Задачи на расчёт шаровых мельниц

В табл.8.5 представлены варианты задач на расчёт шаровых мельниц.

Таблица 8.5

**Варианты задач на расчёт шаровых мельниц**

№ вар	$Q_{исх}$ , т/ч	Измельчаемый материал	Тип мельницы и схемы	Крупность, 80% прохода			$W_{i1}$ , стержн.	$W_{i2}$ , шар.
				$F_1$ , мкм	$F_2$ , мкм	$P$ , мкм		
8.21	100	кварцит	Мокрое, сливн. замкнутый цикл	15000	1000	175	12,18	10,20
8.22	200	цинковая руда	Мокрое, диафр. открытый цикл	12000	1250	175	12,43	10,10
8.23	300	урановая руда	То же	18000	1200	175	17,93	15,80
8.24	500	оловянная руда	Мокрое, диафр. замкнутый цикл	15000	1750	200	10,81	9,02
8.25	100	серебряная руда	То же	12000	2000	200	17,30	15,10
8.26	200	пирротиновая руда	То же	7500	2100	175	9,57	7,50
8.27	300	пиритная руда	Мокрое, сливн. открытый цикл	7500	3000	150	8,90	6,90
8.28	400	фосфаты	То же	15000	2100	250	10,13	8,21
8.29	500	никелевая руда	То же	18000	2100	175	11,88	9,70
8.30	400	свинцово-цинковая руда	Мокрое, диафр. открытый цикл	15000	2100	150	11,35	9,50

## 8.6. Задачи на расчёт размера мелющих тел

### ПРИМЕР

Ситовый анализ золотосодержащей руды, дроблёной в щековой дробилке определил, что  $F_{80} = 2000$  мкм. Дальнейшее сокращение крупности проводилось в шаровой мельнице мокрого помола  $1,0 \times 1,5$  м, вращающейся со скоростью 78 % от критической. Определить максимальную крупность шаров. Плотность руды 3,86.

*Решение*

#### Шаг 1

Поскольку рабочий индекс и условия работы мельницы неизвестны, мы сошлёмся на соответствующее Приложение и примем рабочий индекс 14,83 кВт-ч/т.

#### Шаг 2

рассчитываются размеры стержней. Чтобы определить максимальную крупность шаров, подставим в уравнение (10.6) все известные параметры:

$$d_b = 25,4 \left[ \left( \frac{F_{80}}{K} \right)^{0,5} \left( \frac{\rho_s \cdot W_i}{100 \cdot \phi_c \cdot (3,281)^{0,5}} \right)^{0,33} \right]$$

$$d_b = 25,4 \cdot \left( \frac{2000}{350} \right)^{0,5} \cdot \left( \frac{3,86 \cdot 14,8}{78 \cdot (3,281 \cdot 1,0)^{0,5}} \right)^{0,33} = 25,4 \cdot 2,39 \cdot 0,739 = 45 \text{ мм.}$$

ближайший промышленный размер шара 51,8 мм (или 2").

В табл.8.6 представлены варианты задач на расчёт размера мелющих тел.



Таблица 8.6

## Варианты задач на расчёт максимального размера шара

№ вар.	Тип руды	Плотность	Тип мельницы и схемы	F <sub>80</sub>	W <sub>i</sub>	D, м	фс, % от крит.
8.31	медная руда	3,02	Мокрое, сливн. откp.	12000	13,13	4,88	68,9
8.32	золотая руда	2,86	Мокрое, сливн. замкн.	16000	14,83	4,57	69,8
8.33	Fe (гематит)	3,76	То же	12000	12,68	4,12	71,7
8.34	Fe (магнетит)	3,88	То же	14000	10,21	3,96	71,7
8.35	свинцов. руда	3,44	То же	14000	11,40	3,66	71,8
8.36	Pb-Zn руда	3,37	То же	14000	11,35	3,51	72,2
8.37	Mn руда	3,74	То же	10000	12,46	3,20	75,0
8.38	Ni руда	3,32	То же	14000	11,88	3,05	75,0
8.39	фосфаты	2,66	Мокрое, сливн. откp.	8000	10,13	2,89	75,0
8.40	пиритн. руда	3,48	То же	10000	8,9	2,74	75,0

## Литература

1. Андреев Е.Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: Учебник/ Е.Е. Андреев, О.Н.Тихонов - Санкт-Петербургский горный ин-т, 2007. 439 с.

2. Перов В.А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учебник для вузов / В.А. Перов, Е.Е. Андреев, В.Ф. Биленко. 4-ое изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1990. 301 с.

3. Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. Proceedings. Vol. 1. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Edited by Andrew L. Mular, Dough N. Halbe, and Derek J. Barratt. 2002.

4. A. Gupta and D. S. Yan Mineral Processing Design and Operations. An Introduction. ELSEVIER. 2008

5. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник/ К.А. Разумов, В.А. Перов - 4-е изд. М.: Недра, 1982. 518 с.