

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОЙ РАБОТЫ ПО ДИСЦИПЛИНЕ
ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ
(для студентов специальности
«Обогащение полезных ископаемых»,
направление подготовки 6.050303)

ДОНЕЦК ДонНТУ
2008

УДК (622.73 + 622.74).(07)

Методические указания к выполнению курсовой работы по курсу «Подготовительные процессы обогащения» (для студентов специальности 7.090302 «Обогащение полезных ископаемых», направление подготовки 6.0902) / Сост Е.И. Назимко, В.Н. Самылин. – Донецк: ДонГТУ, 2008. - 48с.

Рассмотрена последовательность расчета технологической схемы подготовки руды к обогащению. Изложена методика расчета узлов дробления, грохочения, измельчения и классификации руды.

Составители: проф. Е.И. Назимко
 доц. В.Н. Самылин

Рецензент проф. Ю.Л. Папушин

1. СОДЕРЖАНИЕ И ОБЪЕМ КУРСОВОЙ РАБОТЫ

Курсовая работа должна содержать титульный лист, лист задания. Реферат, содержание и следующие разделы:

Введение

1. Расчет первой стадии дробления
2. Расчет второй стадии дробления
3. Расчет третьей стадии дробления
4. Выбор оборудования для дробления
5. Выбор оборудования для грохочения
6. Расчет технологической схемы измельчения
7. Выбор оборудования для измельчения
8. Выбор оборудования для классификации

Заключение

Список использованных источников

Приложение.

Схема оборудования для рассчитанной технологической схемы (формат А4).

Реферат оформляется в соответствии со стандартами. Во введении излагается сущность подготовительных процессов, их место в технологической схеме обогащения, роль в обеспечении комплексного использования минерального сырья. Формулируется цель курсовой работы. В разделах 1-4 приводятся расчет узла дробления и выбор соответствующего оборудования. Результаты расчета схемы дробления и выбора дробильных машин оформляются в виде таблиц. В разделе 5 приводится расчет вибрационных грохотов. В разделах 6-8 рассматриваются технологическая схема измельчения, ее расчет, выбор мельниц и классификаторов. В приложении приводится схема компоновки выбранного оборудования.

2. РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

При выполнении курсовой работы рекомендуется использовать следующие литературные источники:

1. Справочник по обогащению руд: Подготовительные процессы. – М.: Недра. - 1982. – 368с.
2. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра. – 1982. – 520с.
3. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1980. – 416с.
4. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – Киев.: Вища школа. – 1986. – 285с.

3. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ

Расчет технологической схемы показан на примере, в котором, начиная с задания, показаны все этапы выполняемой курсовой работы. Варианты заданий приведены в приложении.

ЗАДАНИЕ

Расчитать технологическую схему дробления и измельчения руды при следующих данных. Производительность фабрики по исходной руде составляет 200 т/ч, руда средней твердости, плотность руды 3200 кг/м^3 . Максимальный размер кусков руды, поступающей на первую стадию дробления, $d_{\text{max}} = 600 \text{ мм}$. Крупность конечного продукта третьей стадии дробления 12 - 0 мм. Содержание расчетного класса - 0,074 мм в конечном сливе, поступающем на обогащение, принять равным $\beta_{19} = 78\%$. Содержание класса -0,074 мм в соответствующих продуктах принять по данным практики: $\beta_{11} = 3.7\%$, $\beta_{15} = 24 \%$, $\beta_{16} = 40 \%$, $\beta_{21} = 38 \%$.

Гранулометрический состав исходной руды приведен в табл. 3.1. Схемы дробления и измельчения, которые необходимо рассчитать, представлены на рис. 3.1 и 3.2. На схеме (рис. 3.1) показаны размер выпускного отверстия дробилки e , размер отверстий сита грохота d и эффективность грохочения E .

Таблица 3.1 - Гранулометрический состав исходной руды

N	Классы, мм	Выход, γ , %	Суммарный выход, %	
			сверху $\sum_{i=1}^n \gamma$	снизу $\sum_{i=n}^1 \gamma$
1	600-450	15	15	100
2	450-300	17	32	85
3	300-150	12	44	68
4	150-100	16	60	56
5	100-50	17	77	40
6	50-25	9	86	23
7	25-12	6	92	14
8	12-0	8	100	8
	Итого	100	-	-

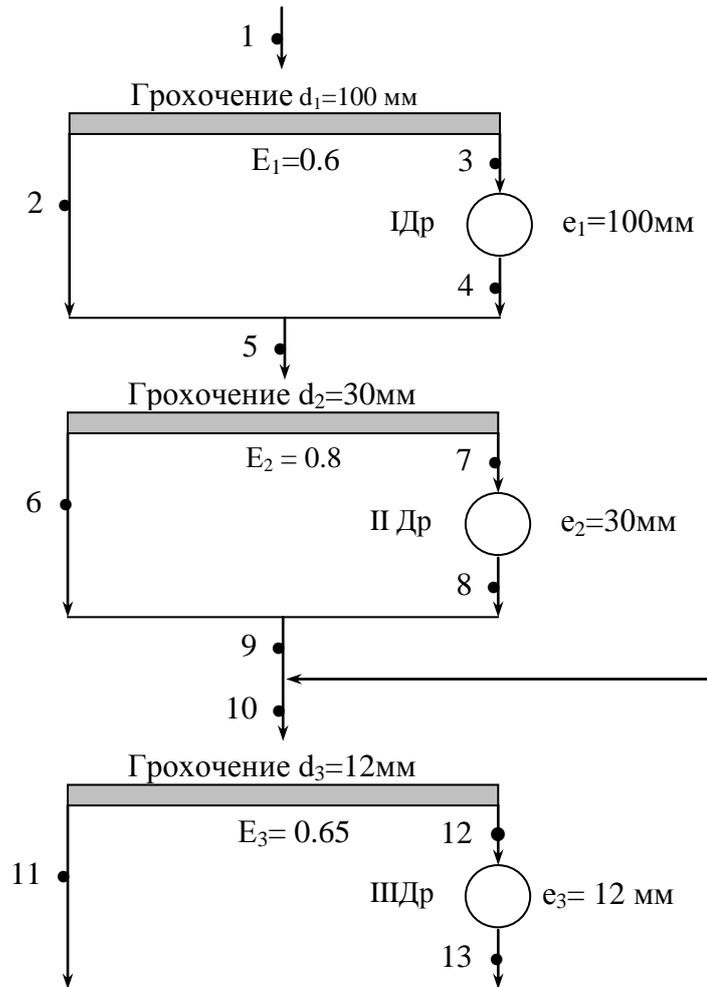


Рисунок 3.1 – Трехстадиальная схема дробления

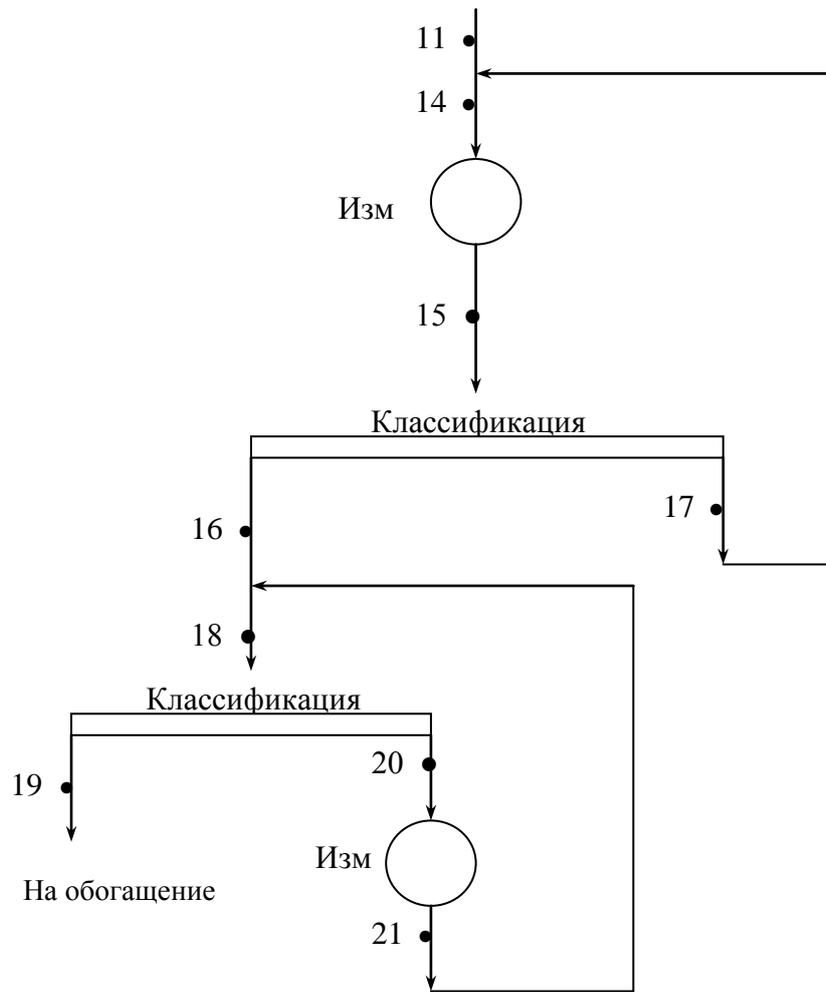


Рисунок 3.2 – Двухстадиальная схема измельчения

3.1. Расчет I стадии дробления

В результате расчета необходимо определить выходы продуктов 2, 3, 4 (рис. 3.1) и гранулометрический состав дробленого продукта 4.

При выполнении расчета приняты следующие обозначения:

Q - выход продукта в тоннах;

γ - выход продукта в процентах;

$\beta^n_{(d-0)}$ - содержание расчетного класса ($d-0$) мм в соответствующем продукте, доли ед.

(При выходе продукта равном 100 % содержание класса совпадает по величине с выходом этого класса).

$Q \cdot \beta^n_{(d-0)}$ - количество класса ($d-0$) мм в соответствующем продукте в тоннах.

Количество продукта 2 (подрешетный продукт операции грохочения) определяется по формуле [2, с. 70]:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta^1_{(100-0)} \cdot E_1.$$

Здесь $Q_1 = 200$ т/ч (по заданию); $\beta^1_{(100-0)} = 40\%$ или 0.4 доли ед. (табл. 1, столбец 5, строка 5); $E_1 = 0.6$ (рис. 3.1).

$$Q_2 = 200 \cdot 0.4 \cdot 0.6 = 48 \text{ т/ч.}$$

Количество продукта 3 (надрешетный продукт грохочения) определяется по разности количеств продуктов 1 и 2:

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 200 - 48 = 152 \text{ т/ч.}$$

Выходы продуктов 2 и 3 вычисляются по соотношениям:

$$\gamma_2 = (Q_2 / Q_1) 100 = 48 : 200 \cdot 100 = 24 \text{ \%}.$$

$$\gamma_3 = 100 - \gamma_2 = 100 - 24 = 76 \text{ \%}.$$

В расчетах принимается: $Q_3 = Q_4 = 152$ т/ч, $\gamma_3 = \gamma_4 = 76 \text{ \%}$ (по схеме).

Определение гранулометрического состава продукта 4

При отсутствии практических данных ситового анализа дробленого продукта его гранулометрический состав определяется по типовой характеристике [1, 2 или 3] для руды заданной твердости. По ней же находят значения суммарных выходов сверху $\sum_{i=1}^n \gamma$ в зависимости от крупности дробленого материала. Крупность материала на типовой характеристике показана относительной величиной - в долях от минимальной ширины выпускного отверстия дробилки:

$$Z = d / e.$$

В расчетной схеме $d_1 = 100$ мм, $e_1 = 100$ мм (рис. 3.1). Находим относительную крупность для различных классов:

$$d_{\text{кл. 1}} = d_1, \quad Z_1 = d_1 / e_1 = 100 \text{ мм} / 100 \text{ мм} = 1;$$

$$d_{\text{кл. 2}} = 50 \text{ мм,}$$

$$Z_2 = d_{\text{кл. 2}} / e_1 = 50 / 100 = 0.5;$$

$$d_{\text{кл. 3}} = 25 \text{ мм,}$$

$$Z_3 = d_{\text{кл. 3}} / e_1 = 25 / 100 = 0.25;$$

$$d_{\text{кл. 4}} = 12 \text{ мм,}$$

$$Z_4 = d_{\text{кл. 4}} / e_1 = 12 / 100 = 0.12.$$

Используя типовую характеристику щековой дробилки находим гранулометрический состав продукта 4. Выход кусков крупностью более 100 мм определяется относительно точки на оси абсцисс, равной 1. Аналогично находится выход классов крупнее 50, 25, 12 мм. Полученный на графике суммарный выход по каждому продукту заносится в столбец 3 табл. 3.2, затем вычисляется частный выход по классам (столбец 2) и суммарный выход снизу (столбец 4). Пример показан на рис. 3.3.

Таблица 3.2 - Гранулометрический состав дробленого продукта 4

Классы, мм	Выход, γ , %	Суммарный выход, %	
		сверху	снизу
1	2	3	4
+100	20	20	100
100-50	62-20=42	62	80
50-25	80-62=18	80	38
25-12	92-80=12	92	20
12-0	100-92=8	100	8
Итого продукт 4	100	-	-

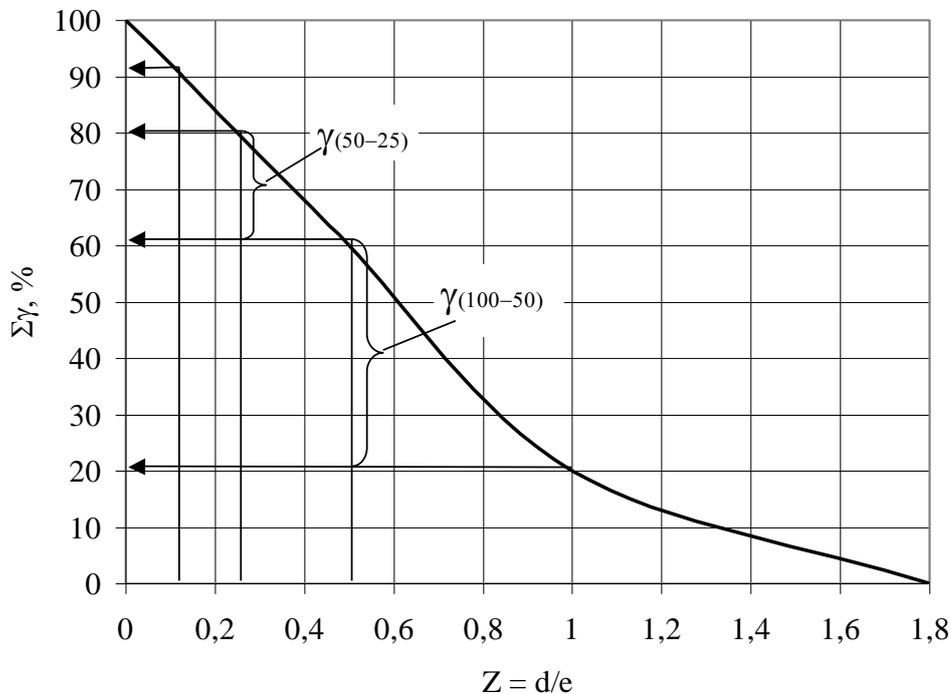


Рисунок 3.3 – Пример использования типовой характеристики

Определение гранулометрического состава продукта 5

Продукт 5 состоит из подрешетного продукта 2 и дробленого продукта 4. Количество нижнего класса (100-0) мм в продукте 5 равно сумме количества этого класса в питании грохота (продукт 1) и приращения его количества при дроблении. В зависимости от соотношения гранулометрического состава исходного продукта 1 и размера выпускной щели дробилки рекомендуются различные формулы для расчета состава продукта 5. Для схемы дробления (рис. 3.1) результаты, наиболее близкие к практическим данным, могут быть получены при использовании формулы [2, с. 72]:

$$\beta^5_{(d-0)} = \beta^1_{(d-0)} + \beta^1_{(>d)} \cdot \beta^4_{(d-0)}.$$

Здесь $\beta^5_{(d-0)}$ – содержание класса (d-0) в продукте 5, доли ед.
 $\beta^1_{(d-0)}$ – содержание класса (d-0) в продукте 1, доли ед.;
 $\beta^1_{(>d)}$ – содержание класса (>d) в продукте 1, доли ед.;
 $\beta^4_{(d-0)}$ – содержание класса (d-0) в разгрузке дробилки (дробленом продукте 4) при питании ее классом крупнее $e_1 = 100$ мм, доли ед.

Определяем по данной формуле выход соответствующих классов крупности снизу в дробленом продукте 5:

$$\beta^5_{(100-0)} = \beta^1_{(100-0)} + \beta^1_{(>100)} \cdot \beta^4_{(100-0)},$$

где $\beta^1_{(100-0)} = 0.4$ (40%), $\beta^1_{(>100)} = 0.6$ (60%) – из табл. 3.1; $\beta^4_{(100-0)} = 0.8$ (80%) – из табл. 3.2.

С учетом этого:

$$\beta^5_{(100-0)} = 0.4 + 0.6 \cdot 0.8 = 0.88 \text{ долей ед. или } 88 \text{ \%}.$$

По аналогии для остальных классов крупности:

$$\beta^5_{(50-0)} = \beta^1_{(50-0)} + \beta^1_{(>50)} \cdot \beta^4_{(50-0)} = 0.23 + 0.77 \cdot 0.38 = 0.52 = 52 \text{ \%};$$

$$\beta^5_{(25-0)} = \beta^1_{(25-0)} + \beta^1_{(>25)} \cdot \beta^4_{(25-0)} = 0.14 + 0.86 \cdot 0.2 = 0.31 = 31 \text{ \%};$$

$$\beta^5_{(12-0)} = \beta^1_{(12-0)} + \beta^1_{(>12)} \cdot \beta^4_{(12-0)} = 0.08 + 0.92 \cdot 0.08 = 0.15 = 15 \text{ \%}.$$

Полученные значения заносятся в табл. 3.3, столбец 4. Затем на основании этих цифр рассчитывается частный выход классов (столбец 2) и суммарный выход сверху (столбец 3).

Таблица 3.3 - Гранулометрический состав продукта 5

Классы, мм	Выход, γ , %	Суммарный выход, %	
		сверху $\sum_{i=1}^n \gamma$	снизу $\sum_{i=n}^1 \gamma$
1	2	3	4
+100	12	12	100
100-50	36	48	88
50-25	21	69	52
25-12	16	85	31
12-0	15	100	15
Итого	100	-	-

Количество продукта 5 составляет: $\gamma_5 = 100 \%$, $Q_5 = 200$ т/ч.

3.2. Расчет II стадии дробления

Расчет второй стадии дробления сводится к определению выходов продуктов 6, 7, 8 и гранулометрического состава продукта 9.

Грохочение во второй стадии дробления выполняется на рабочей поверхности с $d_2 = 30$ мм, поэтому количество продукта 6 определяется по формуле:

$$Q_6 = Q_5 \cdot \beta_{(30-0)}^5 \cdot E_2,$$

где $\beta_{(30-0)}^5$ – содержание класса (30-0) мм в продукте 5.

Для определения $\beta_{(30-0)}^5$ по результатам табл. 3.3 (выход сверху) строится суммарная характеристика крупности продукта 5 (рис. 3.4).

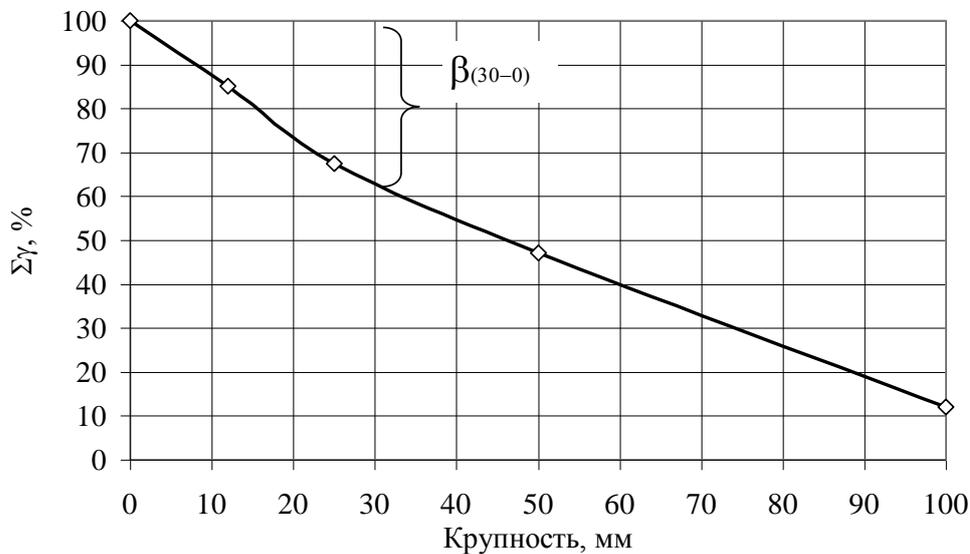


Рисунок 3.4 – Гранулометрический состав продукта 5

По данным рис. 3.4 $\beta_{(30-0)}^5 = 38 \%$ или 0.38.

Тогда

$$Q_6 = 200 \cdot 0.38 \cdot 0.8 = 60.8 \text{ т/ч},$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6 = 200 - 60.8 = 139.2 \text{ т/ч};$$

$$Q_8 = 139.2 \text{ т/ч}$$

$$\gamma_6 = (Q_6 / Q_1) \cdot 100 = 60.8 : 200 \cdot 100 = 30.4 \%;$$

$$\gamma_7 = (Q_7 / Q_1) \cdot 100 = 139.2 : 200 \cdot 100 = 69.6 \%;$$

$$\gamma_8 = 69.6 \% .$$

Определение гранулометрического состава продукта 8

Для определения гранулометрического состава продукта 8 используется типовая характеристика конусной дробилки [2]. Для второй стадии дробления $d_2 = 30$ мм, $e_2 = 30$ мм. Находим относительную крупность для различных классов:

$$\begin{aligned} d_{\text{кл. 1}} &= d_2, & Z_1 &= d_2 / e_2 = 30 \text{ мм} / 30 \text{ мм} = 1; \\ d_{\text{кл. 2}} &= 25 \text{ мм}, & Z_2 &= d_{\text{кл. 2}} / e_2 = 25 / 30 = 0.8; \\ d_{\text{кл. 3}} &= 12 \text{ мм}, & Z_3 &= d_{\text{кл. 3}} / e_2 = 12 / 30 = 0.4. \end{aligned}$$

Используя типовую характеристику, находим гранулометрический состав продукта 8 и заполняем в описанном ранее порядке табл. 3.4. (заполняется столбец 3, столбцы 2 и 4 рассчитываются).

Таблица 3.4 - Гранулометрический состав дробленого продукта 8

Классы, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	
		сверху, $\sum_{i=1}^n \gamma$	снизу, $\sum_{i=n}^1 \gamma$
1	2	3	4
+30	32	32	100
30-25	9	41	68
25-12	31	72	59
12-0	28	100	28
Итого	100	-	-

Определение гранулометрического состава продукта 9

Гранулометрический состав продукта 9 определяется по аналогии с определением состава продукта 5 с использованием формулы:

$$\beta_{(d-0)}^9 = \beta_{(d-0)}^5 + \beta_{(>d)}^5 \cdot \beta_{(d-0)}^8.$$

Для второй стадии дробления:

$$\beta_{(30-0)}^9 = \beta_{(30-0)}^5 + \beta_{(>30)}^5 \cdot \beta_{(30-0)}^8.$$

Значения $\beta_{(30-0)}^5$, $\beta_{(>30)}^5$ и $\beta_{(30-0)}^8$ определяются с помощью данных рис. 3.4 и табл. 3.4 (графа 4).

$$\beta_{(30-0)}^9 = \beta_{(30-0)}^5 + \beta_{(>30)}^5 \cdot \beta_{(30-0)}^8 = 0.38 + 0.62 \cdot 0.68 = 0.8 \text{ или } 80 \text{ \%}.$$

Аналогично для других классов крупности:

$$\beta_{(25-0)}^9 = \beta_{(25-0)}^5 + \beta_{(>25)}^5 \cdot \beta_{(25-0)}^8, \quad \beta_{(12-0)}^9 = \beta_{(12-0)}^5 + \beta_{(>12)}^5 \cdot \beta_{(12-0)}^8.$$

Значения $\beta^5_{(25-0)} = 0.31 = 31\%$, $\beta^5_{(>25)} = 0.69 = 69\%$, $\beta^5_{(12-0)} = 0.15 = 15\%$, $\beta^5_{(>12)} = 0.85 = 85\%$ принимаются из данных табл. 3.3; $\beta^8_{(25-0)} = 0.59 = 59\%$, $\beta^8_{(12-0)} = 0.28 = 28\%$ - из табл. 3.4. Тогда:

$$\beta^9_{(25-0)} = 0.31 + 0.69 \cdot 0.59 = 0.71 = 71\% ,$$

$$\beta^9_{(12-0)} = 0.15 + 0.85 \cdot 0.28 = 0.23 = 23\% .$$

Результаты расчета заносятся в табл. 3.5.

Таблица 3.5 - Гранулометрический состав продукта 9

Классы, мм	Выход, γ, %	Суммарный выход, %	
		Сверху	снизу
1	2	3	4
+30	20	20	100
30-25	9	29	80
25-12	48	77	71
12-0	23	100	23
Итого	100	-	-

Количество продукта 9 составляет: $\gamma_9 = 100\%$, $Q_9 = 200$ т/ч.

3.3. Расчет III стадии дробления

Расчет III стадии дробления заключается в определении количества продукта Q''_9 , а также циркулирующей нагрузки S . Продукт 9" называется оригинальным питанием дробилки. Для вычисления Q''_9 и Q''_{13} узел III стадии дробления (рис. 3.5,а) изображается в развернутом виде (рис. 3.5,б).

Расчет продуктов операции грохочения

Количество подрешетного продукта Q'_9 определяется по формуле:

$$Q'_9 = Q_9 \cdot \beta^9_{(12-0)} \cdot E_3 ,$$

где $\beta^9_{(12-0)}$ – содержание класса (12-0) мм в продукте 9; $\beta^9_{(12-0)} = 0.23$ (23%) – из табл. 3.5.

Тогда

$$Q'_9 = 200 \cdot 0.23 \cdot 0.65 = 30 \text{ т/ч} .$$

Количество продукта Q''_9 определяется из материального баланса:

$$Q''_9 = Q_9 - Q'_9 = 200 - 30 = 170 \text{ т/ч} .$$

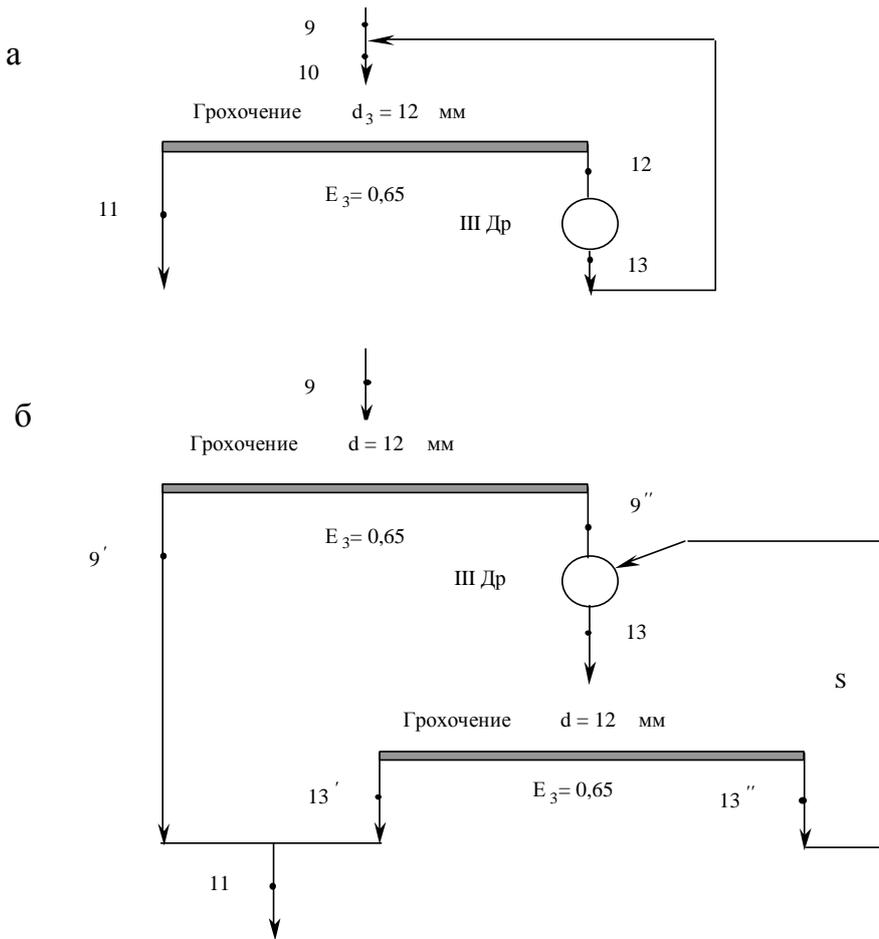


Рисунок 3.5 - Узел III стадии дробления

Определение гранулометрического состава дробленого продукта 13

Гранулометрический состав продукта 13 определяется на основании типовой характеристики для конусной дробилки мелкого дробления [1, 2 или 3]. Для третьей стадии дробления $d_3 = 12$ мм, $e_3 = 12$ мм. Находим относительную крупность:

$$d_{\text{кл. 1}} = d_3, \quad Z_1 = d_3 / e_3 = 12 \text{ мм} / 12 \text{ мм} = 1.$$

Используя типовую характеристику, находим гранулометрический состав продукта 13 и заполняем в описанном ранее порядке табл. 3.6. (заполняется столбец 3, столбцы 2 и 4 рассчитываются).

Таблица 3.6 - Гранулометрический состав дробленого продукта 13

Класс, мм	Выход, γ , %	Суммарный выход, %	
		сверху	снизу
1	2	3	4
+12	45	45	100
12-0	55	100	55
Итого	100	-	-

Из данных табл. 3.6 следует, что содержание класса (12-0) мм в продукте 13 составляет $\beta_{(12-0)}^{13} = 55\%$ или 0.55.

Определение циркулирующей нагрузки S

Для определения циркулирующей нагрузки на дробилку, работающую в замкнутом цикле с грохотом, необходимо составить уравнение материального баланса данной схемы. Количество подрешетного продукта 13' определяется из выражения:

$$Q'_{13} = Q_{13} \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3.$$

Исходя из материального баланса по количеству материала в схеме:

$$Q_{13} = Q''_9 + S.$$

Подставим это выражение в соотношение для количества подрешетного продукта вместо Q_{13} и получим:

$$Q'_{13} = (Q''_9 + S) \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3.$$

С другой стороны по схеме:

$$Q'_{13} = Q''_9.$$

Приравняем полученные выражения для Q'_{13} и найдем S:

$$Q''_9 = (Q''_9 + S) \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3,$$

$$Q''_9 = Q''_9 \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3 + S \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3,$$

$$Q''_9 - Q''_9 \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3 = S \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3,$$

$$Q''_9 \cdot (1 - \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3) = S \cdot \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3,$$

$$S = Q''_9 \cdot (1 - \beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3) / (\beta_{(12-0)}^{13} \cdot E_3).$$

$$S = 170 \cdot (1 - 0.55 \cdot 0.65) / (0.55 \cdot 0.65) = 305 \text{ т/ч.}$$

Выполним проверку, исходя из схемы на рис. 3.5,б:

$$Q_{11} = Q'_9 + Q''_9 = 30 + 170 = 200 \text{ т/ч.}$$

Продукт 11 имеет крупность (12-0) мм, т.е. $\beta_{(12-0)}^{11} = 1$ или 100 %.

Дробилка, работающая в замкнутом цикле, выбирается по оригинальному питанию – по продукту Q''_9 , а грохот - по общему питанию с учетом циркулирующей нагрузки S.

Результаты расчета схемы дробления и грохочения приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7 - Результаты расчета схемы дробления и грохочения

Операция	Поступает, т/ч	Выходит, т/ч
Грохочение, $d_1 = 100$ мм	$Q_1 = 200$	$Q_2 = 48$ $Q_3 = 152$ $Q_1 = 200$
I дробление, $e_1 = 100$ мм	$Q_3 = 152$	$Q_4 = 152$
Грохочение, $d_2 = 30$ мм	$Q_2 = 48$ $Q_4 = 152$ $Q_5 = 200$	$Q_6 = 60.8$ $Q_7 = 139.2$ $Q_5 = 200$
II дробление, $e_2 = 30$ мм	$Q_7 = 139.2$	$Q_8 = 139.2$
Грохочение, $d_3 = 12$ мм	$Q_6 = 60.8$ $Q_8 = 139.2$ $Q_9 = 200$	$Q_9 = 200$
III дробление, $e_3 = 12$ мм	$Q''_9 = 170$ $S = 305$	$Q'_{13} = Q''_9 = 170$ $S = 305$

Крупность циркулирующего продукта остается постоянной.

3.4. Выбор оборудования для дробления

3.4.1. Крупное дробление

По заданию известно, что максимальный размер куска в питании $d_{\max} = 600$ мм. В рабочем пространстве дробилки кусок материала должен свободно укладываться. Для этого необходимо, чтобы выполнялось условие:

$$B = (1.15 - 1.25) d_{\max},$$

где B – ширина загрузочного отверстия дробилки.

$$B = 1.25 \cdot 600 = 750 \text{ мм.}$$

Тип дробилки выбирается из книги [1, 2 или 3]. Дробление руды с максимальным размером куска 750 мм и шириной выпускного отверстия $e_1 = 100$ мм может осуществляться в щековых или конусных дробилках крупного дробления (по двум вариантам):

1. В щековой дробилке 9x12;
2. В конусной дробилке ККД - 900.

При ширине выпускного отверстия $e_1 = 100$ мм производительность щековой дробилки для кварцевой руды по каталогу составляет $100 \text{ м}^3/\text{ч}$. При этом плотность руды кварцевой руды $\delta = 2.7 \text{ т/м}^3$, а насыпная плотность $\delta_n = 1.6 \text{ т/м}^3$.

Массовая производительность дробилки по каталогу:

$$Q_k = 100 \cdot 1.6 = 160 \text{ т/ч.}$$

Для заданной руды необходимо ввести поправку на плотность. Тогда фактическая производительность Q_f будет:

$$Q_{\phi} = Q_{\kappa} \cdot \delta / 2.7 = 160 \cdot 3.2 / 2.7 = 188 \text{ т/ч.}$$

Необходимое количество дробилок вычисляется по формуле:

$$n = Q_3 / Q_{\phi} = 152 : 188 = 0.82.$$

Принимаем $n = 1$ шт.

Коэффициент загрузки определяется из соотношения:

$$K_3 = (Q_3 / Q_{\phi}) \cdot 100 = (152 : 188) \cdot 100 = 82 \text{ \%}.$$

Цена дробилки 4 780 000 гр., вес 69.6 т, установочная мощность двигателя 100 кВт.

В качестве второго варианта рассмотрена конусная дробилка крупного дробления ККД – 900/140. При ширине выпускного отверстия $e_1 = 100$ мм объемная нагрузка по каталогу составляет $Q_{\kappa} = 550 \text{ м}^3/\text{ч}$, массовая нагрузка $Q_{\kappa, \text{м.}} = 1.6 \cdot 550 = 880 \text{ т/ч}$.

С учетом поправки на плотность руды фактическая нагрузка составит

$$Q_{\phi} = Q_{\kappa} \cdot \delta / 2.7 = 880 \cdot 3.2 / 2.7 = 1038 \text{ т/ч.}$$

Необходимое количество дробилок в этом случае:

$$n = Q_3 / Q_{\phi} = 152 : 1038 = 0.15.$$

Принимаем $n = 1$ шт.

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = (Q_3 / Q_{\phi}) \cdot 100 = (152 : 1038) \cdot 100 = 15 \text{ \%}.$$

Цена дробилки 16 986 000 гр., вес 164 т, установочная мощность двигателя 250 кВт.

Сравнение вариантов приведено в табл. 3.8.

Таблица 3.8 - Сравнительные данные дробилок ЩДП и ККД

Тип дробилки	Количество, шт.	Коэффициент загрузки, %	Производительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Вес, т	Стоимость, тыс. гр.	
						единицы	всего
ЩДП 9x12	1	82	188	100	69,6	4 780	4 780
ККД-900	1	15	1038	250	164	16 980	16 980

После сравнения технико-экономических показателей принимается к установке в первой стадии дробления щековая дробилка ЩДП 9 x 12 (1 шт).

3.4.2. Среднее дробление

На II стадию дробления будут поступать куски максимальным размером $d_{\text{max}} = e_1 \cdot z$. Значение z принимается из источника [2, с. 56, табл. 10]. Для руды средней твердости для среднего дробления $z = 1.8-2.0$. Тогда:

$$d_{\max} = 100 \cdot 1.8 = 180 \text{ мм.}$$

Для дробления руды с таким максимальным размером куска пригодна конусная дробилка среднего дробления КСД 1200 [2], в которой ширина разгрузочной щели и производительность могут регулироваться в следующих пределах: $e = 20-50$ мм, $Q = 70-105$ м³/ч.

При заданной ширине разгрузочного отверстия ($e_2 = 30$ мм) объемная производительность определяется по каталогу интерполяцией следующим образом:

$$Q_{\text{ко}} = Q_{\text{max}} - \frac{Q_{\text{max}} - Q_{\text{min}}}{e_{\text{max}} - e_{\text{min}}} \cdot (e_{\text{max}} - e_2),$$

Тогда, как и при расчете операции крупного дробления, определяются:

$$Q_k = 105 - [(105 - 70) / (50 - 20)] \cdot (50 - 30) = 82 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_k = 82 \cdot 1.6 = 131.2 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{\text{ф}} = Q_k \cdot \delta / 2.7 = 131.2 \cdot 3.2 / 2.7 = 156.8 \text{ т/ч.}$$

Необходимое количество дробилок будет:

$$n = Q_7 : Q_{\text{ф}} = 139.2 : 156.8 = 0.89. \text{ Принимается } n = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = (139.2 : 156.8) \cdot 100 = 89 \text{ \%}.$$

Вес дробилки 24т, мощность двигателя 75 кВт, стоимость 2 630 000 гр.

3.4.3. Мелкое дробление

На III стадию дробления будут поступать куски максимальным размером $d_{\max} = e_2 \cdot z$. Для руды средней твердости для мелкого дробления $z = 2.2-2.5$ [2, с. 56, табл. 10]. Тогда:

$$d_{\max} = 30 \cdot 2.2 = 66 \text{ мм.}$$

Руду с таким максимальным размером куска можно дробить в конусной дробилке мелкого дробления КМД 1750 [1], в которой ширина разгрузочной щели и производительность регулируются в пределах: $e = 5-15$ мм, $Q = 40-120$ м³/ч.

При заданной ширине разгрузочного отверстия ($e_2 = 12$ мм) объемная производительность определяется по каталогу интерполяцией следующим образом:

$$Q_{\text{ко}} = Q_{\text{max}} - \frac{Q_{\text{max}} - Q_{\text{min}}}{e_{\text{max}} - e_{\text{min}}} \cdot (e_{\text{max}} - e_2),$$

Тогда:

$$Q_k = 120 - [(120 - 40) / (15 - 5)] \cdot (15 - 12) = 96 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_k = 96 \cdot 1.6 = 153.6 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{\phi} = Q_{\kappa} \cdot \delta / 2.7 = 153.6 \cdot 3.2 : 2.7 = 181 \text{ т/ч.}$$

Необходимое количество дробилок будет:

$$n = Q''_9 : Q_{\phi} = 170 : 181 = 0.94. \text{ Принимается } n = 1 \text{ шт.}$$

$$K_3 = (170 : 181) \cdot 100 = 94 \text{ \%}.$$

Вес дробилки 47 т, мощность двигателя 160 кВт, цена 3 340 000 гр.

Результаты расчета и выбора оборудования приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9 - Основные характеристики дробилок

Параметры	Стадии дробления		
	крупное	среднее	мелкое
Тип дробилки	ЩДП 9x12	КСД 1200	КМД 1750
Ширина разгрузочной щели, мм	100	30	12
Производительность, т/ч	188	156.8	181
Коэффициент загрузки, %	82	89	94
Количество, шт.	1	1	1
Мощность двигателя, кВт	100	75	160
Вес, т	69.6	24	47
Стоимость, тыс. гр.	4 780	2 630	3 340

3.5. Выбор оборудования для грохочения

I стадия грохочения

По заданию размер отверстия сита на I стадии грохочения $d_1 = 100$ мм. Для классификации по заданному размеру принимаем неподвижный грохот (колосниковый). Необходимая площадь грохочения определяется по формуле:

$$F_n = Q / 2.4b, \text{ м}^2.$$

Здесь Q - количество поступающего материала, т/ч;

b - расстояние между колосниками, мм.

Необходимая площадь грохочения составит:

$$F_n = 200 / 2.4 \cdot 100 = 0.83 \text{ м}^2.$$

С другой стороны, по условиям транспортирования материала колосниковый грохот следует рассматривать как желоб. При этом должно выполняться условие:

$$B \geq 3 d_{\max},$$

где B - ширина колосниковой решетки. $B = 3 \cdot 0.6 = 1.8$ м.

Длина колосниковой решетки L должна быть не менее 1 м. Тогда площадь колосникового грохота будет:

$$F = B \cdot L = 1.8 \cdot 1 = 1.8 \text{ м}^2.$$

Принимаем к установке один колосниковый грохот с площадью 1.8 м^2 .

II стадия грохочения

На второй стадии дробления для грохочения обычно устанавливают вибрационные грохоты. Необходимая площадь рабочей поверхности вибрационных грохотов F определяется по удельным нагрузкам с учетом поправочных коэффициентов:

$$F_{(d)} = Q / (q \delta k l m n o p), \text{ м}^2,$$

где Q - нагрузка на грохот, т/ч;

q - удельная производительность (нагрузка на 1 м^2 поверхности сита), $\text{м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2$ [3].

δ - насыпной вес материала,

k - коэффициент, учитывающий влияние на процесс грохочения мелких классов (размером меньше половины отверстия сита);

l - коэффициент, учитывающий влияние на процесс грохочения крупных кусков (больше размера отверстия сита);

m - коэффициент, учитывающий эффективность грохочения;

n - коэффициент, учитывающий форму зерен;

o - коэффициент, учитывающий влажность материала;

p - коэффициент, учитывающий вид грохочения.

Значения поправочных коэффициентов для расчета площади вибрационных грохотов приводятся в различных учебниках, в частности в источниках [2, 3]. Определим значение коэффициента k .

При диаметре отверстия сита $d_2 = 30$ мм зерна с размером менее половины размера отверстий сита считаются мелочью:

$$\text{класс } (0.5 \cdot d_2 - 0) = (15 - 0) \text{ мм} - \text{мелочь.}$$

На грохочение поступает продукт 5 (табл. 3.3). По характеристике крупности продукта 5 (рис. 3.4) определяется содержание класса (15-0) мм: $\beta_{(15-0)} = 20\%$. Тогда $k = 0.6$.

Для определения коэффициента l находится содержание класса +30 мм в продукте 5, которое составляет $\beta_{+30} = 62\%$. Тогда путем интерполяции табличных данных находим, что $l = 1.41$.

Для сита с диаметром отверстий 30 мм и заданными условиями грохочения $q = 33.5 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2$. При эффективности грохочения $E_2 = 80\%$ коэффициент $m = 1.3$. Коэффициенты n , o и p равны 1.

Расчетная площадь поверхности сита составит:

$$F_{(30)} = 200 : (33.5 \cdot 1.8 \cdot 0.6 \cdot 1.41 \cdot 1.3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1) = 3.02 \text{ м}^2.$$

Выбирается грохот ГИТ-51 с площадью рабочей поверхности $F_{\text{гр}} = 6.12 \text{ м}^2$. Необходимое количество грохотов:

$$n = F_{(30)} / 0.7 \cdot F_{\text{гр}} = 3.02 : (0.7 \cdot 6.12) = 0.7.$$

К установке во второй стадии принимается 1 грохот ГИТ-51.

III стадия грохочения

В третьей стадии грохочение осуществляется на грохоте с размером отверстия сита $d_3 = 12$ мм. Удельная производительность грохота с таким размером отверстий сита определяется интерполированием табличных данных и составляет $q = 21.2 \text{ м}^3/\text{ч}\cdot\text{м}^2$. На III стадию грохочения поступает продукт 9. По гранулометрическому составу продукта 9 (табл. 3.5) строится его характеристика крупности (рис. 3.6) и находится выход продукта 6 - 0 мм. Из данных рис. 3.6 следует, что $\beta_{(6-0)} = 10\%$.

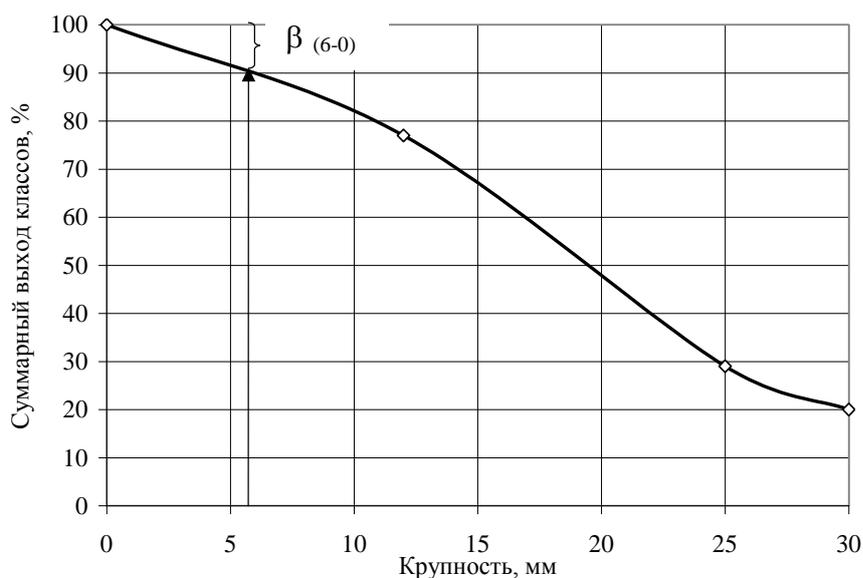


Рисунок 3.6 – Гранулометрический состав продукта 9

По аналогии с расчетом второй стадии грохочения определяются поправочные коэффициенты для условий грохочения в третьей стадии:

$$k = 0.4; \quad l = 1.86 \text{ при } \beta_{+12} = 77\%, \quad m = 1.75 \text{ при } E_3 = 0.65, \quad n = 1, \quad o = 1, \quad p = 1.$$

На грохот поступает продукт 9 и циркулирующая нагрузка S :

$$Q = Q_9 + S = 200 + 305 = 505 \text{ т/ч.}$$

Тогда необходимая площадь грохочения будет:

$$F_{12} = 505 / (21.2 \cdot 1.8 \cdot 0.4 \cdot 1.86 \cdot 1.75 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1) = 10.2 \text{ м}^2.$$

Принимается к установке грохот ГИТ-71 с площадью рабочей поверхности $F_{гр} = 12.5$ м. Необходимое количество грохотов:

$$n = F_{(12)} / 0.7 \cdot F_{гр} = 10.2 : (0.7 \cdot 12.5) = 1.2.$$

К установке может быть принято 2 грохота ГИТ-71. Однако, с целью улучшения загруженности грохотов целесообразно принять 2 грохота меньшего типоразмера ГИТ-61 с площадью просеивающей поверхности 8 м^2 . Проверяем необходимое количество этих грохотов:

$$n = 10.2 : (0.7 \cdot 8) = 1.8 .$$

Принимаются к установке в третьей стадии грохочения 2 грохота ГИТ-61.
Результаты расчетов и выбора оборудования для грохочения приведены в табл. 3.10.

Таблица 3.10 - Основные характеристики грохотов

Наименование	Основные характеристики	Количество, шт.	Производительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Вес, т
Колосниковая решетка	$F = 1.8 \text{ м}^2$ $b = 100 \text{ мм}$	1	200	-	
ГИТ-51	$d = 30 \text{ мм}$ $F = 6.12 \text{ м}^2$	1	200	20	8.9
ГИТ-61	$d = 12 \text{ мм}$ $F = 8 \text{ м}^2$	2	505	28	7.26

3.6. Расчет технологической схемы измельчения

I стадия измельчения

В результате расчета определяются Q_{14} , Q_{15} , Q_{16} , Q_{17} (рис. 3.2). Расчеты ведутся на основе уравнений материального баланса:

$$Q_{11} = Q_{16} = Q_{19} = 200 \text{ т/ч}; \quad Q_{14} = Q_{11} + Q_{17}; \quad Q_{14} = Q_{13} .$$

Уравнение материального баланса по количеству расчетного класса - 0,074 мм в питании классификатора и его продуктах имеет вид:

$$Q_{15} \cdot \beta_{15} = Q_{16} \cdot \beta_{16} + Q_{15} \cdot \beta_{15} ,$$

где $Q \cdot \beta$ - количество класса - 0,074 мм в соответствующих продуктах.

С учетом уравнений материального баланса получим:

$$(Q_{11} + Q_{17}) \cdot \beta_{15} = Q_{11} \cdot \beta_{16} + Q_{17} \cdot \beta_{17} .$$

Для первой стадии измельчения циркулирующей нагрузкой является продукт Q_{17} :

$$Q_{17} = \frac{Q_{11}\beta_{16} - Q_{11}\beta_{15}}{\beta_{15} - \beta_{17}} = Q_{11} \frac{\beta_{16} - \beta_{15}}{\beta_{15} - \beta_{17}},$$

где β_{15} , β_{16} , β_{17} - содержание класса - 0,074 мм в сливе мельницы, сливе и песках классификатора, соответственно, которые принимают по данным практики (табл. 3.11).

Таблица 3.11 - Характеристика продуктов классификации

Крупность слива при 95%-ном содержании класса, мм	Содержание класса - 0,074 мм, %	
	в сливе	в песках
0,4-0	35-45	3-5
0,3-0	45-55	5-7
0,2-0	55-65	6-9
0,15-0	70-80	8-12
0,1-0	80-90	9-15
0,074-0	95	10-16

II стадия измельчения

Для определения оригинального питания мельницы II стадии измельчения технологический узел (рис. 3.7) представляется в развернутом виде (рис. 3.8). Оригинальным питанием мельницы является продукт Q'_{18} .

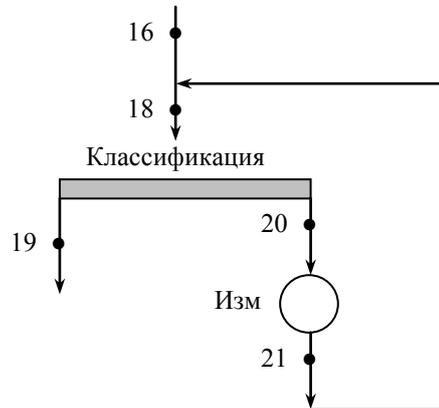


Рис. 3.7 - Технологическая схема второй стадии измельчения

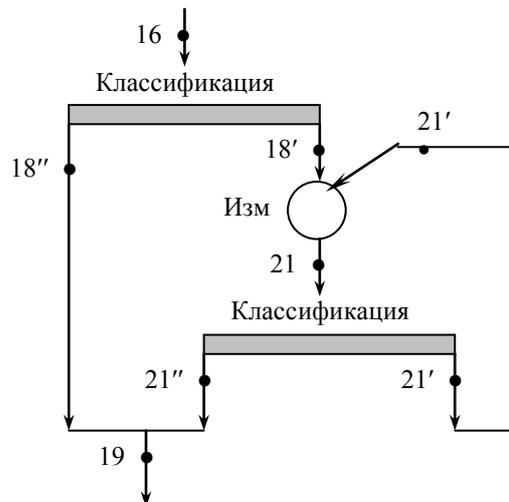


Рис. 3.8 - Технологическая схема узла второй стадии измельчения в развернутом виде

Уравнения материального баланса по количеству материала :

$$Q_{11} = Q_{16} .$$

$$Q_{16} = Q''_{18} + Q'_{18} .$$

Отсюда $Q''_{18} = Q_{16} - Q'_{18}$.

Уравнение материального баланса по количеству расчетного класса в схеме:

$$Q_{16} \cdot \beta_{16} = Q''_{18} \cdot \beta''_{18} + Q'_{18} \cdot \beta'_{18} .$$

Но $\beta''_{18} = \beta_{19}$ и $Q''_{18} = Q_{16} - Q'_{18}$.

Тогда

$$Q_{16} \cdot \beta_{16} = (Q_{16} - Q'_{18}) \cdot \beta_{19} + Q'_{18} \cdot \beta'_{18} .$$

Решаем это уравнение относительно Q'_{18} (оригинальное питание мельницы):

$$Q'_{18} = Q_{16} \frac{\beta_{16} - \beta_{19}}{\beta'_{18} - \beta_{19}} .$$

Известно, что $\beta_{19} = 78\%$, $\beta_{16} = 40\%$ (по заданию); $\beta'_{18} = \beta'_{21} = 12\%$ (из табл. 3.11). Тогда

$$Q'_{18} = 200 \cdot (0.4 - 0.78) / (0.12 - 0.78) = 114 \text{ т/ч.}$$

$$Q''_{18} = Q_{16} - Q'_{18} = 200 - 114 = 86 \text{ т/ч.}$$

Определение циркулирующей нагрузки во II стадии:

Уравнение материального баланса по количеству расчетного класса имеет вид:

$$(Q'_{18} + Q'_{21}) \cdot \beta_{19} = Q''_{21} \cdot \beta_{19} + Q'_{21} \cdot \beta'_{21} .$$

Так как $Q''_{21} = Q'_{18}$, то

$$Q'_{18} \cdot \beta_{19} + Q'_{21} \cdot \beta_{19} = Q'_{18} \cdot \beta_{19} + Q'_{21} \cdot \beta'_{21} .$$

Отсюда после преобразований

$$Q'_{21} = \frac{Q'_{18} \beta_{19} - Q'_{18} \beta_{21}}{\beta_{21} - \beta'_{21}} = Q'_{18} \frac{\beta_{19} - \beta_{21}}{\beta_{21} - \beta'_{21}} .$$

$\beta'_{21} = 12\%$ (из табл. 3.11); $\beta_{19} = 78\%$, $\beta_{21} = 38\%$ (по заданию). Тогда

$$Q'_{21} = 114 \cdot (0.78 - 0.38) / (0.38 - 0.12) = 175.56 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{20} = Q'_{21} + Q'_{18} = 114 + 175.56 = 289.56 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{19} = Q_{11} = 200 \text{ т/ч.}$$

Результаты расчета технологической схемы измельчения приведены в табл. 3.12.

Таблица 3.12 - Результаты расчета схемы измельчения

Операция	Поступает, т/ч	Выходит, т/ч
I стадия измельчения	1. Дробленый продукт $Q_{11} = 200$. 2. Циркулирующая нагрузка $Q_{17} = 168.4$. Всего $Q_{12} = 368.4$	Разгрузка мельницы $Q_{13} = 368.4$
I стадия классифика- ции	Разгрузка мельницы $Q_{15} = 368.4$	1. Слив $Q_{16} = 200$ 2. Пески $Q_{17} = 168.4$ Всего $Q_{15} = 368.4$
II стадия классифика- ции	1. Слив $Q_{16} = 200$ 2. Разгрузка мельницы $Q_{21} = Q_{20} = 289.56$ Всего $Q_{18} = 489.56$	1. Слив $Q_{19} = 200$ 2. Пески $Q'_{19} = 114$ 3. Циркулирующая нагрузка $Q'_{21} = 175.56$. Всего 489.56
II стадия измельчения	1. Пески $Q'_{18} = 114$ 2. Циркулирующая нагрузка $Q'_{21} = 175.56$. Всего $Q_{20} = 289.56$	Разгрузка мельницы $Q_{21} = 289.56$

По приведенным нагрузкам в операциях производится выбор оборудования. При этом необходимо учесть, что мельницы выбираются по оригинальному питанию (без учета циркулирующей нагрузки), а классификаторы – по общему продукту (с учетом циркулирующей нагрузки).

3.7. Выбор оборудования для измельчения

На производительность мельниц по готовому конечному продукту влияют следующие факторы:

- измельчаемость руды;
- крупность дробленого продукта, поступающего в мельницу;
- крупность слива классификатора;
- тип и размер мельницы;
- способ разгрузки материала из мельницы;
- частота вращения барабана мельницы;
- масса и крупность шаров;
- отношение Ж:Т в питании мельницы;
- величина циркулирующей нагрузки;
- заполнение мельницы пульпой
- эффективность работы классификатора.

Первые три фактора характеризуют поступающий и выходящий продукты, а четвертый и пятый - конструкцию мельницы. Остальные регулируются во время работы мельницы и классификатора.

При проектировании технологических схем измельчения различие в измельчаемости руды, крупности дробленого продукта, типе и размере мельниц, способе разгрузки материала из мельницы учитывают специальные коэффициенты. Все остальные факторы можно учесть суммарно в виде удельной производительности работающей мельницы на испытательном стенде или на фабрике.

Удельная производительность мельницы по готовому конечному продукту измельчения (количество вновь образованного при измельчении класса – 0.074 мм) определяется из уравнения:

$$Q (\beta_k - \beta_n) = q_1 V,$$

где Q – производительность по исходному продукту, т/ч,

β_k - содержание класса $-0,074$ мм в сливе классификатора, доли ед.;

β_n - содержание класса $-0,074$ мм в исходном продукте, доли ед.;

q_1 - удельная производительность по классу $-0,074$ мм, приходящаяся на 1 м^3 рабочего объема мельницы, т/ч;

V - рабочий объем мельницы, м^3 .

Из основного уравнения определяем:

$$q_1 = Q \frac{\beta_k - \beta_n}{V}.$$

По данным практики принимается $q_1 = 0.63 \text{ т} / \text{чм}^3$.

Определение удельной производительности проектируемых к установке мельниц

Удельная производительность проектируемых мельниц определяется из соотношения:

$$q_{\text{пр}} = q_1 K_k K_n K_D K_T, \text{ т/ч м}^3,$$

где K_k - коэффициент, учитывающий различие крупности исходного питания на действующей мельнице и на проектируемой установке;

K_n - коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости;

K_D - коэффициент, учитывающий различие в диаметре мельницы;

K_T - коэффициент, учитывающий тип мельницы по способу разгрузки материала.

Если на проектируемой и действующей фабриках крупность и тип руды аналогичны, то коэффициенты K_k и K_n равны 1. Коэффициент

$$K_D = \left(\frac{D_{1\text{вн}}}{D_{2\text{вн}}} \right)^{0.5},$$

где $D_{1\text{вн}}$ и $D_{2\text{вн}}$ - внутренние диаметры мельниц на действующей и проектируемой фабриках.

Если предусматривается переход от мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с разгрузкой через решетчатую диафрагму, то $K_T = 1.15$. В обратном случае

$$K_T = 1 / 1.15 = 0.86.$$

На I стадии измельчения можно установить различные стержневые мельницы с центральной разгрузкой:

1-й вариант-2100x3000мм, $V = 8.8 \text{ м}^3$.

2-й вариант-2700x3600мм, $V = 18 \text{ м}^3$.

3-й вариант-3200x4500мм, $V = 32 \text{ м}^3$.

На II стадии можно установить шаровые мельницы с разгрузкой через решетчатую диафрагму. Возможные варианты:

1-й вариант-2700x2100мм, $V = 10 \text{ м}^3$.

2-й вариант-2700x2700мм, $V = 13 \text{ м}^3$.

3-й вариант-3200x3100мм, $V = 22 \text{ м}^3$.

Определение K_D для принятых вариантов

Суммарная толщина футеровки барабана мельницы принимается равной 0.15 м.
Для стержневых мельниц I стадии:

$$\begin{aligned} \text{1-й вариант} \quad K_D &= [(2.1 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1. \\ \text{2-й вариант} \quad K_D &= [(2.7 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1.14. \\ \text{3-й вариант} \quad K_D &= [(3.2 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1.25. \end{aligned}$$

Для шаровых мельниц II стадии:

$$\begin{aligned} \text{1-й вариант} \quad K_D &= [(2.7 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1.14. \\ \text{2-й вариант} \quad K_D &= [(2.7 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1.14. \\ \text{3-й вариант} \quad K_D &= [(3.2 - 0.15) / (2.1 - 0.15)]^{0.5} = 1.25. \end{aligned}$$

Определение удельной производительности проектируемых к установке мельниц по вновь образованному классу

$$q_{пр} = q_1 K_k K_n K_D K_T, \text{ т/ч м}^3.$$

Для стержневых мельниц I стадии:

$$\begin{aligned} \text{1-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 0.63 \text{ т/ч м}^3. \\ \text{2-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.14 \cdot 1 = 0.72 \text{ т/ч м}^3. \\ \text{3-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.25 \cdot 1 = 0.79 \text{ т/ч м}^3. \end{aligned}$$

Для II стадии:

$$\begin{aligned} \text{1-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.14 \cdot 1 = 0.72 \text{ т/ч м}^3. \\ \text{2-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.14 \cdot 1 = 0.72 \text{ т/ч м}^3. \\ \text{3-й вариант} \quad q &= 0.63 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.25 \cdot 1 = 0.79 \text{ т/ч м}^3. \end{aligned}$$

Определение возможной производительности мельниц по исходному питанию

Для стержневых мельниц I стадии измельчения исходным питанием является дробленый продукт $Q_{11} = 200$ т/ч. Возможная производительность мельницы по вновь образованному классу определяется из соотношения:

$$Q_B = q_1 V / (\beta_{16} - \beta_{11}),$$

где $\beta_{16} = 40\%$, $\beta_{11} = 3.7\%$ (по заданию).

Для I стадии

$$\begin{aligned} \text{1-й вариант} \quad Q_B &= 0.63 \cdot 8.8 / (0.40 - 0.037) = 15.27 \text{ т/ч} . \\ \text{2-й вариант} \quad Q_B &= 0.72 \cdot 18 / (0.40 - 0.037) = 35.7 \text{ т/ч} . \\ \text{3-й вариант} \quad Q_B &= 0.79 \cdot 32 / (0.40 - 0.037) = 69.64 \text{ т/ч} . \end{aligned}$$

Для II стадии измельчения исходным питанием является продукт $Q'_{18} = 114$ т/ч.
Возможная производительность мельницы

$$Q_b = q_1 V / (\beta_{19} - \beta_{16}),$$

Для II стадии:

$$1\text{-й вариант } Q_b = 0.72 \cdot 10 / (0.78 - 0.40) = 18.95 \text{ т/ч.}$$

$$2\text{-й вариант } Q_b = 0.72 \cdot 13 / (0.78 - 0.40) = 24.63 \text{ т/ч.}$$

$$3\text{-й вариант } Q_b = 0.79 \cdot 22 / (0.78 - 0.40) = 45.74 \text{ т/ч.}$$

Определение необходимого числа мельниц

Количество мельниц для I стадии:

$$n = Q_{11} / Q_b.$$

$$1\text{-й вариант } n = 200 : 15.27 = 13.1, (n_1 = 14 \text{ шт.}).$$

$$2\text{-й вариант } n = 200 : 35.7 = 5.6, (n_2 = 6 \text{ шт.}).$$

$$3\text{-й вариант } n = 200 : 69.64 = 2.87, (n_3 = 3 \text{ шт.}).$$

Количество мельниц для II стадии:

$$n = Q'_{18} / Q_b.$$

$$1\text{-й вариант } n = 114 : 18.95 = 6.02, (n_1 = 7 \text{ шт.}).$$

$$2\text{-й вариант } n = 114 : 24.63 = 4.63, (n_2 = 5 \text{ шт.}).$$

$$3\text{-й вариант } n = 114 : 45.74 = 2.49, (n_3 = 3 \text{ шт.}).$$

Определение фактической нагрузки на одну мельницу

Для I стадии измельчения:

$$Q_\phi = Q_{11} / n_1.$$

$$1\text{-й вариант } Q_\phi = 200 : 14 = 14.28 \text{ т/ч.}$$

$$2\text{-й вариант } Q_\phi = 200 : 6 = 33.3 \text{ т/ч.}$$

$$3\text{-й вариант } Q_\phi = 200 : 3 = 66.7 \text{ т/ч.}$$

Для II стадии измельчения:

$$Q_\phi = Q'_{18} / n_2.$$

$$1\text{-й вариант } Q_\phi = 114 : 7 = 16.28 \text{ т/ч.}$$

$$2\text{-й вариант } Q_\phi = 114 : 5 = 22.8 \text{ т/ч.}$$

$$3\text{-й вариант } Q_\phi = 114 : 3 = 38 \text{ т/ч.}$$

Определение коэффициентов загрузки мельницы по вариантам

Коэффициент загрузки определяется из соотношения:

$$K_3 = (Q_\phi / Q_b) \cdot 100, \%$$

Для I стадии измельчения:

$$1\text{-й вариант } K_3 = (14.28 : 15.27) \cdot 100 = 93.52\% .$$

$$2\text{-й вариант } K_3 = (33.3 : 35.7) \cdot 100 = 93.28\% .$$

$$3\text{-й вариант } K_3 = (66.7 : 69.24) \cdot 100 = 96.33\% .$$

Для II стадии:

$$1\text{-й вариант } K_3 = (16.28 / 18.95) \cdot 100 = 85.9\% .$$

$$2\text{-й вариант } K_3 = (22.8 : 24.63) \cdot 100 = 92.57\% .$$

$$3\text{-й вариант } K_3 = (38 : 45.74) \cdot 100 = 83.1\% .$$

Результаты расчета сведены в табл. 3.13.

Таблица 3.13 - Сравнение вариантов выбранных мельниц

Вариант	D x L, мм	Количество, шт.	K ₃ , %	Мощность, квт		Вес, т	
				единицы	общая	единицы	общий
I стадия измельчения							
1	МСЦ 2100x3000	14	93.5	200	2800	52	728
2	МСЦ 2700x3600	6	93.3	400	2400	81	486
3	МСЦ 3200x4500	3	96.3	800	2400	140	560
II стадия измельчения							
1	МШР 2700x2100	7	85.9	315	2205	67	469
2	МШР 2700x2700	5	92.6	315	1575	71	355
3	МШР 3200x3100	3	83.1	630	1890	97	291

В связи с тем, что стоимость мельниц пропорциональна весу металла, затраченного на ее изготовление, и из удобства компоновки для I стадии принимаем 2-й вариант и для II стадии 3-й вариант. Сравнив показатели, можно сделать вывод, что для реализации в проекте такое соотношение мельниц будет наиболее целесообразным из рассмотренных вариантов.

3.8. Выбор классификаторов и гидроциклонов

Для работы в замкнутом цикле с мельницами устанавливаются:

- на первой стадии спиральные классификаторы, обеспечивающие грубый слив;
- на второй стадии гидроциклоны, слив которых является питанием обогатительных аппаратов.

Классификаторы и гидроциклоны выбираются по их производительности. Производительность классификатора с не погруженной спиралью по сливу определяется по эмпирической формуле

$$Q_c = 4.55 m K_\beta K_\delta K_\alpha K_c D^{1.765} .$$

Здесь Q_c - производительность по твердому материалу в сливе, т/ч;

m - число спиралей классификатора;

K_β - поправочный коэффициент на крупность слива (табл. 3.14)

K_δ - поправочный коэффициент на плотность классифицируемого материала, $K_\delta = \delta / 2.7$;

K_α - поправочный коэффициент на угол наклона α днища классификатора (при $\alpha = 16-18^\circ$ $K_\alpha = 1.06-1$);

K_c - поправочный коэффициент на заданное содержание твердого в сливе.
Отсюда

$$D^{1.765} = Q_c / 4.55 m K_\beta K_\delta K_\alpha K_c.$$

Значения поправочных коэффициентов определяются с учетом следующих поправок.

1. Поправка на крупность слива. По заданию содержание расчетного класса в сливе I стадии классификации $\beta_{16} = 40\%$. По табл. 3.11 находим, что крупность слива классификатора составит 95% класса 0-0,4 мм. По табл. 3.14 определяем коэффициент $K_\beta = 1.96$.

Таблица 3.14 – Значения коэффициента K_β , учитывающего крупность слива

Номинальная крупность слива d_{95} , мм	Параметры				
	содержание в сливе класса, %		разжижен-ность $R_{2.7}$	содержание твердого в сливе, %	значение K_β
	-0.074 мм	-0.045 мм			
1.17	17.0	11.0	1.3	43.0	2.5
0.83	23.0	15.0	1.5	40.0	2.37
0.59	31.0	20.0	1.6	38.0	2.19
0.42	41.0	27.0	1.8	36.0	1.96
0.30	53.0	36.0	2.0	33.0	1.7
0.21	65.0	45.0	2.33	30.0	1.41
0.15	78.0	50.0	4.0	20.0	1.0
0.10	88.0	72.0	4.5	18.0	0.67
0.074	95.0	83.0	5.7	16.5	0.46

2. Поправка на плотность руды $K_\delta = 3.2 : 2.7 = 1.18$.

3. Поправка на угол наклона классификатора. При $\alpha = 17^\circ$ $K_\alpha = 1.03$.

4. Поправка на заданную плотность слива. Коэффициент K_c находится в зависимости от соотношения $R_T : R_{2.7}$. Здесь R_T - требуемое соотношение Ж:Т в сливе классификатора (по условиям последующего технологического процесса), обычно R_T принимается в пределах 1-1.5; $R_{2.7}$ - базисное отношение Ж:Т (см. табл. 3.14). В соответствии с заданием по табл. 3.14 находится значение $R_{2.7} = 1.8$ (при $d_{95} = 0.42$ мм). При $R_T : R_{2.7} = 1.4 : 1.8 = 0.78 \approx 0.8$ и $\delta = 3.2$ т/м³ определяется значение $K_c = 0.98$ (по табл. 3.15).

Таблица 3.15 - Значение коэффициента K_c , учитывающего разжижение слива

Плотность руды, т/м ³	Отношение $R_T : R_{2.7}$				
	0.6	0.8	1.0	1.2	1.5
2.7	0.73	0.86	1.0	1.13	1.33
3.0	0.77	0.93	1.07	1.23	1.44
3.2	0.82	0.98	1.15	1.31	1.55
3.5	0.85	1.02	1.2	1.37	1.63

Определение диаметра спирали классификатора

Для односпирального классификатора, работающего в замкнутом цикле с мельницей, производительность по сливу будет:

$$Q_c = Q_{16} / n = 200 : 6 = 33.3 \text{ т/ч.}$$

где Q_{16} - производительность по сливу (см. схему, рис. 3.2 и табл. 3.12);
 n - число мельниц по принятому варианту, (табл. 3.13).

Диаметр спирали

$$\begin{aligned} D^{1.765} &= Q_c / 4.55 \cdot m \cdot K_\beta \cdot K_\delta \cdot K_\alpha \cdot K_c = \\ &= 33.3 : (4.55 \cdot 1 \cdot 1.96 \cdot 1.18 \cdot 1.03 \cdot 0.98) = 3.14 \text{ м.} \end{aligned}$$

Для двухспирального классификатора

$$D^{1.765} = 1.57 \text{ м.}$$

Для упрощения расчетов в табл. 3.16 приводятся значения $D^{1.765}$ и D^3 для стандартных классификаторов.

Таблица 3.16. Значения $D^{1.765}$ и D^3 для стандартных классификаторов

$D, \text{ м}$	0.3	0.5	0.75	1.0	1.2	1.5	2.0	2.4	3.0
$D^{1.765}$	0.12	0.27	0.6	1.0	1.38	2.04	3.4	4.7	6.97
D^3	0.027	0.111	0.422	1.0	1.73	3.38	8.0	13.62	27.0

Наиболее близкими стандартными классификаторами к полученному расчетному значению являются односпиральный классификатор с диаметром спирали $D = 2$ м или двухспиральный классификатор с диаметром спирали $D = 1.2$ м.

Проверяем расчетную производительность по сливу односпирального классификатора при $D = 2$ м.

$$\begin{aligned} Q_c &= 4.55 \cdot m \cdot K_\beta \cdot K_\delta \cdot K_\alpha \cdot K_c \cdot D^{1.765} = \\ &= 4.55 \cdot 1 \cdot 1.96 \cdot 1.18 \cdot 1.03 \cdot 0.98 \cdot 3.4 = 36.1 \text{ т/ч.} \end{aligned}$$

Производительность двухспирального классификатора при диаметре спиралей $D = 1.2$ м по сливу составит:

$$Q_c = 4.55 \cdot 2 \cdot 1.96 \cdot 1.18 \cdot 1.03 \cdot 0.98 \cdot 1.38 = 29.32 \text{ т/ч.}$$

Для обеспечения требуемой производительности может быть принят двухспиральный классификатор с диаметром спиралей 1.5 м. Недостаток расчетной производительности находится в пределах точности расчета (10 %). Следует принять менее габаритный, более простой односпиральный классификатор со спиралью диаметром $D = 2$ м. Проверяем производительность выбранного классификатора по пескам. Она определяется по формуле:

$$Q_n = 5.45 \cdot m \cdot D^3 \cdot n \cdot (\delta / 2.7) \cdot K_\alpha,$$

где n - частота вращения спиралей, мин^{-1} .

Принимаем частоту вращения спиралей $n = 2 \text{ мин}^{-1}$. Тогда

$$Q_{\Pi} = 5.45 \cdot 1 \cdot 8 \cdot 2 \cdot 1.18 \cdot 1.03 = 106 \text{ т/ч.}$$

По расчету технологической схемы на I стадии измельчения принято к установке 6 мельниц, которые обычно работают в паре с классификаторами. Необходимое количество песков

$$Q_{\Pi} = Q_{17} / n .$$

Здесь Q_{17} - количество песков по схеме (см. табл. 3.12);
 n - количество мельниц.

Тогда

$$Q_{\Pi} = 168.4 : 6 = 28.07 \text{ т/ч.}$$

Таким образом, выбранный классификатор обеспечивает производительность по пескам даже при наименьшей частоте вращения спиралей. Окончательно принимаем к установке классификатор 1КСН-20. Необходимое количество классификаторов – 6 шт.

Вторая стадия классификации производится в гидроциклонах. Количество гидроциклонов определяется по формуле:

$$i = K_{\Pi} W_{\text{оп}} / W_{\Pi} ,$$

где K_{Π} - коэффициент неравномерности подачи питания ($K_{\Pi} = 1.15$);

$W_{\text{оп}}$ - количество пульпы, поступающее на классификацию в гидроциклонах, $\text{м}^3/\text{ч}$;

W_{Π} - производительность одного гидроциклона по исходной пульпе, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Для того чтобы выбрать гидроциклон, необходимо знать номинальную крупность слива, которую он должен обеспечить. За номинальную крупность принят такой размер отверстий сита, на котором остается 5% твердого продукта, содержащегося в сливе.

Зависимость между содержанием класса 0,074 мм в сливе мельниц и классификаторов и номинальной крупностью приведена в табл. 3.17.

Таблица 3.17 - Зависимость между содержанием класса - 0,074 мм в сливе мельниц и классификаторов и крупностью частиц

Содержание класса -0.074мм, β , %	30	40	50	60	70	80	90	95
Условная максимальная крупность d_{Π} , мм	-	0.43	0.32	0.24	0.18	0.14	0.094	0.074

По заданию $\beta_{19} = 78 \%$, тогда в соответствии с данными табл. 3.17 $d_{\Pi} = 0.148$ мм или 148 мкм.

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов приведены в табл. 3.18.

Таблица 3.18. Основные параметры гидроциклонов с углом конусности 20°

Диаметр гидроциклона D, мм	Средняя производительность при $p_0 = 0.1$ МПа, м ³ /ч	Крупность слива d_n , мкм	Стандартный эквивалентный диаметр патрубков, мм		
			питающего $d_{пит.}$	сливного d_c	пескового d_p
150	12-30	20-50	30-40	40-50	12-34
250	27-80	30-100	65	80	24-75
360	50-150	40-150	90	115	34-96
500	100-300	50-200	130	160	48-150
710	200-500	60-250	160	200	48-200
1000	360-1000	70-280	210	260	75-300

В соответствии с данными табл. 3.18, необходимую крупность слива могут обеспечить гидроциклоны диаметром $D = 360, 500, 710, 1000$ мм.

При выборе гидроциклонов следует стремиться к установке их по одному на насос, т.е. к применению аппаратов большого диаметра, которые обеспечивают на фабриках получение слива крупностью до 80-90 % класса -0.0074 мм. Однако, чем тоньше требуемая крупность слива и больше содержание твердого в нем, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона. Гидроциклоны небольшого диаметра могут объединяться в батарее.

Произведем сравнительный расчет. При расчете I стадии классификации принято соотношение $R_T = 1.4$.

На II стадию классификации (в гидроциклонах) поступает $Q_{16} = 489.56$ т/ч. Количество пульпы составит:

$$W_{оп} = Q_{18} \cdot R_T = 489.56 \cdot 1.4 = 685.38 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Рассчитаем необходимое количество гидроциклонов различных диаметров по их средней производительности и результаты расчета сведем в табл. 3.19.

Таблица 3.19 - Результаты расчета различных гидроциклонов

Диаметр гидроциклона D, мм	Производительность, м ³ /ч		Необходимое количество
	паспортная	средняя	
360	50-150	100	8
500	100-300	200	4
710	200-500	350	3
1000	360-1000	680	2

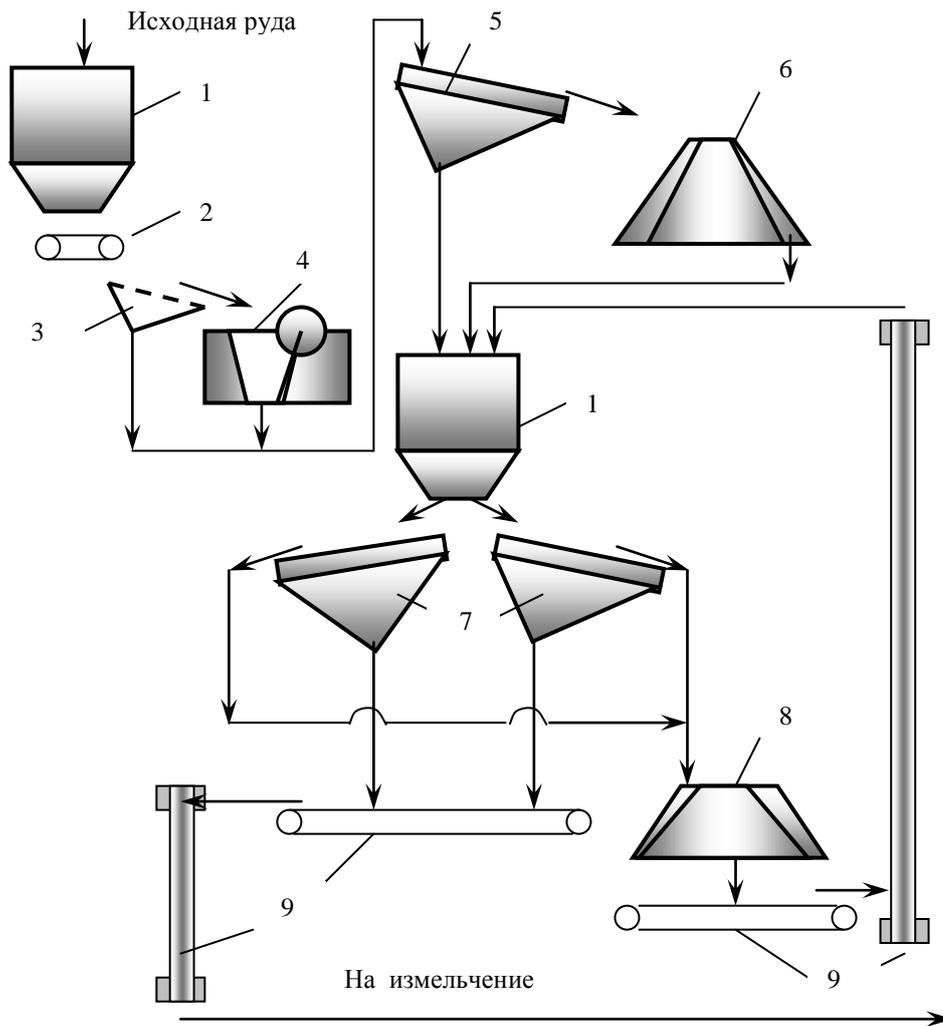
Во II стадии измельчения установлено 3 мельницы. Исходя из удобства компоновки и экономии электроэнергии, можно принять к установке 3 гидроциклона ГЦ-710, а из необходимости обеспечения заданной крупности слива $\beta_{19} = 78\%$ класса -0.074 мм – 9 гидроциклонов ГЦ-360. Окончательно принимаем к установке 3 гидроциклона ГЦ-710.

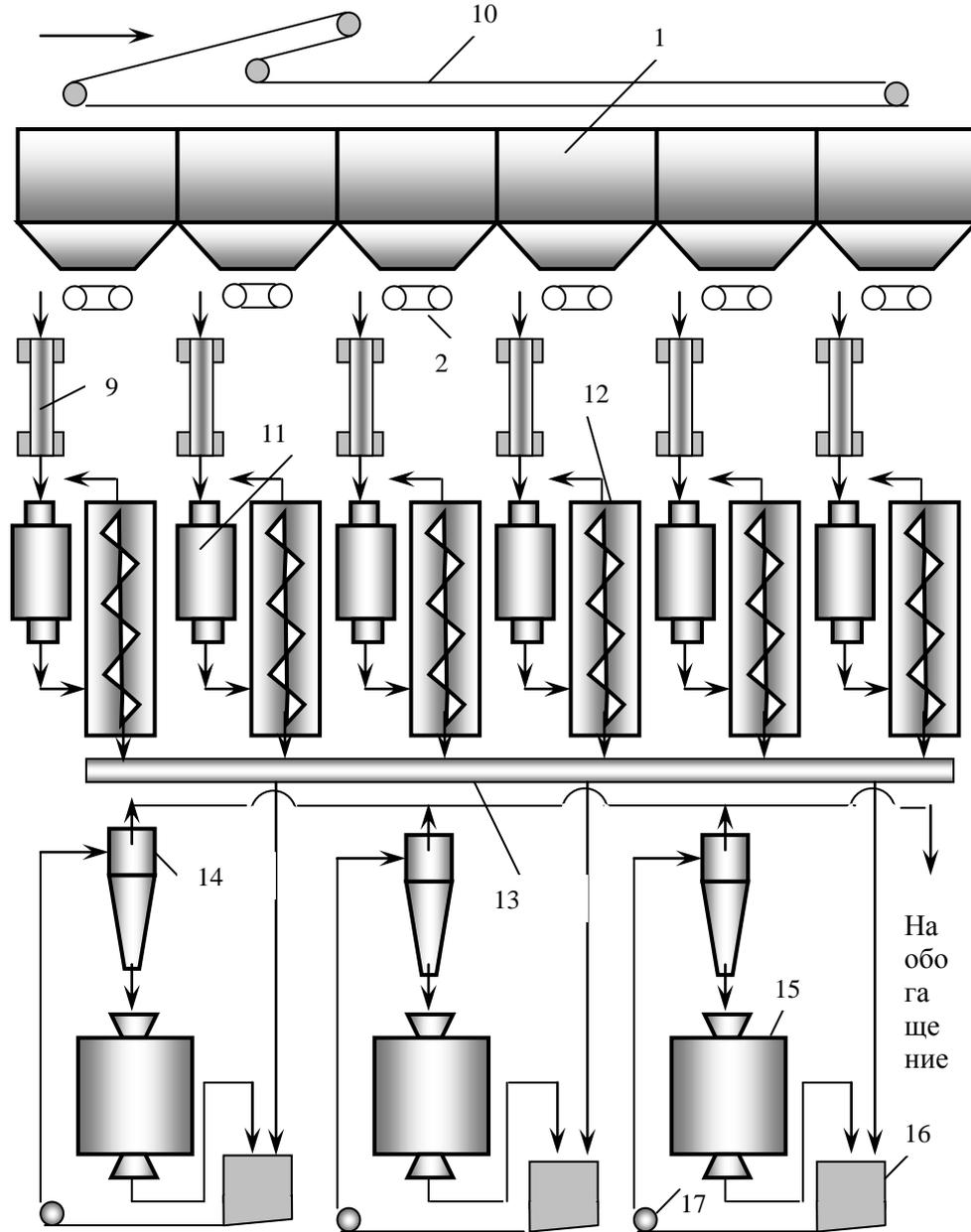
В табл. 3.20 приведен перечень основного оборудования.

Таблица 3.20 - Спецификация основного оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации

Наименование	п, шт.	Параметры	Двигатель, кВт	Вес, т
Дробилка ЩДП 9х12	1	Длина приемного отверстия 1.2м	100	69.6
Дробилка КСД – 1200	1	Основание дробящего конуса 1200 мм	75	24
Дробилка КМД – 1750	1	Основание дробящего конуса 1750 мм	160	47
Колосниковая решетка	1	$F = 1.8 \text{ м}^2, b = 100 \text{ мм}$	-	-
Грохот ГИТ-51	1	$d = 30 \text{ мм}, F = 6.12 \text{ м}^2$	20	8.9
Грохот ГИТ-61	2	$d = 12 \text{ мм}, F = 8 \text{ м}^2$	28	7.26
Мельница МСЦ 2700х3600	6	$D \times L = 2.7 \times 3.6 \text{ м}$	400	81
Мельница МШР 3200х3100	3	$D \times L = 3.2 \times 3.1 \text{ м}$	630	97
Классификатор 1КСН-20	6	Длина спирали 8.4 м, диаметр 2 м	13	19
Гидроциклон ГЦ-710	3	Диаметр гидроциклона 710 мм	-	1.45

На основании расчетов и выбора оборудования для измельчения и классификации принимаем один из возможных вариантов схемы оборудования (рис. 3.9).





1 – бункер, 2 – питатель, 3 – колосниковая решетка, 4 – дробилка ЩДП 9х12, 5 – грохот ГИТ-51, 6 – дробилка КСД-1200, 7 – грохот ГИТ-61, 8 – дробилка КМД-1750, 9 – ленточный конвейер, 10 – конвейер с разгрузочной тележкой, 11 – мельница МСЦ 2700х3600, 12 – классификатор 1КСН-20, 13 – трубопровод, 14 – гидроциклон ГЦ-710, 15 – мельница МШР 3200х3100, 16 – зумпф, 17 – насос

Рис. 3.9 – Пример схемы оборудования для реализации технологии

Табл. 1. Исходные данные для расчета схемы

N	Гранулометрический состав руды, %, по классам, мм							
	450-600	300-450	150-300	100-150	50-100	25-50	13-25	0-13
1	8	12	17	12	13	15	9	14
2	8	12	17	13	17	13	10	10
3	2	2	16	30	20	14	11	5
4	1	1	3	40	19	22	8	6
5	3	7	20	20	20	15	15	10
6	1	1	2	20	21	19	20	16
7	1	2	2	45	17	13	10	10
8	2	2	23	30	11	13	7	12
9	1	5	14	17	12	14	16	21
10	2	4	21	20	25	17	2	9
11	2	6	20	17	14	19	10	12
12	2	4	14	15	16	20	15	14
13	2	3	23	17	10	14	14	17
14	1	2	2	10	13	27	29	16
15	2	3	7	25	20	25	12	6
16	2	3	3	33	40	14	3	2
17	4	4	20	17	19	22	8	6
18	2	2	2	13	20	36	6	19
19	2	4	14	17	20	25	12	6
20	12	15	23	20	12	8	6	4
21	1	3	16	15	15	10	22	18
22	10	15	15	15	10	18	7	10
23	8	14	15	15	16	13	7	12
24	10	10	15	10	15	16	16	8
25	0	0	18	21	26	10	6	19
26	0	0	10	20	24	21	8	17
27	0	6	14	25	20	10	10	15
28	6	9	13	17	19	22	8	6
29	0	0	12	20	24	16	13	15
30	8	12	10	12	19	16	13	10
31	5	10	15	13	15	17	13	12
32	8	10	12	13	12	18	15	12
33	8	12	17	10	20	13	13	7
34	0	0	18	21	26	10	6	19
35	0	0	18	21	20	12	10	19

N	Производительность, Q ₁ , т/ч	Размер максимального куска d _{max} , мм	Конечный продукт	
			дробленый	измельченный β _{-0.074мм} , %
1	220	600	13-0	65
2	300	600	12-0	65
3	280	500	13-0	80
4	280	600	12-0	80
5	220	500	12-0	68
6	300	350	20-0	78
7	220	600	12-0	78
8	350	350	13-0	78
9	200	460	15-0	68
10	200	300	13-0	78
11	260	500	15-0	80
12	200	600	12-0	75
13	320	450	15-0	76
14	200	450	15-0	70
15	250	400	12-0	72
16	200	450	12-0	68
17	210	400	12-0	80
18	265	450	12-0	68
19	300	500	12-0	75
20	270	600	15-0	80
21	200	600	15-0	68
22	350	600	15-0	68
23	400	600	13-0	80
24	240	600	12-0	82
25	270	600	12-0	76
26	400	600	10-0	76
27	300	600	12-0	70
28	240	600	15-0	68
29	200	600	12-0	65
30	350	600	12-0	75
31	320	600	10-0	76
32	350	600	12-0	78
33	250	600	12-0	78
34	350	600	12-0	68
35	240	600	10-0	76