

1
ГОУ ВПО «ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Обогащение полезных ископаемых»



МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОМУ ИЗУЧЕНИЮ КУРСА
(ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ)

«ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ»

Донецк
2019

ГОУ ВПО «ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Обогащение полезных ископаемых»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОМУ ИЗУЧЕНИЮ КУРСА
(ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ)

:

«ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ»

(для студентов специальности 21.05.04 "Горное дело"
специализации "Обогащение полезных ископаемых")

Утверждено
научно-издательским советом ДонНТУ
Протокол № от . 2019 г.

Утверждено на заседании
методической комиссии по специальности
"Обогащение полезных ископаемых"
Протокол № 2 от 04 февраля 2019 г.

УДК 622. 7.09

Методические указания к самостоятельной работе студентов по курсу «Обогащение руд цветных металлов» для студентов специальности 21.05.04 "Горное дело" специализации "Обогащение полезных ископаемых"/ сост. А.Н. Корчевский – Донецк: ДонНТУ, 2019. – 60 с.

Приведены дополнительная информация по «Обогащению руд цветных металлов», часть вопросов которых выносятся на самостоятельное изучение. Даны рекомендации по разработке технологических схем, подробно рассмотрены примеры схемы обогатительных процессов.

Рецензент доц. Самойлик В.Г.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Целью изучения курса «Обогащение руд цветных металлов» является формирование у студентов основ знаний теории и практики процессов обогащения полезных ископаемых и умение использовать их в практической деятельности.

Курс «Обогащение руд цветных металлов» базируется на знаниях основных положений высшей математики, физики, химии, физической химии, кристаллографии и минералогии.

Обогащательная фабрика – это сложный комплекс технологических процессов, направленных на повышение качества полезного ископаемого перед последующим металлургическим переделом.

Настоящие методические указания могут быть использованы студентами при расчете состава и качественно-количественных показателей шихты, поступающей в плавку.

В качестве исходных данных при расчете принимаются характеристики сырья и продуктов обогащения (ситовые и фракционные анализы, содержание расчетных классов и компонентов). На практических занятиях студент в качестве исходных данных для расчета может использовать либо характеристику сырья реального предприятия, либо данные, полученные в соответствии с заданием.

1 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 1

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Результаты обогащения полезного ископаемого характеризуются качественными и количественными показателями: выходом продукта, содержанием компонента, извлечением, степенью сокращения, степенью концентрации, влажностью и разжиженностью.

Выход продукта показывает какую часть массы перерабатываемого (исходного) полезного ископаемого составляет тот или иной продукт обогащения. Выход продукта обогащения выражается в процентах или в долях единицы:

$$\gamma_{np} = 100Q_{np} / Q_{исх}, \% \quad (1.1)$$

где Q_{np} , $Q_{исх}$ – массы продукта и исходного материала.

Выход исходного материала принимается за 100 %. Суммарный выход всех конечных продуктов обогащения должен быть равен выходу исходного материала. Это условие записывается уравнением баланса выходов продуктов обогащения:

$$\gamma_k + \gamma_o = 100, \% \quad (1.2)$$

где γ_k, γ_o – выходы концентрата и отходов, %.

Содержание компонента показывает долю характерного компонента в полезном ископаемом или продукте обогащения. Содержание компонентов в полезном ископаемом α и в продуктах обогащения β выражается в процентах или в долях единицы. Содержание драгоценных металлов в рудах и продуктах обогащения выражают в г/т.

Суммарное количество любого компонента в конечных продуктах обогащения должно быть равным количеству этого компонента в исходном полезном ископаемом. Это условие записывается уравнением:

$$\gamma_k \beta_k + \gamma_o \beta_o = 100\alpha. \quad (1.3)$$

Уравнения (1.2) и (1.3) называются уравнениями баланса продуктов обогащения.

Извлечение ε показывает, какая часть компонента, содержащегося в исходном материале, перешла в продукт обогащения. Извлечение выражается в процентах и в долях единицы. Извлечение определяется как отношение массы компонента в i -том продукте к его массе в исходном полезном ископаемом:

$$\varepsilon_i = \gamma_i \beta_i / \alpha, \%. \quad (1.4)$$

Суммарное извлечение компонента во все конечные продукты обогащения составляет 100 %.

Степень сокращения k_c показывает во сколько раз количество полученного концентрата γ_k меньше количества переработанного полезного ископаемого:

$$k_c = Q_{исх} / Q_k = 100 / \gamma_k. \quad (1.5)$$

Степень сокращения показывает количество тонн полезного ископаемого, которое необходимо для получения 1 т концентрата.

Степень концентрации (степень обогащения) k_k показывает во сколько раз содержание компонента в концентрате больше, чем в исходном полезном ископаемом:

$$k_k = \beta_k / \alpha. \quad (1.6)$$

Влажность продукта W_t^r представляет собой отношение массы воды, содержащейся в продукте (в порах, трещинах и других пустотах), к массе продукта после его высушивания. Влажность продукта выражается в процентах.

$$W_t^r = 100m_1 / m_2, \%, \quad (1.7)$$

где m_1, m_2 – масса продукта до и после высушивания, кг.

Разжиженность R представляет собой отношение массы воды к массе твердого в операции или продукте. Разжиженность показывает сколько m^3 воды приходится на 1 т твердого и выражается в m^3/m .

$$R = W / Q, m^3/т. \quad (1.8)$$

где W – количество воды в операции или продукте, м³; Q – количество твердого в операции или продукте, т.

Влажность и разжиженность взаимосвязаны, что выражается следующими уравнениями:

$$R = W_t^r / (100 - W_t^r), \text{ м}^3/\text{т} \quad (1.9)$$

$$W_t^r = 100R / (1 + R), \% \quad (1.10)$$

Если шихта состоит из нескольких продуктов, то содержание в ней расчетного компонента и ее влажность определяются как среднестатистическая (средневзвешенная) величина:

$$\beta_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot \beta_i}{\sum_{i=1}^n \gamma_i}, \quad (1.11)$$

$$W_{cp}^r = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot W_i^r}{\sum_{i=1}^n \gamma_i}. \quad (1.12)$$

Показатели характеризуют техническое совершенство технологического процесса фабрики. Эффективность обогащения полезного ископаемого повышается при увеличении содержания ценного компонента в концентрате и его извлечения, степени обогащения и степени сокращения.

Продукты обогащения характеризуют также содержанием зерен различного размера – *гранулометрическим составом*.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям потребителей продукции. Требования к качеству концентратов называются *кондициями*. Эти требования регламентируются государственными стандартами. Кондициями устанавливаются среднее и минимальное или максимальное содержание разных компонентов в конечных продуктах обогащения. Продукты называются кондиционными, если их качество соответствует кондициям.

Пример. На обогатительную фабрику, перерабатывающую медные руды, исходный материал поступает из 3-х рудников и характеризуется следующими показателями:

1-й рудник: $Q_1 = 300$ т/ч; $\alpha_1 = 1,0$ % ; $W_1^r = 6$ % ;

2-й рудник: $Q_2 = 200$ т/ч; $\alpha_2 = 1,5$ % ; $W_2^r = 8$ % ;

3-й рудник: $Q_3 = 500$ т/ч; $\alpha_3 = 0,8$ % ; $W_3^r = 7$ % .

В результате обогащения получен концентрат с содержанием меди $\beta_k = 25$ % и отходы с содержанием меди $\beta_o = 0,1$ % .

Рассчитать параметры шихты и определить технологические показатели обогащения.

Решение

1. Выход руды каждого из рудников в шихте:

Количество руды (шихта), поступающей на обогатительную фабрику:

$$Q^* = Q_1 + Q_2 + Q_3 = 300 + 200 + 500 = 1000 \text{ т/ч};$$

- 1-го рудника:

$$\gamma_1 = \frac{Q_1}{Q^*} = \frac{300}{1000} = 30 \text{ %};$$

- 2-го рудника:

$$\gamma_2 = \frac{Q_2}{Q^*} = \frac{200}{1000} = 20 \text{ %};$$

- 3-го рудника:

$$\gamma_3 = \frac{Q_3}{Q^*} = \frac{500}{1000} = 50 \text{ %};$$

- выход всей шихты (исходного материала):

$$\gamma^* = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 = 100 \text{ %} .$$

2. Содержание меди в шихте (величина средневзвешенная):

$$\alpha^* = \frac{\gamma_1 \cdot \alpha_1 + \gamma_2 \cdot \alpha_2 + \gamma_3 \cdot \alpha_3}{\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3} = \frac{30 \cdot 1,0 + 20 \cdot 1,5 + 50 \cdot 0,8}{30 + 20 + 50} = 1,0 \text{ %} .$$

3. Влажность шихты (величина средневзвешенная):

$$W_t^{*r} = \frac{\gamma_1 \cdot W_1^r + \gamma_2 \cdot W_2^r + \gamma_3 \cdot W_3^r}{\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3} = \frac{30 \cdot 6 + 20 \cdot 8 + 50 \cdot 7}{30 + 20 + 50} = 6,9 \text{ \%} .$$

4. Выход концентрата и отходов определяется по уравнениям баланса:

$$\begin{cases} \gamma^* = \gamma_K + \gamma_O \\ \gamma^* \cdot \alpha^* = \gamma_K \cdot \beta_K + \gamma_O \cdot \beta_O \end{cases}$$

откуда $\gamma_O = 100 - \gamma_K, \text{ \%}$ и $100 \cdot \alpha^* = \gamma_K \cdot \beta_K + (100 - \gamma_K) \cdot \beta_O,$

$$\gamma_K = \frac{\alpha^* - \beta_O}{\beta_K - \beta_O} \cdot 100 = \frac{1,0 - 0,1}{25,0 - 0,1} \cdot 100 = 3,614 \text{ \%};$$

$$\gamma_O = 100 - 3,614 = 96,386 \text{ \%} .$$

5. Извлечение меди в концентрат и отходы:

$$\varepsilon_K^{Cu} = \frac{\gamma_K \cdot \beta_K}{\alpha^*} = \frac{3,614 \cdot 25,0}{1,0} = 90,35 \text{ \%};$$

$$\varepsilon_O^{Cu} = \frac{\gamma_O \cdot \beta_O}{\alpha^*} = \frac{96,386 \cdot 0,1}{1,0} = 9,65 \text{ \%}$$

ИЛИ

$$\varepsilon_O^{Cu} = 100 - \varepsilon_K^{Cu} = 100 - 90,35 = 9,65 \text{ \%} .$$

6. Извлечение нерудных (породных) минералов в отходы:

$$\varepsilon_O^{nr} = \frac{\gamma_O \cdot (100 - \beta_O)}{100 - \alpha^*} = \frac{96,386 \cdot (100 - 0,1)}{100 - 1} = 97,26 \text{ \%} .$$

7. Эффективность обогащения:

$$E = \frac{\varepsilon_K^{Cu} \cdot \varepsilon_O^{nr}}{100} = \frac{90,35 \cdot 97,26}{100} = 87,87 \text{ \%} .$$

8. Степень обогащения:

$$K_o = \beta_k / \alpha^* = 25/1 = 25.$$

9. Степень сокращения:

$$K_c = Q^* / Q_k = \gamma^* / \gamma_k = 100/3,614 = 27,67$$

2 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 2

СИТОВЫЙ АНАЛИЗ. ХАРАКТЕРИСТИКИ КРУПНОСТИ

Полезные ископаемые и продукты переработки представляют собой смеси минеральных зерен разного размера. Размеры колеблются от нескольких микрон до сотен миллиметров. Минеральные зерна имеют неправильную форму, поэтому их размер оценивается *эквивалентным диаметром* d_e . За эквивалентный диаметр принимают диаметр шара, равновеликого по объему реальному зерну неправильной формы:

$$d_e = 1,24(m/\delta)^{0,33}, \text{ мм}, \quad (2.1)$$

где m – масса зерна, кг; δ - плотность зерна, кг/м³.

Диаметр зерна в практических условиях оценивается размером отверстия сита, через которое это зерно проходит. Крупность всей массы сыпучего материала оценивают по содержанию классов определенной крупности, т.е. по гранулометрическому составу. Определение гранулометрического состава сухих материалов производится ситовым анализом.

Ситовый анализ представляет собой рассев пробы сыпучего материала на классы с использованием набора стандартных сит. Ситовый анализ позволяет определить соотношение зерен разной крупности в исследуемом материале. Результаты ситового анализа оформляются в виде таблицы (напр., табл. 2.1), по данным которой строится характеристика крупности продукта (рис. 2.1).

Таблица 2.1 – Результаты ситового анализа продуктов дробления медной руды

Класс крупности, мм	Продукт № 1		Продукт № 2		Продукт № 3	
	В ы х о д к л а с с а , %					
	частный	суммарный по «+d»	частный	суммарный по «+d»	частный	суммарный по «+d»
1	2	3	4	5	6	7
+25	5,1	5,1	19,7	19,7	40,2	40,2
10 – 25	14,8	19,9	40,1	59,8	39,4	79,6
5 – 10	20,2	40,1	20,3	80,1	9,6	89,2
2,5 – 5	29,9	70,0	9,7	89,8	5,5	94,7
1 – 2,5	10,4	80,4	5,2	95,0	3,1	97,8
0 - 1	19,6	100,0	5,0	100,0	2,2	100,0
Разом	100,0	-	100,0	-	100,0	-

Расчет суммарного выхода по «+d» выполняется последовательным суммированием выходов классов сверху вниз, напр., для продукта №1:

- выход класса +10 мм:

$$\gamma_{+10} = \gamma_{+25} + \gamma_{10-25} = 5,1 + 14,8 = 19,9 \% ;$$

- выход класса +5 мм:

$$\gamma_{+5} = \gamma_{+10} + \gamma_{5-10} = 19,9 + 20,2 = 40,1 \% \text{ и т.д.}$$

Суммарная характеристика крупности продукта № 1 строится по данным колонок 1 и 3 табл. 2.1. Аналогично строится кривая 2 по данным колонок 1 и 5 и кривая 3 по данным колонок 1 и 7. Пересечение кривой с осью абсцисс показывает максимальный размер куса материала ($d_{max} = 32$ мм), а проекция точки кривой, соответствующей суммарному выходу 50 %, – средний размер куса в исследуемом материале (для продукта № 1 $d_{cp} = 5$ мм).

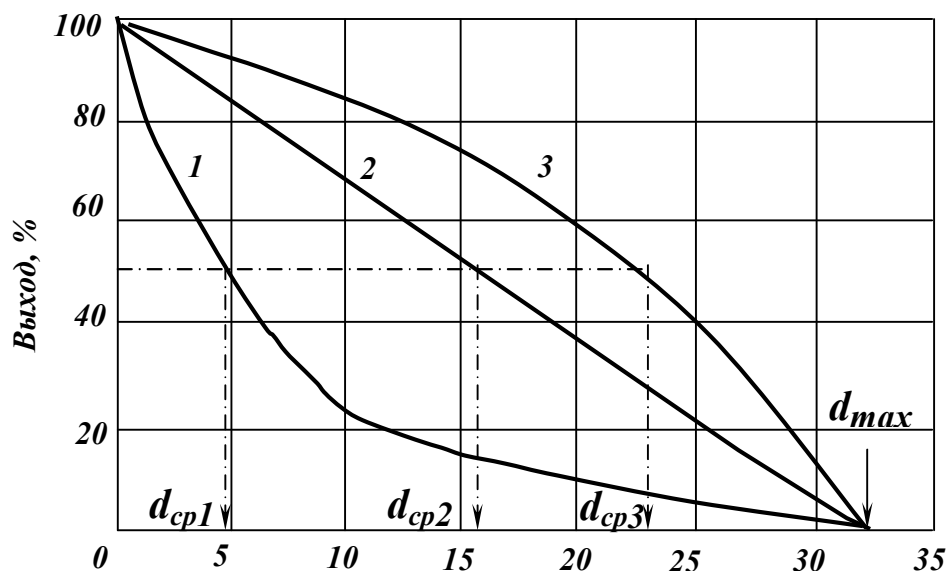


Рис. 2.1 – Суммарные характеристики крупности продуктов № 1 – 3.

Вид суммарной характеристики крупности указывает на преобладание определенных классов крупности в исследуемом материале. Вогнутая кривая *1* указывает на преобладание в материале мелких зерен, выпуклая кривая *3* – на преобладание крупных зерен, прямолинейная зависимость *2* – на равномерное распределение классов крупности.

При добыче руд открытым способом крупность максимального куска может достигать 1200 мм. В этом случае воспользоваться характеристикой крупности для определения выходов, особенно мелких классов, весьма затруднительно. Построение суммарных характеристик в широком диапазоне крупности выполняют в полулогарифмической или логарифмической системе координат. Следует иметь в виду, что $\lg 0 = -\infty$, поэтому кривая крупности не пересекается с осью ординат.

Таблица 2.2 – Результаты ситового анализа медной руды, поступающей на крупное дробление

Класс крупности, мм	$\lg d$	Выход класса, %	
		частный	Суммарный по «+d»
+ 300	$\lg 300 = 2,48$	10,3	10,9
100 – 300	$\lg 100 = 2,00$	39,1	50,0
50 – 100	$\lg 50 = 1,70$	16,2	66,2
20 – 50	$\lg 20 = 1,30$	17,0	83,2
10 – 20	$\lg 10 = 1,00$	7,1	90,3
3 – 10	$\lg 3 = 0,48$	3,8	94,1
0 – 3		5,9	100,0
Итого	-	100,0	-

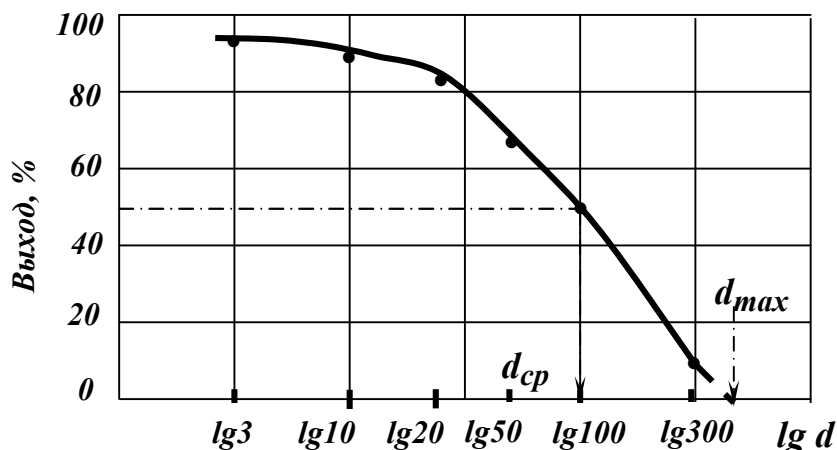


Рис. 2.2 – Полулогарифмическая суммарная характеристика крупности.

3 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 3

ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ. ДРОБНАЯ ФЛОТАЦИЯ. КРИВЫЕ ОБОГАТИМОСТИ

Фракционный состав представляет собой количественную оценку распределения свободных минеральных зерен и сростков по фракциям разной плотности и крупности. Фракционный состав характеризует возможность разделения материала гравитационными процессами обогащения на богатый и бедный продукты. Предельно возможная точность разделения называется *обогащаемостью*. Оценка обогащаемости полезного ископаемого (напр., свинцовой руды) производится по кривым обогащаемости (рис. 3.1), которые строят данным фракционного анализа (табл. 3.1).

Таблица 3.1 – Фракционный анализ дробленой свинцовой руды

Плотность фракций, кг/м ³	Исходная руда		Всплывший продукт		Утонувший продукт	
	γ , %	β_{Pb} , %	γ , %	β_{Pb} , %	γ , %	β_{Pb} , %
1	2	3	4	5	6	7
– 2800	20,2	0,06	20,2	0,06	100,0	1,15
2800 –	24,8	0,10	45,0	0,08	79,8	1,42
3000	40,1	1,02	85,1	0,52	55,0	2,02
3000 –	9,9	2,98	95,0	0,78	14,9	4,70
3200	5,0	8,12	100,0	1,15	5,0	8,12
3200 –						
3500						

+3500						
Итого	100,0	1,15	—	—	—	—

Кривые обогатимости строятся в системе координат, где по нижней оси абсцисс откладывают содержание полезного компонента (напр., свинца) во фракциях различной плотности, по верхней оси абсцисс – плотность фракций, по левой оси ординат – суммарный выход всплывших (легких породных) фракций, по правой оси ординат – суммарный выход потонувших (тяжелых концентратных) фракций.

Кривые обогатимости показывают зависимости между основными технологическими показателями обогащения. Кривая λ выражает зависимость между суммарным выходом и содержанием полезного компонента в элементарных фракциях; кривая β – зависимость между суммарным выходом утонувших (концентратных) фракций и содержанием в них полезного компонента; кривая Θ – зависимость между суммарным выходом всплывших (породных) фракций и содержанием в них полезного компонента; кривая δ – зависимость между плотностью разделения и выходами фракций.

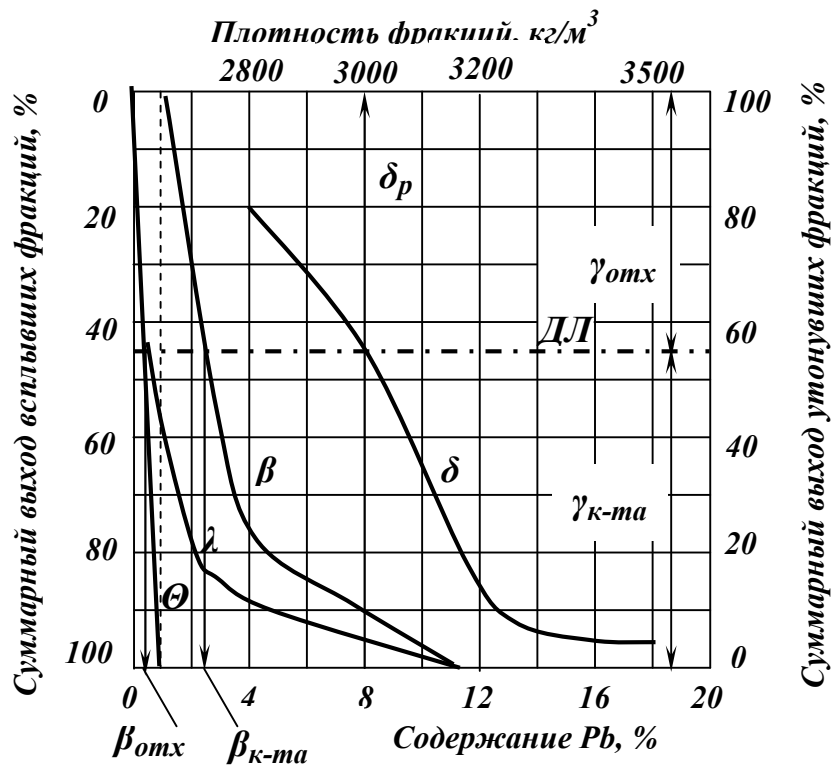


Рис. 3.1 – Кривые обогатимости свинцовой руды.

Расчет суммарного выхода всплывшего продукта (породные минералы) выполняется последовательным суммированием выходов классов сверху вниз:

Например:

- выход фракции – 3000 кг/м³:

$$\gamma_{-3000} = \gamma_{-2800} + \gamma_{2800-3000} = 20,2 + 24,8 = 45,0 \%;$$

- содержание свинца в этой фракции определяется как средневзвешенная величина:

$$\begin{aligned} \beta_{-3000}^{Pb} &= \frac{\gamma_{-2800} \cdot \beta_{-2800}^{Pb} + \gamma_{2800-3000} \cdot \beta_{2800-3000}^{Pb}}{\gamma_{-3000}} = \\ &= \frac{20,2 \cdot 0,06 + 24,8 \cdot 0,10}{45,0} = 0,08\% \end{aligned}$$

и т.д.

По данным колонок 4 и 5 строится кривая всплывших фракций Θ .

Расчет суммарного выхода утонувшего продукта выполняется последовательным суммированием выходов классов снизу вверх:

Например:

- выход фракции +3200 кг/м³:

$$\gamma_{+3200} = \gamma_{+3500} + \gamma_{3200-3500} = 5,0 + 9,9 = 14,9 \%;$$

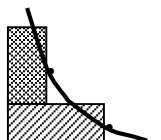
- содержание свинца в этой фракции определяется как среднединамическая величина:

$$\begin{aligned} \beta_{+3200}^{Pb} &= \frac{\gamma_{+3500} \cdot \beta_{+3500}^{Pb} + \gamma_{3200-3500} \cdot \beta_{3200-3500}^{Pb}}{\gamma_{+3200}} = \\ &= \frac{5,0 \cdot 8,12 + 9,9 \cdot 2,98}{14,9} = 4,70\% \end{aligned}$$

и т.д.

По данным колонок 6 и 7 строится кривая утонувших фракций β .

Для построения кривой элементарных фракций λ с использованием данных 2 и 3 строится столбчатая диаграмма и через средние точки на вертикальных сторонах прямоугольников проводится плавная кривая. При этом площади отсекаемого и присоеди-



няемого кривой треугольников должны быть равны, так как площадь под кривой λ – количество полезного компонента в исследуемом материале, которое для данного материала неизменно.

Кривая плотности фракций δ строится по данным колонок 1 и 4.

Оценка флотуемости полезного ископаемого (напр., свинцовой руды) производится по кривым флотуемости (рис. 3.2), которые строят по данным анализа дробной флотации (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Результаты дробной флотации свинцовой руды

Время флотации, мин	Исходная руда		Концентрат		Отходы	
	γ , %	β_{Pb} , %	γ , %	β_{Pb} , %	γ , %	β_{Pb} , %
1	2	3	4	5	6	7
1	12,1	10,82	12,1	10,82	100,0	2,02
2	5,3	7,86	17,4	9,92	87,9	0,81
3	4,6	3,93	22,0	8,67	82,6	0,36
4	13,2	0,52	35,2	5,61	78,0	0,15
5	21,3	0,10	56,6	3,53	64,8	0,07
7	43,5	0,06	100,0	2,02	43,5	0,06
Итого	100,0	2,02	–	–	–	–

Кривые флотуемости строятся аналогично кривым обогатимости, но вместо плотности фракций по верхней оси абсцисс откладывают время флотации τ .

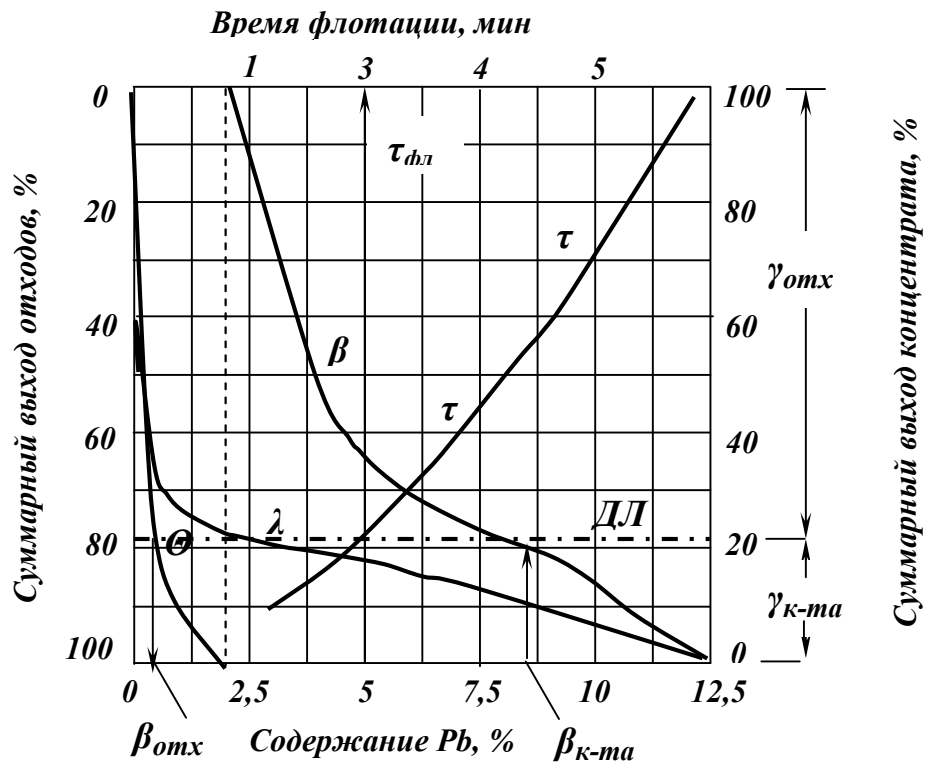


Рис. 3.2 – Кривые флотуемости свинцовой руды.

По кривым обогатимости определяют теоретические показатели обогащения руды и плотность разделения или время флотации. Кроме того, по характеру кривой λ можно судить об обогатимости перерабатываемого материала. В зависимости от характера кривой λ возможны три теоретических случая (рис. 3.2).

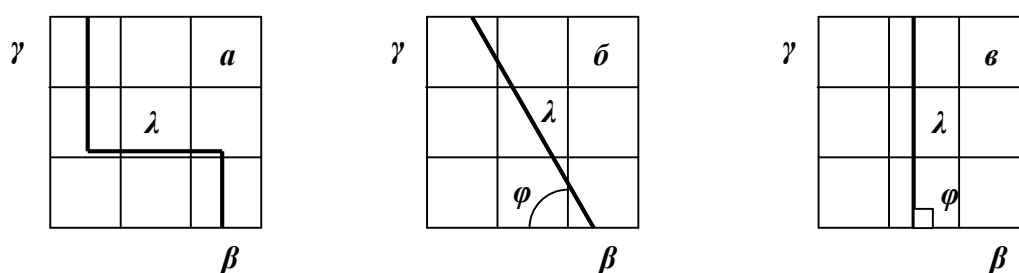


Рис. 3.3 – Вид теоретических кривых λ .

Кривая λ , представленная ломаной линией, характеризует легкообогащаемый материал, который не содержит сростков и в процессе обогащения идеально разделяется на два продукта (рис. 3.3 *a*). Если кривая λ имеет вид прямой, наклоненной под некоторым углом φ , это означает, что материал содержит значительное количество сростков при неравномерной вкрапленности полезного минерала; обогатимость этого материала исключительно трудная (рис. 3.3 *б*). В том случае, если кривая λ представлена вертикальной прямой ($\varphi = 90^\circ$), полезное ископаемое обогатить невозможно, потому что вся его масса представлена тончайшими сростками минералов, которые не разрушаются при измельчении (рис. 3.3 *в*).

Выбор схемы переработки полезного ископаемого зависит от категории его обогатимости. Более сложные технологические схемы применяются при переработке труднообогащаемых полезных ископаемых. Эти схемы оснащаются наиболее эффективным оборудованием.

Раздельное обогащение руд двух сортов или сырья двух рудников может привести к различным конечным результатам. Однако необходимо выбрать вариант, который позволит получить максимальный выход концентрата заданного качества.

Теорема о максимальном выходе концентрата утверждает: *«Максимальный выход концентрата заданного качества может быть получен только в том случае, если разделение отдельных материалов в каждой отдельной операции производится по элементарным слоям с одинаковым разделительным признаком (напр., с одинаковым содержанием полезного компонента)».*

4 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 4

СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Дробление и измельчение – процессы механического разрушения кусков полезных ископаемых под действием внешних сил, преодолевающих силы внутреннего сцепления между частицами твердого вещества.

Принципиальное различие между дроблением и измельчением отсутствует. Считают, что зерна дробленого продукта имеют крупность больше 5 мм, а зерна измельченного продукта имеют крупность меньше 5 мм.

При обогащении полезных ископаемых дробление и измельчение применяются для разъединения сростков полезных и породных минералов, содержащихся в исходном материале, и доведения исходного материала до необходимой крупности. Разъединение сростков необходимо для эффективного обогащения полезного ископаемого. Крупность дробления и измельчения зависит от минерального состава полезного ископаемого, вкрапленности полезных минералов, последующего метода обогащения и характера использования продуктов обогащения.

Три стадии дробления и три стадии измельчения различаются по крупности исходного, дробленого и измельченного продуктов (табл. 4.1).

Таблица 4.1 – Стадии дробления и измельчения

Дробление			Измельчение			
Стадия	Крупность продуктов		Стадия	Крупность продуктов		
	исходного мм	дробленого мм		Размер зерна (мм) в		Содержание класса – 0,074 мм в измель- ченном, %
				исходном	в измель- ченном	
Крупное дробление	1200 – 500	350 – 100	Крупное измельчение	20 – 40	до 5	50 – 60
Среднее дробление	350 – 100	100 – 40	Среднее измельчение	до 5	до 0,6	60 – 80
Мелкое дробление	100 – 40	40 – 10	Тонкое измельчение	до 5	до 0,15	больше 85

Количественной характеристикой процессов дробления и измельчения служит степень дробления или измельчения.

Степень дробления (измельчения) определяется как соотношение между размерами кусков исходного материала и дробленого (измельченного) материала. Степень дробления (измельчения) ориентировочно можно определить по соотношению максимальных кусков в продуктах:

$$i = D_{max} / d_{max}, \quad (4.1)$$

где i – степень дробления (измельчения); D_{max} – размер максимального куска в исходном материале, мм; d_{max} – размер максимального куска в дробленом (измельченном) материале, мм.

Степень дробления (измельчения) можно определить с большей точностью по соотношению средних кусков в продуктах:

$$i = D_{cp} / d_{cp}, \quad (4.2)$$

где D_{cp} – средний размер куска в исходном материале, мм;
 d_{cp} – средний размер куска в дробленом (измельченном) материале, мм.

Дробление и измельчение полезных ископаемых на обогатительных фабриках производят в несколько стадий, так как необходимая степень дробления в одной машине получена быть не может. Часть общего процесса дробления или измельчения, которая выполнена в одной машине, называется *стадией дробления (измельчения)*. Степень дробления (измельчения) отдельной стадии называется *частной*, а степень дробления (измельчения) всех стадий называется *общей*. Общая степень дробления (измельчения) равна произведению частных степеней дробления (измельчения):

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (4.3)$$

Число стадий дробления и измельчения, зависит от физико-механических свойств полезного ископаемого, вкрапленности полезного минерала и крупности, которая необходима для последующего процесса обогащения. Машины, в которых осуществляются процессы дробления и измельчения полезных ископаемых, называются дробилками и мельницами.

При разрушении горных пород необходимо учитывать их механические свойства, характеризующие способность полезного ископаемого к сопротивлению силовым воздействиям. К основным механическим свойствам горных пород относятся: *твёрдость* (сопротивление внешнему механическому воздействию другого более твёрдого тела); *крепость* (способность воспринимать воздействие механических нагрузок, не разрушаясь); *деформируемость* (способность изменять форму или размеры под влиянием разрушающих внешних сил); *пластичность* (способность пород изменять форму без микроскопических нарушений связности).

Наибольшее применение при оценке сопротивляемости горных пород разрушению нашел метод проф. М.М.Протодяконова. Для характеристики прочностных свойств горных пород обычно пользуются величиной напряжения на сжатие либо коэффициентом крепости f , предложенным М.М. Протодяконовым (табл. 4.2).

Таблица 4.2 – Классификация горных пород

Категория	Коэффициент	Горные породы
-----------	-------------	---------------

крепости горной породы	крепости по шкале М.М. Протодьконова	
Очень мягкие	2 - 5	Уголь, антрацит, пористые известняки, бурый железняки, каолин, марганцевые руды и др.
Мягкие	5 - 10	Крепкие известняки, песчаники, медный колчедан, сидерито-мартитовые руды и др.
Средней твердости	10 - 15	Гранит, сиенит, мрамор, большинство сульфидных руд, гематитовые руды и др.
Твердые	15 - 18	Крепкие железистые кварциты, диабазовые гнейсовые породы, некоторые медные и медно-никелевые руды и др.
Очень твердые	18 - 20	Очень крепкие кварциты, диориты, базальтовые породы, титаномагнетит и др.

По шкале проф. М.М.Протодьконова все горные породы делятся на 10 категорий, которые характеризуются коэффициентами крепости от 0,3 для самых слабых до 20 для наиболее прочных пород. Коэффициент крепости f равен 10^{-1} разрушающего усилия на сжатие $\sigma_{сж} = 10 МПа$, т.е. $f = 0,1\sigma_{сж}$. Коэффициент крепости горных пород по шкале М.М.Протодьконова характеризует их относительное сопротивление разрушению при дроблении. В соответствии со шкалой крепости М.М.Протодьконова горные породы разделяются на очень мягкие, мягкие, средней твердости, твердые и очень твердые.

Куски полезного ископаемого могут быть разрушены несколькими способами: раздавливанием, раскалыванием, истиранием и ударом (рис. 4.1).

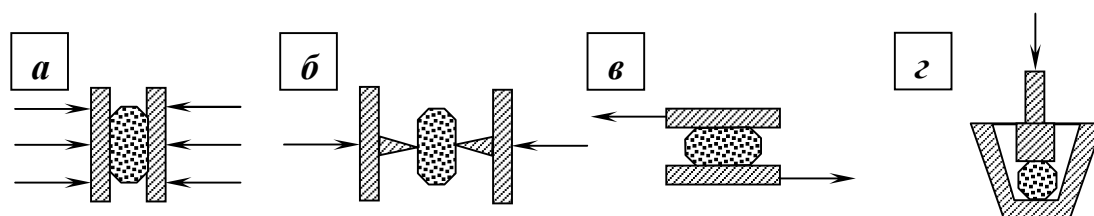


Рис. 4.1 – Способы дробления полезных ископаемых.

а – раздавливание; **б** – раскалывание; **в** – истирание; **г** – удар.

Конструкция дробилки обычно базируется на использовании одного способа дробления, а другие способы имеют подчиненное значение.

Выбор способа разрушения полезного ископаемого зависит от его твердости, минерального состава, трещиноватости, крупности и необходимого гранулометрического состава дробленого продукта.

Процессы дробления и измельчения применяются для подготовки полезного ископаемого к обогащению. Цель подготовки – раскрытие зерен полезных минералов перед обогащением.

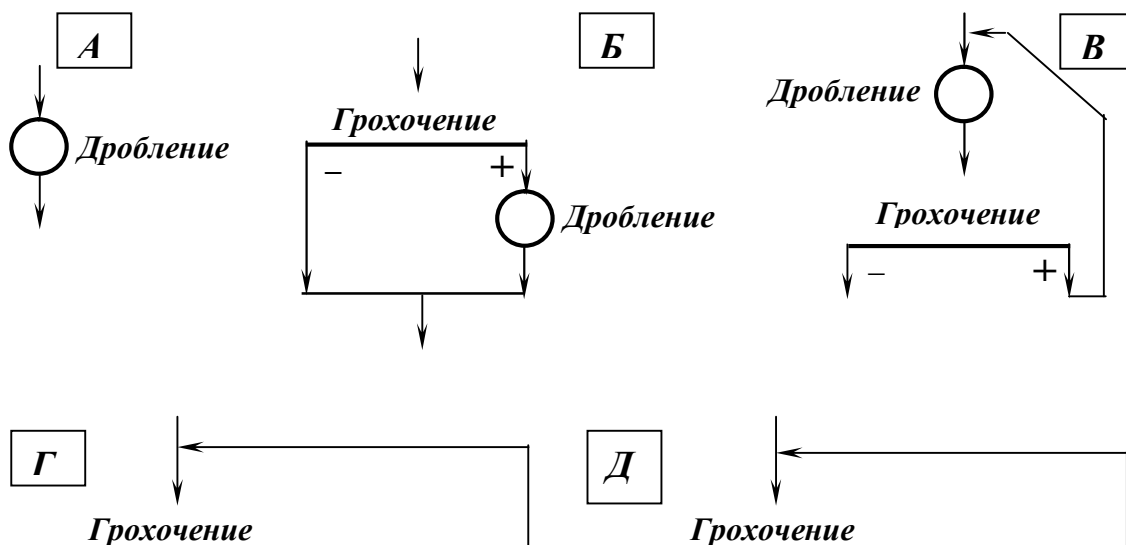
Основные разрушающие усилия, которые используются в дробилках, раздавливание и удар.

Машины для дробления и измельчения, применяемые на обогатительных фабриках, по механико-конструктивным признакам и по основному способу дробления, осуществляемому в них, разделяют на пять основных типов: дробилки щековые, дробилки конусные, дробилки валковые, дробилки ударного действия и барабанные мельницы.

Операция дробления и принадлежащие ей операции грохочения составляют *стадию дробления*. Совокупность стадий дробления образует *схему дробления*. Различают пять разновидностей стадий (одностадиальных схем) дробления (рис. 4.2).

Крупное, среднее и мелкое дробление твердых и хрупких пород выполняют раздавливанием (щековые дробилки и валковые дробилки с гладкими валками), а твердых и вязких пород – раздавливанием с участием истирания (конусные дробилки). Для крупного дробления мягких и хрупких пород используют раскалывание (валковые дробилки с зубчатыми валками), а для среднего и мелкого – удар (молотковые и роторные дробилки).

Дробилки могут работать в открытом и замкнутом циклах. Открытый цикл (схемы А и Б) обычно используется в первой стадии многостадийных схем. Замкнутый цикл (схемы В, Г и Д) позволяет получить дробленый продукт заданной крупности и избежать переизмельчения материала.




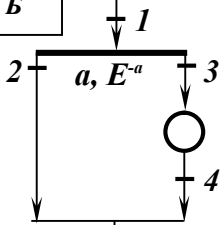
На обогатительных фабриках используют одно-, двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления. Выбор схемы зависит от необходимой степени дробления. Дробление осуществляется в основном сухим способом, мокрое дробление используется при переработке глинистых руд.

Схема подготовительных операций выбирается в зависимости от вещественного состава и физических свойств полезного ископаемого, характеристики вкрапленности полезного минерала и крупности материала, необходимой для обогащения.

Расчет схем дробления производится в определенной последовательности и в соответствии с гранулометрическим составом исходного материала, поступающего в схему дробления, и гранулометрическим составом дробленого материала, полученного в данной стадии дробления.

Формулы для расчета схем дробления приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3 – Расчетные формулы схем дробления

Схема	Расчетные формулы
<div style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: fit-content; margin-bottom: 5px;">А</div> 	$Q_1 = Q_2$
<div style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: fit-content; margin-bottom: 5px;">Б</div> 	$Q_2 = Q_1 b_1^{-a} E^{-a}$ $Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2$ $Q_5 = Q_2 + Q_4 = Q_1$

Закінчення табл. 4.2

Пример. Выполнить расчет технологической схемы цеха дробления обогатительной фабрики производительностью $Q = 400$ т/ч; дробимый материал – медная руда средней твердости; размер максимального куска – в исходном $D_{\max} = 400$ мм, в дробленом продукте $d_{\max} = 20$ мм; гранулометрические составы руды и дробленых продуктов представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Гранулометрические составы исходной руды и дробленых продуктов

Класс, мм	Исх. руда		Дробл. пр. I ст.		Дробл. пр. II ст.	
	γ	$\gamma+d$	γ	$\gamma+d$	γ	$\gamma+d$
+200	20	20	–	–	–	–
100 – 200	30	50	10	–	–	–
50 – 100	20	70	30	40	–	–
20 – 50	15	85	30	70	35	35
10 – 20	10	95	15	85	25	60
0 – 10	5	100	15	100	40	10
						0
итого	100	–	100	–	100	–

1. Расчет технологических показателей и выбор схемы дробления

Определяем показатели схемы дробления.

1.1 Общая степень дробления:

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{400}{20} = 20$$

Поскольку общая степень дробления невелика, может быть принята двухстадиальная схема дробления.

1.2 Средняя степень дробления:

$$S_{cp} = \sqrt{S_{общ}} = \sqrt{20} = 4,5$$

1.3 Степени дробления в отдельных стадиях:

- в I-й стадии назначаем

$$S_1 = 4$$

- тогда степень дробления II-й стадии

$$S_2 = \frac{S_{общ}}{S_1} = \frac{20}{4} = 5$$

1.4 Выбор схемы дробления.

Поскольку в исходной руде, поступающей на ОФ, содержание класса – 100 мм составляет 50 % (см. табл. 1 – грансостав исх. руды), I-й стадии дробления должна предшествовать операция предварительного грохочения. В заключительной стадии дробления рекомендуется использовать предварительное и поверочное грохочение. Таким образом, принимается двухстадиальная схема типа БА (рис. 1).

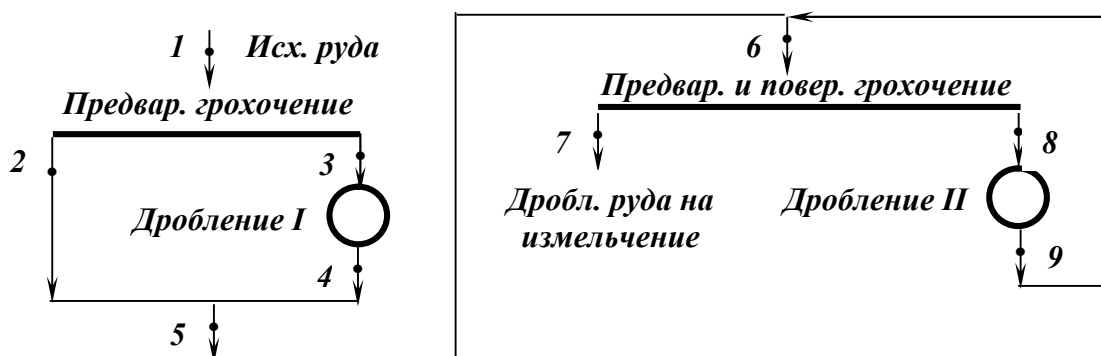


Рис. 1 – Расчетная схема дробления.

1.5 Эффективность грохочения:

- в I-й стадии (колосниковый грохот) $E_1^{-75} = 70 \%$;
- во II-й стадии (виброгрохот) $E_2^{-20} = 85 \%$.

2. Расчет схемы дробления

2.1 Определение масс продуктов I-й стадии дробления:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{-75} \cdot E_1^{-75} = 400 \cdot 0,5 \cdot 0,7 = 140 \text{ т/ч};$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 400 - 140 = 260 \text{ т/ч};$$

$$Q_4 = Q_3 = 260 \text{ т/ч};$$

$$Q_5 = Q_2 + Q_4 = 140 + 260 = 400 \text{ т/ч}.$$

2.2 определение грансостава прод. 5 (с учетом $E_1^{-75} = 70 \%$)

Масса каждого класса в соответствующем продукте определяется:

$$Q_1^{кл} = Q_1 \cdot \frac{\gamma_1^{кл}}{100}, \text{ т/ч};$$

$$Q_2^{кл} = Q_1^{кл} \cdot E_1^{-75}, \text{ т/ч};$$

$$Q_4^{кл} = Q_4 \cdot \frac{\gamma_4^{кл}}{100}, \text{ т/ч};$$

$$Q_5^{кл} = Q_2^{кл} + Q_4^{кл}, \text{ т/ч}.$$

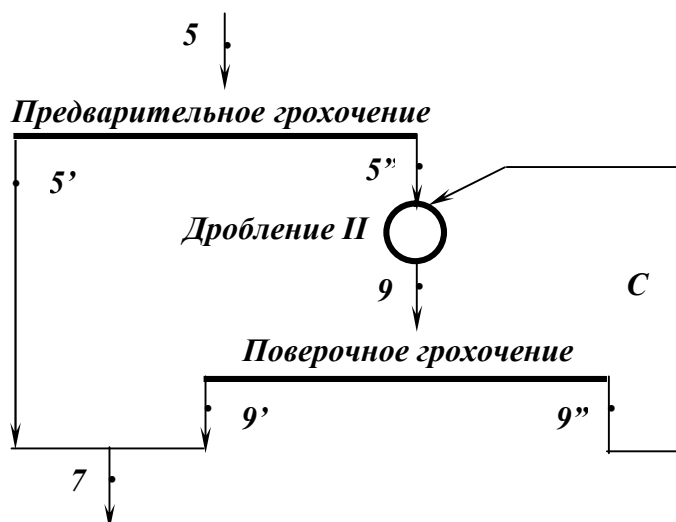
Результаты расчета представлены в табл. 2

Таблица 2 – Грансостав прод. 5

Класс, мм	Q1	Q2	Q4	Продукт 5		
				Q5	γ_5	γ_5^{+d}
+100	200	–	26	26	6,5	6,5
50 – 100	80	56	78	134	33,5	40,0
20 – 50	60	42	78	120	30,0	70,0
10 – 20	40	28	39	67	16,7	86,7
0 – 10	20	14	39	53	13,3	100,0
Итого	400	140	260	400,0	100,0	–

2.3 Представление схемы дробления II-й стадии в развернутом виде.

Для определения оригинального питания, по которому выбирается дробилка, II-я стадия дробления представляется в развернутом виде, т.е. с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения (рис. 2).



Примечания.

1. Дробилку выбирают по прод. 5''.
2. Грохот выбирают по прод. 6.

В соответствии с принятой схемой (рис. 1):

$$Q_6 = Q_5 + Q_9,$$

$$Q_7 = Q_5 = Q_1 = 400 \text{ т/ч.}$$

2.4 Определение крупности продукта 5.

Если рассев произведен не по расчетному (для II-й стадии дробления) классу (в примере 20 мм), то строится характеристика крупности и по ней определяется содержание расчетного класса. В данном примере такой необходимости нет, т.к. содержание класса 20 мм, можно определить из табл. 3: $\beta_5^{+20} = 70,0 \%$ и $\beta_5^{-20} = 30,0 \%$.

2.5 Определение масс продуктов II-й стадии дробления:

$$Q_{5'} = Q_5 \cdot \beta_5^{-20} \cdot E_2^{-20} = 400 \cdot 0,3 \cdot 0,85 = 102 \text{ т/ч;}$$

$$Q_{5''} = Q_5 - Q_{5'} = 400 - 102 = 298 \text{ т/ч.}$$

С использованием результатов ситового анализа прод. 9 (табл.

1) определяем содержание в нем класса – 20 мм: $\beta_9^{-20} = 65 \%$, а затем массы циркулирующей нагрузки С и прод. Q9 и Q6 .

$$C = \frac{Q_{5''} (1 - \beta_9^{-20} \cdot E_2^{-20})}{\beta_9^{-20} \cdot E_2^{-20}} = \frac{298 \cdot (1 - 0,65 \cdot 0,85)}{0,65 \cdot 0,85} = 241,4 \text{ т/ч;}$$

$$Q_9 = Q_{5''} + C = 298,0 + 241,4 = 539,4 \text{ т/ч, т.е. } \gamma_9 = 134,8 \%;$$

$$Q_6 = Q_5 + Q_9 = 400 + 539,4 = 939,4 \text{ т/ч.}$$

2.8 содержание расчетного класса – 20 мм в прод. 7:

$$\beta_7^{-20} = (\beta_5^{-20} + \beta_9^{-20} \cdot \gamma_9) \cdot E_2^{-20} = (0,3 + 0,65 \cdot 1,348) \cdot 0,85 = 0,9998$$

т.е. прод. 7 содержит 99,98 % расчетного класса – 20 мм.

3. Выбор оборудования схемы дробления

Дробилки.

3.1 Требования, которым должны удовлетворять дробилки приведены в табл. 3.

Таблица 3 – Требования к дробилкам

Показатель	I стадия	II стадия
Крупность максимальных кусков в питании, мм	400	100
	75	16
Ширина разгрузочной щели, мм	260	298
Требуемая производительность, т/ч		

3.2 Технологические характеристики выбранных дробилок.

Дробилки выбирают с учетом твердости дробимого материала и требований, указанных в табл. 3. Технологические характеристики выбранных дробилок представлены в табл. 4.

Таблица 4 – Технологические характеристики выбранных дробилок

Стад. дроб.	Тип дробилки	Ширина, мм		Насыпн. пл-ть, т/м ³	Производительность	
		приемн. отверст.	разгруз. щели		м ³ /ч	т/ч
I	ККД 700/75	700	75	2	200	400
II	КМД 2200Гр	140	20		220	440

3.3 Определение числа дробилок с учетом неравномерности нагрузки ($k = 1,1$):

- в I-й стадии:

$$n_1 = k \cdot Q_3 / Q_{др1} = 1,1 \cdot 260 / 400 = 0,72 \Rightarrow 1 \text{ дробилка ККД 700/75;}$$

- во II-й стадии:

$$n_2 = k \cdot Q_5'' / Q_{др2} = 1,1 \cdot 298 / 440 = 0,75 \Rightarrow 1 \text{ дробилка КМД 2200Гр.}$$

Грохоты.

3.4 Определение площади просеивающей поверхности колосникового грохота I-й стадии:

$$F_1 = k \cdot Q_1 / 2,4a = 1,1 \cdot 400 / 2,4 \cdot 75 = 2,44 \text{ м}^2,$$

где a – ширина щели просеивающей поверхности колосникового грохота, мм.

Ширина просеивающей поверхности колосникового грохота должна быть не менее:

$$B \geq 3D_{\max} = 3 \cdot 400 = 1200, \text{ мм},$$

а длина просеивающей поверхности должна быть не менее:

$$L = 2B = 2 \cdot 1200 = 2400, \text{ мм},$$

т.о., площадь просеивающей поверхности:

$$F_{\text{колосн.гр.}} = B \cdot L = 1,2 \cdot 2,4 = 2,88 \text{ м}^2.$$

Следовательно, выгрузку исходной руды целесообразно организовать через бункер и питатель. В противном случае ширина грохота должна была бы быть равной либо ширине кузова автосамосвала, либо длине вагона.

3.4 Определение площади просеивающей поверхности вибрационного грохота II-й стадии:

$$F_2 = kQ_6 / q\rho = 1,1 \cdot 939,4 / 28 \cdot 2 = 18,5 \text{ м}^2$$

Определяем число грохотов ГИТ-71 ($F_{\text{гр}} = 12,5 \text{ м}^2$).

Их число составит:

$$n_2 = F_2 / F_{\text{гр}} = 18,5 / 12,5 = 1,47 \Rightarrow 2$$

Принимаем 2 грохота ГИТ-71.

5 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5

СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Измельчение руд и других материалов осуществляется в барабанных мельницах. Конструктивные типы барабанных мельниц различаются родом измельчающих тел, формой барабана, способом измельчения и способом разгрузки измельченного продукта (рис. 5.1).

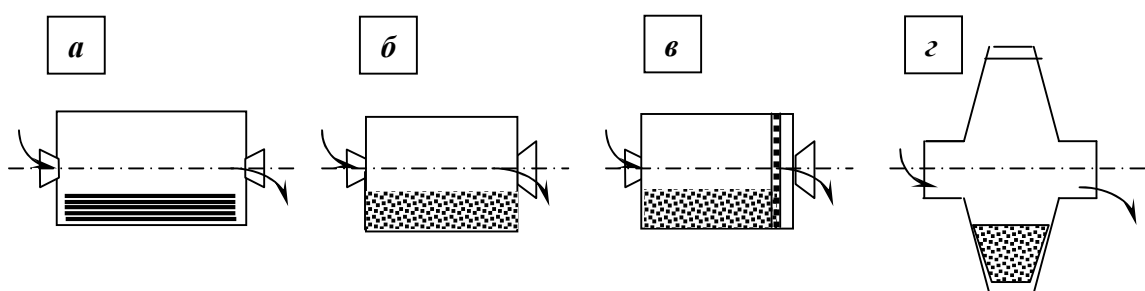


Рис. 5.1 – Барабанные мельницы.

a – стержневая мельница МСЦ; **б** – шаровая мельница МШЦ; **в** – шаровая мельница МШР или рудно-галечная мельница МРГ; **z** – мельница мокрого самоизмельчения ММС.

- стержневые мельницы с центральной разгрузкой МСЦ (рис. 5.1 **a**),
- шаровые мельницы с центральной разгрузкой – МШЦ (рис. 5.1 **б**),
- шаровые и рудно-галечные мельницы с разгрузкой через решетку МШР и МРГ (рис. 5.1 **в**),
- рудные мельницы мокрого самоизмельчения – ММС (рис. 5.1 **z**).

Барабанная мельница (рис. 5.2) представляет собой цилиндрический барабан **1** с торцовыми крышками **2** и пустотелыми цапфами **3**, в которых барабан установлен на подшипниках **4**.

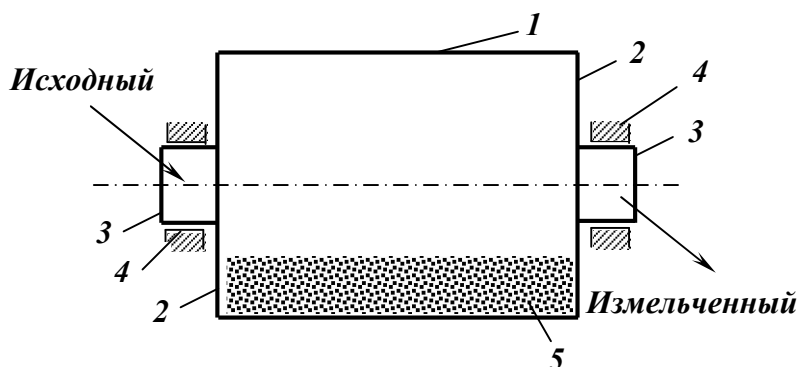


Рис. 5.2 – Схема барабанной мельницы.

- **1** – цилиндрический барабан; **2** – торцовые крышки; **3** – цапфы; **4** – подшипники; **5** – измельчающая среда.

Исходный материал загружается через переднюю цапфу, а измельченный продукт разгружается через заднюю цапфу. Измельчение материала происходит при вращении барабана. Измельчающая среда (стержни, шары, куски руди) и измельчаемый материал поднимаются на некоторую высоту, а затем сползают, скатываются или падают вниз. Основные усилия при измельчении – удар, раздавливание и истирание.

Частота вращения барабана обуславливает скоростной режим работы мельницы: каскадный, водопадный и смешанный (рис. 5.3).

Частота вращения барабана мельницы определяется в долях от критической частоты ($n_{кр}$), которая зависит от диаметра барабана (D):

$$n_{кр} = 42,3D^{-0,5}, \text{ хв}^{-1} \quad (5.1)$$

Каскадный режим (рис. 5.3 *а*) осуществляется при малой частоте вращения барабана (0,5 – 0,6 критической). Измельчение материала производится раздавливанием и истиранием. Каскадный режим используется при мокром измельчении в стержневых мельницах и при сухом измельчении в шаровых мельницах.

Водопадный режим (рис. 5.3 *б*) осуществляется при частоте вращения барабана 0,76 – 0,88 критической. Измельчение материала производится ударом и частично истиранием и раздавливанием. Водопадный режим используется в первой стадии измельчения.

Смешанный режим (рис. 5.3 *в*) характеризуется постепенным переходом от каскадного режима к водопадному. Частота вращения барабана составляет 0,6 – 0,76 критической. Измельчение материала производится ударом, истиранием и раздавливанием. Водопадный режим используется при измельчении в шаровых мельницах.

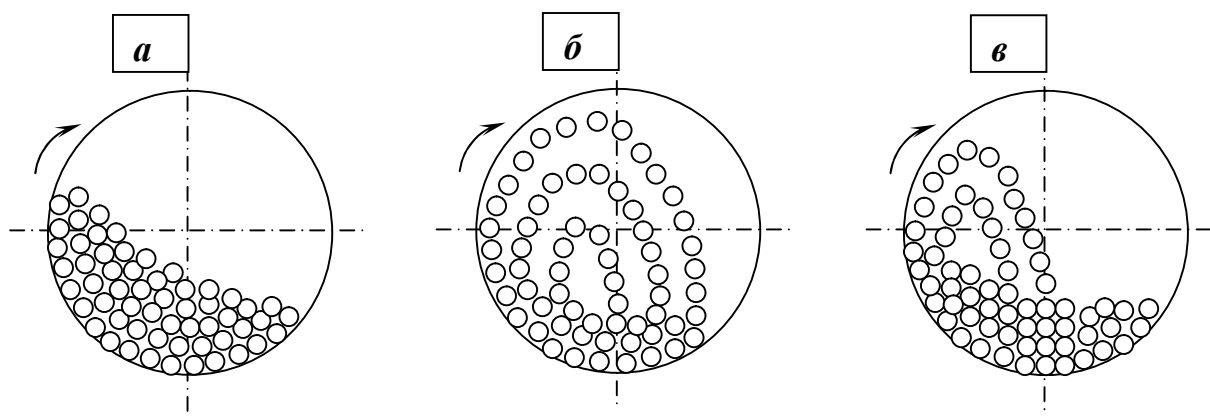


Рис. 5.3 – Режимы работы барабанных мельниц.
а – каскадный; *б* – водопадный; *в* – смешанный.

Выбор типа мельницы зависит от крупности и физических свойств исходного материала, необходимой крупности измельченного продукта и шламообразования при измельчении (табл. 5.1).

Таблица 5.1 – Крупность продуктов измельчения

Тип мельницы	Крупность продуктов, мм	
	исходного	измельченного
Мельница стержневая с центральной разгрузкой (МСЦ)	до 20	0,5 - 6
Мельница шаровая с центральной разгрузкой (МШЦ)	10 - 15	до 0,2
Мельница шаровая с разгрузкой через решетку (МШР)	до 40	до 0,4
Мельница рудного самоизмельчения (ММС)	до 500	0,2 - 25
Мельница рудно-галечная (МРГ)	до 25	0,1 – 0,5

Производительность барабанных мельниц зависит от удельной производительности, объема барабана, крупности исходного и измельченного продуктов:

$$Q = qV / (\beta - \alpha) , \text{ т/ч}, \quad (5.2)$$

где V – объем барабана мельницы, м^3 ; q – удельная производительность мельницы по расчетному классу, $\text{т/ч} \cdot \text{м}^3$; α и β – содержание расчетного класса крупности в исходном и измельченном продуктах, доли ед.

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой (МСЦ) применяют в первой стадии для мокрого грубого измельчения различных материалов крупностью до 20 мм (иногда до 40 мм) с получением измельченного продукта крупностью 0,5 – 6 мм. Стержневые мельницы используют в схемах переработки полиметаллических, магнетитовых, оловянных, вольфрамитовых руд.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) и с разгрузкой через решетку (МШР) используют для получения тонкоизмельченного равномерного продукта с максимальной крупностью до 0,2 – 0,4 мм при крупности исходного 10 – 15 мм. Чтобы избежать переизмельчения материала, шаровые мельницы обычно работают в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Мельницы рудного самоизмельчения и рудно-галечные (ММС и МРГ) используют при переработке медномолибденовых, железных, золотосодержащих, алмазосодержащих и других руд. Сущность процесса самоизмельчения состоит в том, что крупные куски руды, измельчаясь сами, в то же время измельчают куски меньшей крупности. Крупные куски служат измельчающей средой, а мелкие – измельчаемым материалом. В мельницы самоизмельчения загружается руда крупностью до 300 – 500 мм, в результате измельчения получают измельченный продукт крупностью 0 – 6 мм.

Операция измельчения и принадлежащие ей операции классификации составляют *стадию измельчения*. Совокупность стадий измельчения образует *схему измельчения*. Различают пять разновидностей стадий (одностадиальных схем) измельчения (рис.5.4).

Измельчение руд производится ударом, истиранием и раздавливанием.

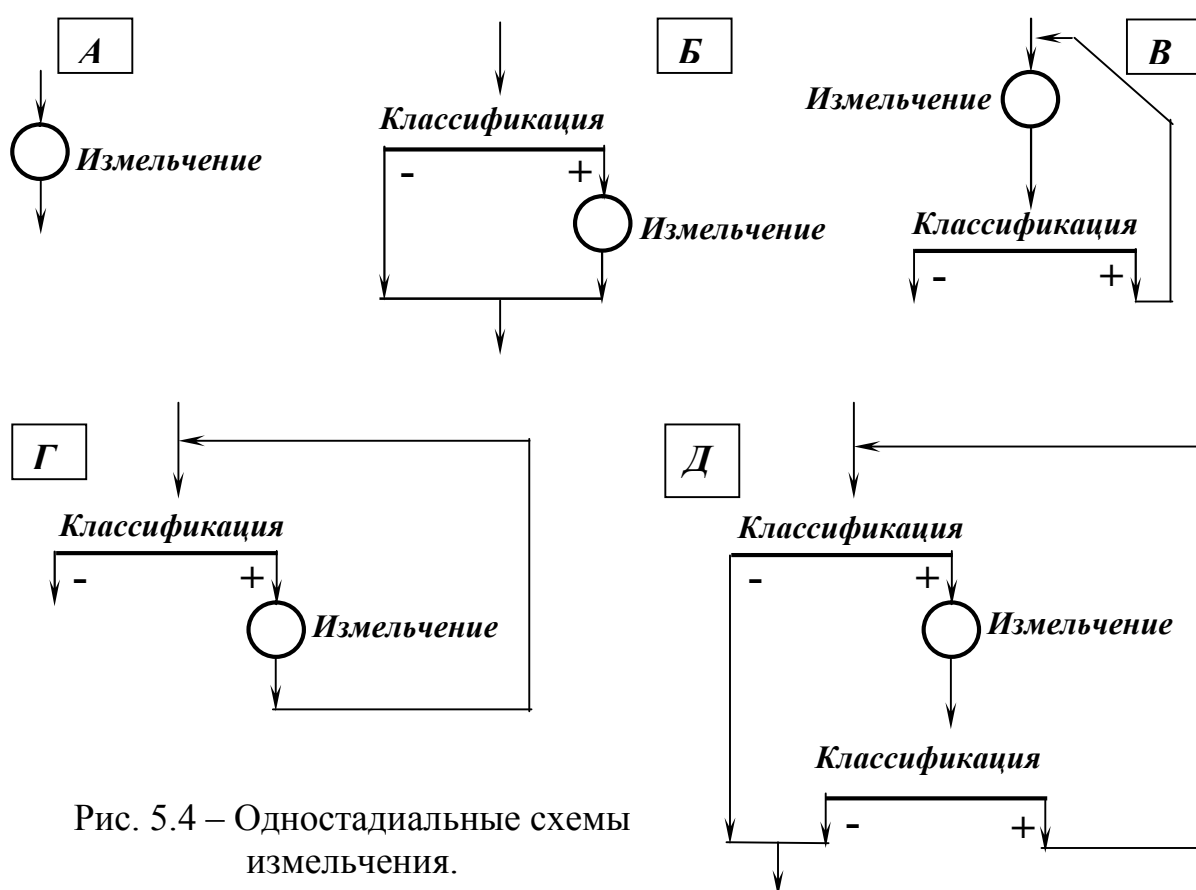


Рис. 5.4 – Одностадиальные схемы измельчения.

Мельницы могут работать в открытом и замкнутом циклах. Открытый цикл (схемы А и Б) обычно используется в первой стадии многостадийных схем. Замкнутый цикл (схемы В, Г и Д) позволяет получить измельченный продукт заданной крупности и избежать

переизмельчения материала. На обогатительных фабриках используют одно-, двух-, трех- и четырехстадиальные схемы измельчения. Выбор схемы зависит от необходимой степени измельчения. Измельчение, как правило, осуществляется мокрым способом, сухое измельчение используется, главным образом, при сухом обогащении измельченного продукта.

Схема подготовительных операций выбирается в зависимости от вещественного состава и физических свойств полезного ископаемого, характеристики вкрапленности полезного минерала и крупности материала, необходимой для обогащения.

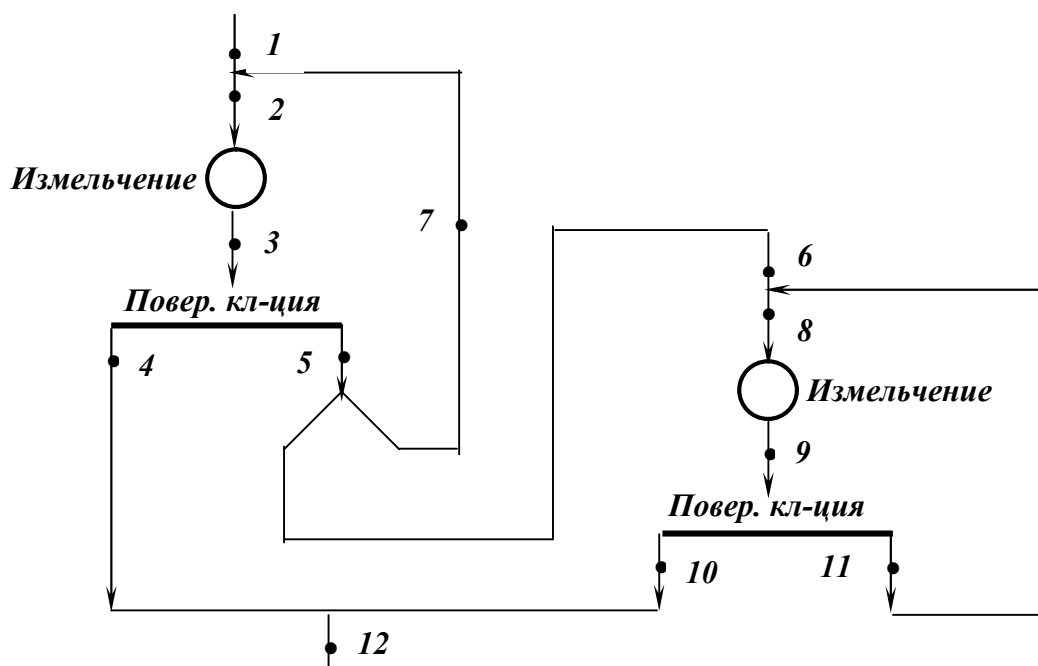
Пример. Выполнить расчет технологической схемы отделения измельчения обогатительной фабрики производительностью $Q = 400$ т/ч; измельчаемый материал – медная руда средней твердости; вкрапленность полезных минералов неравномерна по крупности; содержание расчетного класса ($-0,074$ мм) в продуктах схемы приведено в табл. 1; предварительными испытаниями установлено, что рациональным вариантом будет схема ЖВ (с частично замкнутым циклом в I-й стадии и с полностью замкнутым циклом во II-й стадии).

Таблица 1 – Содержание расчетного класса в продуктах схемы

№ продукта	1	3	4, 10, 12	5, 6, 7	9	11
Содержание расчетного класса, %	5	30	60	10	40	8

Пески I-й стадии делятся в заданном соотношении:

$$n = \frac{Q_6}{Q_5} = 0,75; \quad n-1 = \frac{Q_7}{Q_5} = 0,25.$$



1. Определение масс продуктов

• I-й стадии измельчения:

$$\begin{cases} Q_1 = Q_4 + Q_6 \\ Q_1\beta_1 = Q_4\beta_4 + Q_6\beta_6 \end{cases} \quad \text{при } Q_6 = nQ_5 \text{ получим:}$$

$$Q_5 = Q_1 \cdot \frac{\beta_4 - \beta_5}{n(\beta_4 - \beta_1)} = 400 \cdot \frac{60 - 10}{0,75 \cdot (60 - 5)} = 484,4 \text{ т/ч;}$$

$$Q_6 = nQ_5 = 0,75 \cdot 484,4 = 363,3 \text{ т/ч;}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6 = 484,4 - 363,3 = 121,1 \text{ т/ч;}$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_7 = 400 + 121,1 = 521,1 \text{ т/ч;}$$

$$\beta_2 = \frac{Q_1\beta_1 + Q_7\beta_7}{Q_2} = 6,2 \text{ \% ;}$$

$$Q_4 = Q_3 - Q_5 = 521,1 - 484,4 = 36,7 \text{ т/ч;}$$

• II-й стадии измельчения:

$$Q_{12} = Q_1 = 300 \text{ т/ч;}$$

$$Q_{10} = Q_{12} - Q_4 = 300 - 36,7 = 263,3 \text{ т/ч;}$$

$$Q_{11} = Q_{10} \cdot \frac{\beta_{10} - \beta_9}{\beta_9 - \beta_{11}} = 263,3 \cdot \frac{60 - 40}{40 - 8} = 227,0 \text{ т/ч;}$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_{10} + Q_{11} = 263,3 + 227,0 = 490,3 \text{ т/ч.}$$

2. Выбор оборудования

Мельницы

В I-ю стадию измельчения поступает руда крупностью 0-20 мм, содержание расчетного класса – 0,074 мм в исходном продукте $\beta_u = \beta_1 = 5\%$, в конечном – $\beta_k = \beta_4 = 60\%$. В I-й стадии принята к установке стержневая мельница с центральной разгрузкой – МСЦ-3600х5500 с объемом $V = 49\text{ м}^3$ и удельной производительностью $q = 1,3\text{ т/ч}\cdot\text{м}^3$.

Во II-ю стадию измельчения поступает руда крупностью 0-3 мм, содержание расчетного класса – 0,074 мм в исходном продукте $\beta_u = \beta_6 = 10\%$, в конечном – $\beta_k = \beta_{10} = 60\%$. В II-й стадии принята к установке шаровая мельница с центральной разгрузкой – МШЦ-3600х5500 с объемом $V = 49\text{ м}^3$ и удельной производительностью $q = 1,15\text{ т/ч}\cdot\text{м}^3$.

Определяем *производительность мельниц и их число*:

$$Q_M = \frac{qV_M}{\beta_k - \beta_u}; \quad n_M = \frac{kQ_{\text{нум}}}{Q_M}.$$

Результаты расчета приведены в табл. 2

Таблица 2 – Производительность мельниц и их число

Стад.	Мельница	q	V	β_k	β_u	Q_M	$Q_{\text{нум}}$	n_M
I	МСЦ 3600х5500	1,30	49	60	5	116	400	4
II	МШЦ 3600х5500	1,15	49	60	10	113	363,3	4

Таким образом, принят вариант с установкой 4 мельниц МСЦ 3600х5500 в 1-й стадии и 4 мельниц МШЦ 3600х5500 во 2-й стадии.

Гидроциклоны

Для классификации измельченного продукта I-й и II-й стадии измельчения ($Q_3 = 521,1$ и $Q_9 = 590,3\text{ т/ч}$) приняты гидроциклоны ГЦ-710.

Производительность гидроциклона и необходимое их число определяется по формулам:

$$Q_{гц} = 200D^2, \text{т/ч}; \quad n = 1,1 \frac{Q_{пум}}{Q_{гц}}.$$

Результаты расчета приведены в табл. 3.

Таблица 3 – Производительность и число гидроциклонов

Стадия	$Q_{пум}$, т/ч	$Q_{гц}$, т/ч	$n_{гц}$ (расч.)	$n_{гц}$ (устан.)
I	521,1	100	6	8
II	590,3	100	7	8

По технологическим соображениям к установке приняты ГЦ-710 (удобство компоновки – по два гидроциклона на каждую мельницу). Но гидроциклоны принимают со 100%-ным резервом, т.о., у каждой мельницы будет установлено по 4 гидроциклона – 2 рабочих и 2 резервных.

6 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 6

СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ

Флотация – процесс обогащения, который основан на различии в физико-химических свойствах минералов.

Способность минеральных зерен закрепляться на поверхности раздела жидкость-газ зависит от смачиваемости минеральной поверхности водой. *Смачиваемость* – явление взаимодействия поверхности минеральной частицы с молекулами воды. Смачиваемость зависит от величины свободной поверхностной энергии частицы. Если свободная поверхностная энергия частицы велика, то она хорошо смачивается водой. В зависимости от смачиваемости поверхности твердых тел водой они классифицируются на несмачиваемые – гидрофобные и смачиваемые – гидрофильные.

Сульфиды тяжелых металлов и самородные металлы (сульфиды свинца, меди, цинка, молибдена, кобальта, железа и других, золото, серебро, платина) характеризуются естественной гидрофобностью и избирательной способностью адсорбировать на своей поверхности сульфгидрильные собиратели (ксантогенаты).

Окисленные минералы тяжелых металлов (карбонаты, сульфаты, гидраты и силикаты меди, свинца, цинка и смешанных руд) не обладают естественной гидрофобностью. Они флотируются жирны-

ми кислотами и их мылами или ксантогенатами после предварительной сульфидизации поверхности сульфидом натрия.

Разделение гидрофобных и гидрофильных частиц осуществляется флотацией.

Процесс флотации осуществляется в результате *элементарного акта флотации* (прилипание минеральных частиц к пузырькам воздуха). Основой элементарного акта флотации являются физико-химические явления, которые протекают на границе раздела трех фаз – твердой, жидкой и газообразной. Наиболее важная физико-химическая характеристика процесса состоит в смачиваемости поверхности твердой фазы и изменении ее свойств при сорбции флотореагентов.

Количественная оценка смачиваемости – *краевой угол смачивания*, который образуется между касательной к поверхности капли (или пузырька воздуха) и поверхностью минерала (рис. 6.1).

Величина краевого угла смачивания Θ изменяется от 0 до 180° и зависит от сил поверхностного натяжения на границе раздела фаз. Линия, по которой граница раздела «газ-жидкость» соприкасается с поверхностью твердого тела, называется *периметром смачивания*.

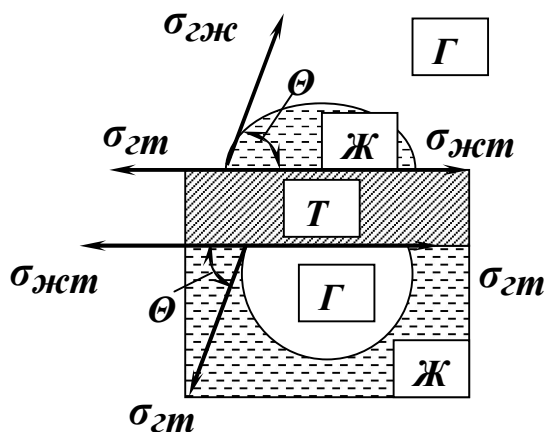


Рис. 6.1 – Схема сил поверхностного натяжения на границе раздела трех фаз.

Растекание капли воды по поверхности минерала прекратится при равновесии сил поверхностного натяжения:

$$-\sigma_{гт} + \sigma_{жт} + \sigma_{гж} \cdot \cos \Theta = 0,$$

откуда

$$\cos \Theta = (\sigma_{гт} - \sigma_{жт}) / \sigma_{гж}, \quad (6.1)$$

где $\sigma_{гт}$, $\sigma_{жт}$, $\sigma_{гж}$ - поверхностное натяжение на границе раздела фаз «газ – твердое», «жидкость – твердое» и «газ – жидкость», Н/м.

Малые значения краевого угла смачивания соответствуют гидрофильным поверхностям, гидрофобным частицам соответствуют большие значения краевого угла смачивания. Воздух легко выжимает воду с поверхности гидрофобных частиц, а вода легко выжимает воздух с поверхности гидрофильных частиц. Таким образом, сила прилипания зависит от степени гидрофобности поверхности частицы, величины пузырька и плотности пульпы.

Изменение смачиваемости минеральной поверхности при флотации осуществляется введением в пульпу флотационных реагентов, которые влияют на толщину и устойчивость гидратных слоев. Подготовка минеральных поверхностей к флотации сводится к подаче определенных реагентов, которые увеличивают гидрофобность флотируемых частиц и гидрофильность нефлотируемых частиц.

Успешная флотация невозможна без аэрации пульпы. *Аэрация пульпы* – процесс насыщения ее воздушными пузырьками, которые при флотации имеют размер от 0,05 до 1 мм. Формирование мелких воздушных пузырьков и предупреждение их коалесценция (слипания) достигается вводом поверхностно-активных реагентов (вспенивателей).

Минеральная частица и воздушный пузырек образуют комплекс, который всплывает на поверхность пульпы. Завершающей фазой флотационного процесса является образование на поверхности пульпы слоя минерализованной пены. Таким образом, процесс флотации включает адсорбцию реагентов на границах раздела «жидкость – твердое» и «газ – жидкость», прилипание частиц к воздушным пузырькам и образование минерализованной пены.

Флотационные реагенты – вещества, которые вводятся в пульпу для создания благоприятных условий флотационного разделения минеральных частиц.

Флотационные реагенты делятся на пять групп: *собиратели* или *коллекторы*, *вспениватели* или *пенообразователи*, *активаторы*, *депрессоры* и *регуляторы среды*. Три последних группы реагентов объединяют под общим названием *модификаторы*.

Собиратели – вещества, которые имеют способность к сорбции на границе раздела фаз «жидкость – твердое». Сорбция увеличивает краевой угол смачивания флотируемого минерала и его гидрофобность. Ксантогенаты и дитиофосфаты являются наиболее распространенными собирателями при флотации руд цветных металлов.

Вспениватели – вещества, которые сорбируются на границе раздела фаз «жидкость – газ (воздух)», в результате чего уменьшает-

ся поверхностное натяжение. Добавление вспенивателей (крезол, ксиленол, фенольные древесные масла, спирты и др.) в процесс повышает степень аэрации пульпы, стабильность и дисперсность пены.

Модификаторы (активаторы, депрессоры и регуляторы среды) – флотационные реагенты, которые используются для регулирования взаимодействия собирателя с минералами. При вводе в пульпу модификатора собиратель гидрофобизирует одни минералы и не оказывает заметного действия на другие, т.е. использование модификаторов увеличивает селективность действия собирателя на минералы. Модификаторы представляют собой различные химические соединения (соли, кислоты, щелочи, электролиты, органические и неорганические вещества), которые отличаются составом, структурой и свойствами. Модификаторы взаимодействуют с минералами, собирателями и ионами, которые содержатся в пульпе.

В практике флотации используют:

– *активаторы*: медный купорос $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ (активация сфалерита), сульфид натрия Na_2S (активация окисленных минералов руд цветных металлов), серная кислота H_2SO_4 (активация пирита), щелочи (активация силикатов) и др.;

– *депрессоры*: цианид натрия $NaCN$ (депрессия сфалерита, пирита, сульфидов меди), бихромат калия K_2CrO_7 (депрессия сульфидов свинца), силикат натрия Na_2SiO_3 (депрессия кварца и других породных минералов), известь CaO (депрессия пирита), сульфид натрия Na_2S (депрессия сульфидных минералов) и др.;

– *регуляторы среды*: щелочи и кислоты (известь CaO , едкий натр $NaOH$, сода Na_2CO_3 , серная кислота H_2SO_4 и др.) изменяют pH среды и таким образом влияют на процесс флотации.

Близость флотационных свойств разных по составу минералов определяет сложность технологии флотационного обогащения полезных ископаемых.

Аппараты, в которых осуществляется процесс флотации, называются *флотационными машинами*. Назначение флотационных машин – создание условий для смешивания пульпы с тонкодисперсным воздухом, обеспечение прилипания минеральных частиц к пузырькам и извлечение образовавшихся комплексов в пенный слой.

При обогащении руд цветных металлов используют механические и пневмомеханические флотационные машины (рис. 6.2).

Механическая флотационная машина (рис. 6.2 *а*) состоит из ряда двухкамерных секций. Каждая секция состоит из всасывающей и прямоточной камер 1. Воздушная труба 4 и вал 2 с импеллером 3 размещены в центре каждой камеры. Вращение вала с импеллером приводит к засасыванию и перемешиванию пульпы. При всасывании в камеру пульпа эжектирует атмосферный воздух и насыщается

им. Импеллер выбрасывает пульпу, смешанную с воздухом, в камеру. Турбулизация смеси приводит к образованию большого количества мелких пузырьков.

Обработанные реагентами минеральные частицы встречаются с воздушными пузырьками, закрепляются на них и создают комплекс «частица – пузырек».

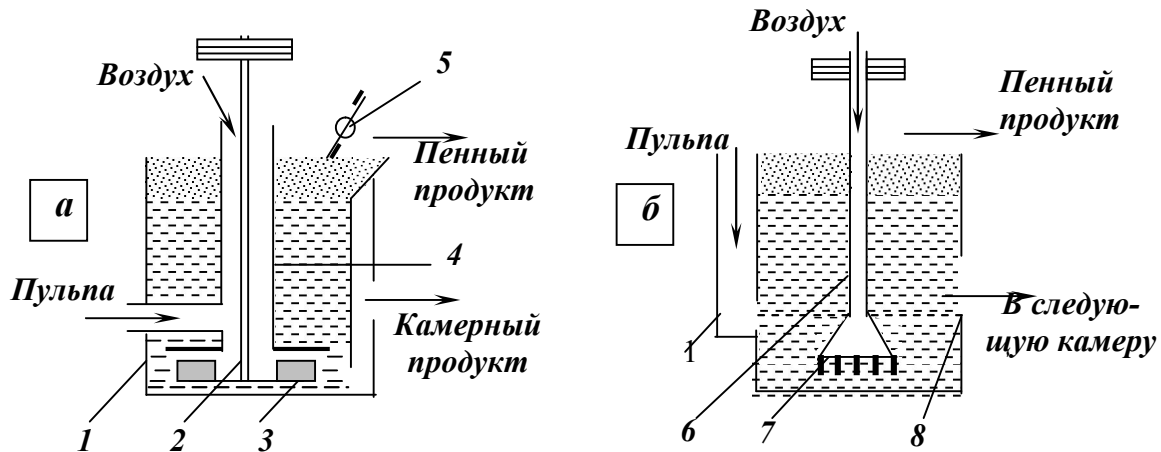


Рис. 6.2 – Схемы флотационных машин.

а – механической; **б** – пневмомеханической.

1 – камера; **2** – вал; **3** – импеллер; **4** – воздушная труба блока аэратора; **5** – пеноъемник; **б** – пустотелый вал; **7** – аэратор; **8** – окно.

Минерализованные пузырьки всплывают на поверхность пульпы и образуют пенный слой. Пенный продукт (обычно концентрат) отделяется пеноъемником **5** и направляется на обезвоживание или перемещение. Несфлотированный материал перемещается в следующую камеру или выдается из последней камеры как камерный продукт (обычно отходы).

Механические флотационные машины применяются для обогащения материала крупностью до 1 мм на обогатительных фабриках малой производительности, в перемешивающих операциях и в циклах разделения коллективных концентратов. Механические флотационные машины являются наиболее универсальными, поэтому они используются для обогащения многих полезных ископаемых.

Пневмомеханическая флотационная машина (рис. 6.2 **б**) состоит из четырех камерных или шестикамерных секций. Механические камеры могут быть включены для подсосывания продуктов и для приема пульпы (первая камера). Аэратор **7** служит только для перемешивания пульпы с воздухом, который подается по пустотелому

валу б. Аэратор диспергирует воздух и не может засасывать пульпу. Камеры соединяются между собой через отверстия δ в боковых стенках. Пневмомеханические флотационные машины используются на обогатительных фабриках большой и средней производительности. Они имеют более высокую скорость флотации и меньший расход электроэнергии в сравнении с механическими машинами. Пневмомеханические флотационные машины применяются в межцикловой, основной и контрольной операциях при обогащении руд цветных металлов и других полезных ископаемых.

Основные факторы, влияющие на эффективность процесса флотации и производительность машины, следующие: минеральный состав ценных и породных компонентов, крупность и гранулометрический состав питания флотации, температура и плотность пульпы, продолжительность флотации и степень аэрации, конструкция машины, схема флотации.

Схемы флотации полезных ископаемых подразделяются на схемы селективной и схемы коллективно-селективной флотации (рис. 6.3).

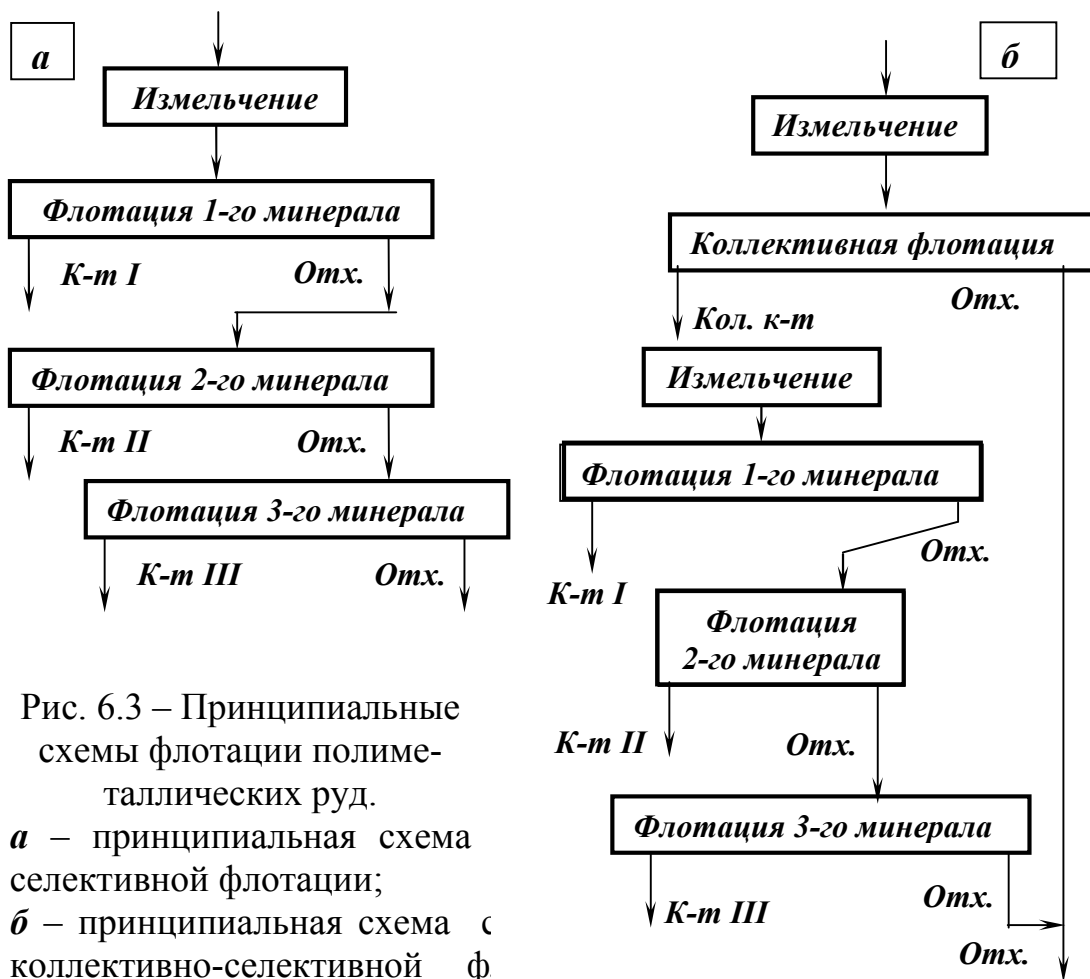


Рис. 6.3 – Принципиальные схемы флотации полиметаллических руд.

а – принципиальная схема селективной флотации;
б – принципиальная схема коллективно-селективной флотации.

Схемы селективной флотации (рис. 6.3 а) предусматривают последовательное выделение из полезного ископаемого ценных компонентов в виде отдельных концентратов.

Схемы коллективно-селективной флотации (рис. 6.3 б) предусматривают извлечение в коллективный концентрат всех ценных компонентов с последующим разделением его на отдельные концентраты.

Схемы флотации подразделяются на отдельные циклы и стадии в зависимости от свойств обогащаемого материала и требований к конечным продуктам. Каждая стадия может включать один или несколько циклов. Каждый цикл может включать несколько последовательных операций: основную, перечистную, контрольную (рис. 6.4).

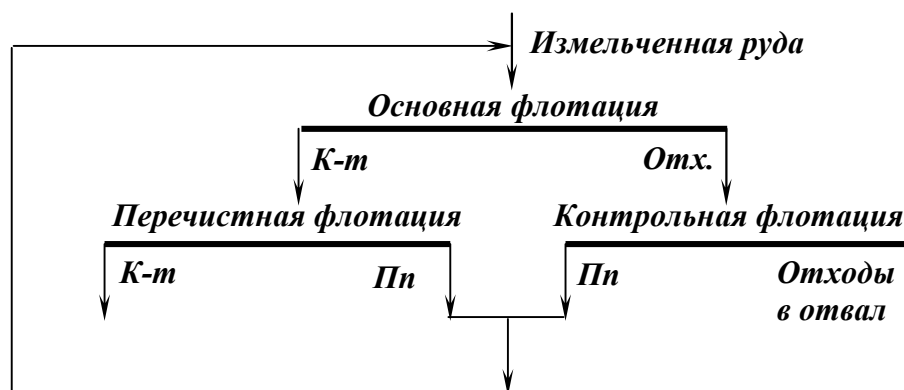


Рис. 6.4 – Операции флотации.

Основная флотация является первой операцией в каждом цикле, она предназначена для обеспечения максимально возможного извлечения ценного компонента.

Перечистная флотация – операция повторной флотации концентрата предыдущей операции, для повышения его качества.

Контрольная флотация – операция повторной флотации отходов для повышения степени извлечения ценного компонента.

Схема флотации для каждой руды определяется особенностями ее вещественного состава, свойств слагающих ее минералов и их поведением в процессах измельчения и флотации.

Пример. Рассчитать схему флотации медной руды при следующих исходных данных: производительность обогатительной фабрики $Q_{\text{ОФ}} = 400$ т/ч; вкрапленность рудных минералов – неравномерная по крупности; содержание расчетного компонента (меди) в продуктах схемы приведено в табл. 1.

Таблица 1 – Содержание расчетных компонентов в продуктах схемы

№ прод.	1	3	4	5, 13	6	7	8, 21	11	17	18	19	20
$Cu, \beta, \%$	1,2	2,7	0,6	6,5	0,9	0,8	0,08	0	10,3	1,6	13,8	5,4

В основную **Cu**-флотацию поступает материал, измельченный до крупности 55 – 60 % класса – 0,074 мм. Черновой концентрат после I-й перечистки для раскрытия сростков доизмельчается по схеме Г до крупности 90 – 95 % расчетного класса.

Схема флотации приведена на рис. 1.

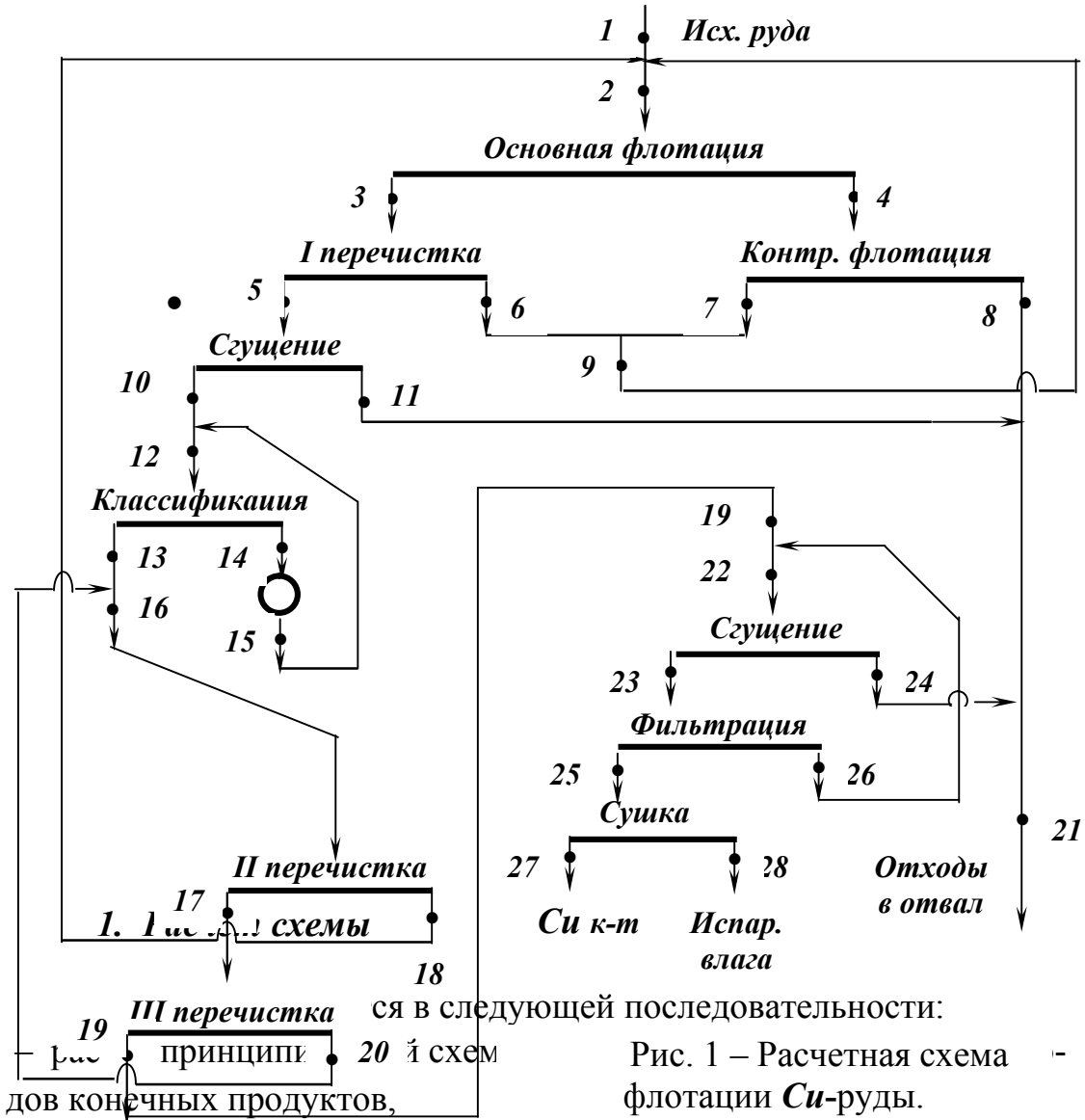
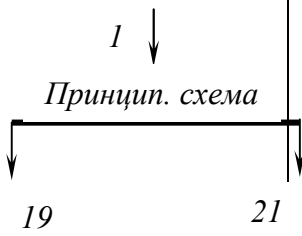
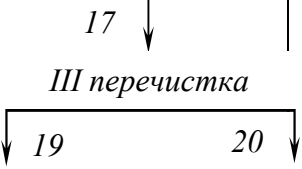
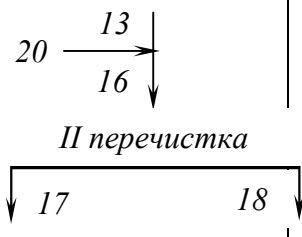
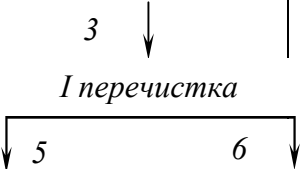
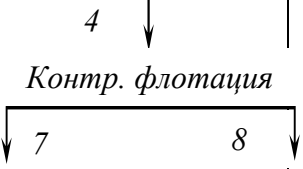


Рис. 1 – Расчетная схема флотации **Cu**-руды.


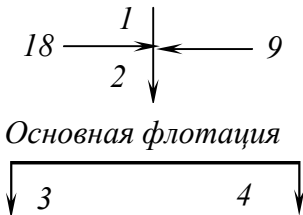
– расчет полной схемы (схема разбивается на типовые узлы, составляются балансовые уравнения и определяются неизвестные выходы продуктов и содержания расчетных компонентов).
Результаты расчета схемы приведены в табл. 2.

Таблица 2 – Результаты расчета схемы обогащения **Си**-руды

Узел	Балансовые уравнения	Результаты расчета
1	2	3
	$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{19} + \gamma_{21} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{19} \beta_{19} + \gamma_{21} \beta_{21} \end{cases}$	$\begin{aligned} \gamma_{19} &= 8,16 \\ \gamma_{21} &= 91,84 \\ \gamma_{21} &= \gamma_8 \end{aligned}$
	$\begin{cases} \gamma_{17} = \gamma_{19} + \gamma_{20} \\ \gamma_{17} \beta_{17} = \gamma_{19} \beta_{19} + \gamma_{20} \beta_{20} \end{cases}$	$\begin{aligned} \gamma_{17} &= 13,99 \\ \gamma_{20} &= 5,83 \end{aligned}$
	$\begin{cases} \gamma_{13} + \gamma_{20} = \gamma_{17} + \gamma_{18} \\ \gamma_{13} \beta_{13} + \gamma_{20} \beta_{20} = \gamma_{17} \beta_{17} + \gamma_{18} \beta_{18} \end{cases}$ $\gamma_{16} = \gamma_{13} + \gamma_{20}$	$\begin{aligned} \gamma_{13} &= 28,05 \\ \gamma_5 &= \gamma_{13} \\ \gamma_{18} &= 19,89 \\ \gamma_{16} &= 33,88 \\ \beta_{16} &= 6,31 \end{aligned}$
	$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_5 \beta_5 + \gamma_6 \beta_6 \end{cases}$	$\begin{aligned} \gamma_3 &= 88,22 \\ \gamma_6 &= 60,17 \end{aligned}$
	$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_4 \beta_4 = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8 \end{cases}$	$\begin{aligned} \gamma_4 &= 330,62 \\ \gamma_7 &= 238,78 \end{aligned}$

Продолжение табл. 2

1	2	3
---	---	---

	$\gamma_9 = \gamma_6 + \gamma_7$	$\gamma_9 = 298,95$ $\beta_9 = 0,82$
	$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_9 + \gamma_{18}$ или $\gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4$	$\gamma_2 = 418$ $\beta_2 = 1,04$

В примере не приведен расчет операции доизмельчения промпродукта до крупности 90 – 95 % класса – 0,074 мм, а также операций сгущения, поскольку содержание расчетных компонентов в этих операциях не изменяется.

2. Выбор оборудования

Выбор типа флотационной машины осуществляется на основе технико-экономического сравнения и с учетом конструктивных и технологических особенностей каждого из конкурирующих вариантов.

Механические флотационные машины применяются для флотации пульп обычной крупности (максимальная крупность до 1 мм при содержании класса –0,074 мм не менее 50 %). Они обеспечивают безнасосное возвращение промпродуктов из предшествующей перечистки в последующую. Машины механического типа применяются на обогатительных фабриках малой производительности при отсутствии воздушного хозяйства, а также в перечистных операциях и циклах разделения коллективных концентратов с относительно небольшими выходами.

Пневмомеханические флотационные машины на обогатительных фабриках используются чаще всего. Это обусловлено тем, что они обеспечивают высокую скорость флотации и меньший удельный расход электроэнергии в сравнении с механическими машинами. Кроме того, в этих машинах возможно регулирование аэрации пульпы в широком диапазоне (расход воздуха может составлять до 1,8 м³/мин на 1 м³ пульпы). Пневмомеханические машины применяются при флотации рядовых пульп (до 40 % твердого и не менее 50 % класса –0,074 мм). Установка пневмомеханических машин целесообразна в операциях межцикловой, основной и контрольной флотаций на фабриках большой и средней производственной мощности,

их следует также устанавливать в перечистных операциях при больших выходах пенных продуктов. В пневмомеханическую машину могут быть включены механические камеры для подсасывания продуктов и для приема пульпы (первая камера).

Необходимое число камер механической флотационной машины рассчитывается для каждой отдельной операции по формуле:

$$n = \frac{kQ(1 + R\delta)\tau}{60k_3V\delta}$$

где k – коэффициент неравномерности нагрузки ($k = 1,10 - 1,15$); Q – питание операции флотации, т/ч; R – разжиженность питания флотации, м³/т; δ – плотность твердой фазы питания, т/м³; τ – продолжительность флотации, мин; k_3 – коэффициент заполнения камеры пульпой ($k_3 = 0,7 - 0,8$); V – геометрический объем камеры, м³.

Продолжительность флотации τ в отдельных операциях принимается по данным исследований и с учетом опыта работы обогащительных фабрик, которые перерабатывают аналогичное сырье. В зависимости от свойств флотируемых руд время флотации составляет для легкофлотируемых руд $\tau = 5 - 15$ мин., для среднефлотируемых – $\tau = 15 - 30$ мин., для труднофлотируемых – $\tau > 30$ мин.

При флотации руд цветных металлов разжиженность пульпы в основной и контрольной флотации составляет $2 - 5$ м³/т, в перечистных операциях – $3 - 5$ м³/т.

Контактные чаны предназначены для перемешивания пульпы и насыщения ее реагентами. Расчет контактных чанов осуществляется по той же формуле, в которой τ – необходимая продолжительность контакта пульпы с реагентом, мин; $k_3 = 0,80 - 0,85$ – коэффициент заполнения контактного чана; V – геометрический объем чана, м³; остальные обозначения см. выше.

На основании изложенного остановим свой выбор на флотомашинах пневмомеханического типа (большие производительность и выходы продуктов).

Расчет числа камер для каждой операции приведен в табл. 3 (в расчете приняты: $k = 1,10$; $k_3 = 0,85$; $\delta = 2,8$ т/м³).

Таблица 3 – Расчет числа камер в операциях флотации

Операция	Q , т/ч	R м ³ /т	τ , мин	V , м ³	$n_{кам}$	$n_{ФМ}$	$T_{уп}$
Осн. флотация	1675,4	3	5	40	16	4x4	ФПМ 40
Контр. флотация	1322,5	3	6	40	16	4x4	ФПМ 40
I перечистка	352,9	5	3	40	4	1x4	ФПМ 40

II перечистка	135,5	5	3	16	4	1x4	ФПМ 16
III перечистка	56,0	5	3	6,3	4	1x4	ФПМ 6,3

Схема флотации укомплектована однотипным оборудованием – пневмомеханическими машинами, при этом первые камеры перечисток механического типа (безнасосный транспорт продуктов).

3. Реагентный режим

Суммарный расход реагентов на тонну перерабатываемой руды (X_1), за 1 час работы ОФ (X_2) и за год (X_3) с указанием точек подачи приведены в табл. 4.

Таблица 4 – Суммарный расход реагентов и точки их подачи

Реагент	Расход реагентов			Точки подачи
	X1, кг/т	X2, кг/ч	X3, тыс. т/г	
Бутиловый ксантогенат	0,03	12	100,8	осн. и контр. флотация, I перечистка.
T-66	0,12	48	403,2	осн. и контр. флотация.
Na ₂ S	1,20	480	4032,0	Осн. и контр. флотация, I перечистка.
CaO	2,50	1000	8400,0	Измельчение, доизмельчение.
Na ₂ SiO ₃	0,40	160	1344,0	Осн. флотация, II и III перечистки.

7 ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 7

ВОДНО-ШЛАМОВЫЕ СХЕМЫ

Переработка полезных ископаемых в большинстве случаев осуществляется в водной среде или суспензии, поэтому продукты обогащения содержат воду в количестве от 30 до 90 %. Отделение воды из продуктов обогащения перед последующей переработкой или транспортированием является необходимым технологическим процессом.

Обезвоживание – процесс отделения воды из полезного ископаемого или продукта обогащения. Процессы обезвоживания могут быть механическими и термическим. *Механическое обезвоживание* осуществляется дренированием, центрифугированием, сгущением и фильтрованием, *термическое обезвоживание* – сушкой.

Механизм процессов обезвоживания зависит от энергии связи жидкости с материалом. Трудность отделения влаги от материала увеличивается при увеличении энергии связи. Этот принцип используется для классификации видов влаги в продуктах обогащения:

– *гравитационная влага* заполняет промежутки между отдельными частицами и удерживается только силами взаимного притяжения молекул воды. Гравитационная влага может свободно перемещаться под действием силы тяжести, ее содержание может в много раз превышать содержание твердого вещества в продукте. Этот вид влаги отделяется наиболее интенсивно;

– *гигроскопическая влага* удерживается на поверхности частиц адсорбционными силами в виде мономолекулярных пленок. Содержание гигроскопической влаги обусловлено равновесием между упругостью паров воды в окружающей атмосфере и данным материалом. Эта влага отделяется только термической сушкой;

– *пленочная влага* удерживается на поверхности частиц силами молекулярного сцепления в виде толстых пленок, ее содержание обусловлено степенью смачивания материала водой. Эта влага отделяется только термической сушкой;

– *капиллярная влага* заполняет частично или полностью мельчайшие промежутки между частицами и удерживается в порах силами капиллярного давления;

– *химически связанная влага* входит непосредственно в кристаллическую решетку минералов.

В зависимости от содержания и вида влаги (воды) продукты обогащения классифицируют следующим образом:

– *пульпы (обводненные продукты)* – это механические смеси твердого вещества и жидкости; обладающие текучестью. Пульпы содержат более 40 % влаги всех видов;

– *мокрые продукты* содержат все виды влаги, но общее содержание влаги не превышает 40 %. Представителями таких продуктов являются сливы мельниц и классификаторов, флотационные концентраты и отходы и т.п. мокрые продукты могут быть получены после предварительного обезвоживания обводненных продуктов;

– *влажные продукты* содержат гигроскопическую, пленочную и капиллярную влагу. Общее содержание влаги составляет от 5 до 20 % . Такие продукты получают после интенсивного механического обезвоживания. Хранение этих продуктов на воздухе приводит к испарению капиллярной влаги в окружающую среду;

– *воздушно-сухие продукты* содержат также гигроскопическую, пленочную и капиллярную влагу, но общее содержание влаги в них не превышает 5 %. Эти продукты не изменяют своей массы при хранении на воздухе;

– *сухие продукты* содержат только химически связанную влагу. Такие продукты можно получить только при глубокой термической сушке.

Выбор метода обезвоживания зависит от характеристики материала (крупности, гранулометрического состава, влажности, плотности пульпы) и требований к готовой продукции. Требуемая влажность может достигаться в несколько стадий и разными способами.

Целью проектирования водно-шламовой схемы является обеспечение оптимальных концентраций пульпы (гидросмесей) в технологических операциях и продуктах схемы; определение количества воды, которая добавляется в операции или удаляется из продуктов при обезвоживании; определение потребности обогатительной фабрики в воде и составление баланса воды.

Заданные показатели обогащения будут достигнуты только в том случае, если все технологические операции будут проходить при оптимальных разжиженностях. Значение разжиженностей устанавливаются исходя из экспериментальных данных с учетом опыта работы обогатительных фабрик-аналогов. Для успешного осуществления некоторых технологических операций необходимо не только обеспечить оптимальную разжиженность в питании, но и подавать в операцию определенное количество дополнительной воды (например, смывная вода при концентрации на столах). Оптимальные значения разжиженностей в операциях и продуктах колеблются в широких пределах в зависимости от свойств материала, который перерабатывается, и требований к продуктам переработки.

Расчет водно-шламовой схемы выполняется с использованием формул (7.1)-(7.4).

- количество воды в продукте W_i пропорциональна его количеству Q_i и разжиженности R_i

$$W_i = Q_i R_i ; \quad (7.1)$$

- количество воды в операции:

$$W_{опер} = \sum_{i=1}^n W_i ; \quad (7.2)$$

- количество добавочной воды, подаваемой в операцию:

$$W_{доб} = W_{опер} - W_{пит} . \quad (7.3)$$

При составлении балансовых уравнений по воде следует использовать только разжиженность. Если известны количество продукта и количество в нем воды, для определения разжиженности можно использовать формулу (7.1). Если известна влажность W_i^r продукта, разжиженность определяют по формуле (7.4):

$$R = W_i^r / (100 - W_i^r) . \quad (7.4)$$

Исходные данные для расчета водно-шламовой схемы могут быть разделены на три группы:

- к первой группе относят оптимальные значения разжиженностей в отдельных операциях и продуктах, которые можно регулировать (например, разжиженность питания флотации);

- вторую группу составляют показатели, которые характеризуют влажность продуктов, величина которой не зависит от исполнителя и практически не регулируется (например, влажность исходного материала);

- третья группа представлена нормами расхода дополнительной технической воды, которая необходима для ведения технологического процесса.

Порядок расчета водно-шламовой схемы следующий:

- составляют таблицу общепринятой формы (табл. 7.1), куда для рассматриваемой операции заносят показатели каждого продукта, который поступает в данную операцию и выходит из нее: выход γ , массу Q и содержание полезного компонента β . Для продуктов и операций с известными влажностью W_i^r и разжиженностью R по формулам (7.1) и (7.4) рассчитывают количество в них воды W ;

- по уравнениям баланса (7.2) - (7.3) определяют количество воды, которая добавляется в отдельные операции и продукты, и одновременно вычисляют количество воды и разжиженность во всех других операциях и продуктах схемы.

- в случае необходимости по формулам (7.5) и (7.6) определяют влажность W_t^r некоторых продуктов (например, товарных), а по формуле (7.7) содержание твердого p в потоках схемы (например, в циркулирующих продуктах):

$$W_t^r = W / (Q + W) ; \quad (7.5)$$

$$W_t^r = 100R / (1 + R) ; \quad (7.6)$$

$$p = Q \cdot 10^3 / W ; \quad (7.7)$$

- по результатам расчета составляют баланс воды по фабрике и определяют удельный расход воды на 1т обогащаемого материала.

Таблица 7.1 – Расчет водно-шламовой схемы

Продукт	№ прод.	γ , %	β , %	Q , т/ч	W_t^r , %	R , м ³ /т	W , м ³ /ч
<u>Операция Поступает:</u>							
Продукт	1	γ_1	β_1	Q_1	W_t^r	R_1	W_1
Продукт	2	γ_2	β_2	Q_2	-	R_2	W_2
Итого:		$\gamma_{сум}$	$\beta_{сум}$	$Q_{сум}$	-	$R_{сум}$	$W_{сум}$
<u>Удаляется:</u>							
Продукт	3	γ_3	β_3	Q_3	-	R_3	W_3
Продукт	4	γ_4	β_4	Q_4	-	R_4	W_4
Итого:		$\gamma_{сум}$	$\beta_{сум}$	$Q_{сум}$	-	$R_{сум}$	$W_{сум}$

Одной из задач при разработке водно-шламовой схемы является решение вопросов складирования отходов, осветления и очистки стоков и водоснабжения фабрики.

В зависимости от крупности и влажности отходов, удаляемых фабрикой, различают хранилища для мокрых мелких отходов и хранилища для сухих крупных отходов.

При мокрых процессах обогащения полезных ископаемых мелкие отходы в виде пульпы удаляются гидравлическим способом

в специально оборудованные естественные или искусственные бассейны-хранилища – гидравлические отвалы, где происходит осаждение твердой фазы отходов и осветление воды, направляемой в оборот на фабрику.

Сточные воды флотационных фабрик после осветления содержат реагенты, поэтому выпускать их в открытые водоемы без дополнительной очистки запрещается.

Необходимая вместимость бассейна-хранилища определяется по формуле:

$$V = \frac{Qn}{\eta\delta(1-m)}, \text{ м}^3, \quad (7.8)$$

где Q – масса отходов, которые укладываются на протяжении года, т/год; n – число лет эксплуатации фабрики; η – коэффициент заполнения бассейна-хранилища, который изменяется пропорционально его вместительности и принимается $\eta = 0,75-0,90$; δ – плотность твердой фазы отходов, т/м³; m – пористость отложений отходов, которая изменяется обратно пропорционально средневзвешенной крупности их частиц ($m = 0,40-0,65$).

Выбор способа транспортирования и складирования сухих и крупных обезвоженных отходов обогащения зависит от их физических свойств и количества, рельефа площадки для складирования отходов, расстояния между обогатительной фабрикой и отвалом. Вместимость отвала для крупных сухих отходов определяется по формуле:

$$V = \frac{Qn}{\gamma}, \text{ м}^3, \quad (7.9)$$

где γ – насыпная плотность отходов, т/м³, остальные обозначения те же.

Использование отвальных отходов повышает комплексность переработки полезного ископаемого, позволяет получить новые виды продукции и приводит к уменьшению земельных площадей, занимаемых отвалами. Эти площади могут быть использованы для нужд сельского или лесного хозяйства. Поэтому при вводе обогатительных фабрик в эксплуатацию должны предусматриваться возможности использования отходов для получения побочной продукции (например, силикатного кирпича, строительного щебня и пр.).

Пример. Выполнить расчет водно-шламовой схемы флотационного отделения обогатительной фабрики, перерабатывающей медные руды. Производительность фабрики 400 т/ч.

Расчет выполняется в соответствии с приведенной методикой и оформляется в виде табл. 1.

Таблица 1 – Результаты расчета водно-шламовой схемы флотационного отделения ОФ

Продукт	№ прод.	γ , %	β , %	Q , т/ч	W_i^r , %	R , м ³ /т	W , м ³ /ч
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
<i>Осн. флот.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Изм. руда	1	100,00	1,20	400,00	-	0,5	200,0
Промпр.	9	298,95	0,82	1195,80	-	2,6	3097,3
Кам. пр.	18	19,89	1,60	79,56	-	2,8	226,9
Итого:		418,84	1,04	1675,36	-	2,1	3523,9
<u>Удаляется:</u>							
Пен. пр.	3	88,22	2,7	352,88	-	2,5	882,2
Кам. пр.	4	330,62	0,6	1322,48	-	2,0	2641,7
Итого:		418,84	1,04	1675,36	-	2,1	3523,9
<i>I пер. фл.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Пен. пр.	3	88,22	2,7	352,88	-	2,5	882,2
Доб. вода	-	-	-	-	-	-	529,3
Итого:		88,22	2,7	352,88	-	4,0	1411,5
<u>Удаляется:</u>							
Пен. пр.	5	28,05	6,5	112,20	-	2,0	224,4
Кам. пр.	6	60,17	0,9	240,68	-	4,9	1187,1
Итого:		88,22	2,7	352,88	-	4,0	1411,5
<i>Контр. фл.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Кам. пр.	4	330,62	0,6	1322,48	-	2,0	2641,7
Доб. вода	-	-	-	-	-	-	664,5
Итого:		330,62	0,6	1322,48	-	2,5	3306,2
<u>Удаляется:</u>							
Пен. пр.	7	238,78	0,8	955,12	-	2,0	1910,2
Кам. пр.	8	91,84	0,08	367,36	-	3,8	1396,0
Итого:		330,62	0,6	1322,48	-	2,5	3306,2
<i>Сгущение</i>							
<u>Поступает:</u>							
Пен. пр.	5	28,05	6,5	112,2	-	2,0	224,4

Итого:		28,05	6,5	112,2	-	2,0	224,4
<u>Удаляется:</u>							
Сгущ. пр.	10	28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
Слив	11	-	-	-	-	-	157,1
Итого:		28,05	6,5	112,2	-	2,0	224,4

Окончание табл. 1

1	2	3	4	5	6	7	8
<i>Измельчен.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Сгущ. пр.	10	28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
Итого:		28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
<u>Удаляется:</u>							
Изм. пр.	13	28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
Итого:		28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
<i>II пер. фл.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Изм. пр.	13	28,05	6,5	112,2	-	0,6	67,3
Кам. пр.	20	5,83	5,4	23,32	-	6,8	158,5
Доб. вода	-	-	-	-	-	-	113,0
Итого:		33,88	6,31	135,52	-	2,5	338,8
<u>Удаляется:</u>							
Пен. пр.	17	13,99	10,3	55,96	-	2,0	111,9
Кам. пр.	18	19,89	1,6	79,56	-	2,8	226,9
Итого:		33,88	6,31	135,52	-	2,5	338,8
<i>III пер. фл.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Пен. пр.	17	13,99	10,3	55,96	-	2,0	111,9
Доб. вода	-	-	-	-	-	-	111,9
Итого:		13,99	10,3	55,96	-	4,0	223,8
<u>Удаляется:</u>							
Черн. к-т	19	8,16	13,8	32,64	-	2,0	65,3
Кам. пр.	20	5,83	5,4	23,32	-	6,8	158,5
Итого:		13,99	10,3	55,96	-	4,0	223,8
<i>Сгущение и филтрац.</i>							
<u>Поступает:</u>							
Черн. к-т	19	8,16	13,8	32,64	-	2,0	65,3
Итого:		8,16	13,8	32,64	-	2,0	65,3

<u>Удаляється:</u>							
Кек	25	8,16	13,8	32,64	30,0	0,43	14,0
Слив	24	-	-	-	-	-	51,3
Итого:		8,16	13,8	32,64	-	2,0	65,3
<u>Сушка</u>							
<u>Поступаєт:</u>							
Кек	25	8,16	13,8	32,64	30,0	0,43	14,0
Итого:		8,16	13,8	32,64	30,0	0,43	14,0
<u>Удаляється:</u>							
К-т	27	8,16	13,8	32,64	6,0	0,06	2,0
Испар. вл.	28	-	-	-	-	-	12,0
Итого:		8,16	13,8	32,64	-	0,43	14,0

Литература

1. Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.М. Переработка и качество полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1986.- 272 с.
2. Білецький В.С., Смирнов В.А. Технологія збагачення корисних копалин. Навч. посібник для ВНЗ. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003.- 272 с.
3. Білецький В.С., Смирнов В.А. Переробка і якість корисних копалин. Навч. посібник для ВНЗ. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005.- 324 с.
4. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб для вузов. – М.: недра, 1983.- 400 с.

Содержание

Общие сведения.....	5
1 Практическое занятие № 1. Технологические показатели обогащения.....	6
2 Практическое занятие № 2. Ситовый анализ. Характеристики крупности.....	11
3 Практическое занятие № 3. Фракционный анализ. Дробная флотация. Кривые обогатимости.....	14
4 Практическое занятие № 4. Схемы дробления.....	19
5 Практическое занятие № 5. Схемы измельчения.....	31
6 Практическое занятие № 6. Схемы флотации	38
7 Практическое занятие № 7. Водно-шламовые схемы.....	50
Литература	57

Методические указания
к самостоятельному изучению курса «Обогащение руд цветных
металлов»
для студентов специальности 21.05.04 "Горное дело"
специализации «Обогащение полезных ископаемых»

Составитель Корчевский Александр Николаевич