

№ 1339

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ СССР
ПО НАРОДНОМУ ОБРАЗОВАНИЮ

МОСКОВСКИЙ
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ
И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
ИНСТИТУТ СТАЛИ И СПЛАВОВ

Р. В. КОРЖОВА

МИНЕРАЛОГИЯ И ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Москва, 1989

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ СССР ПО НАРОДНОМУ ОБРАЗОВАНИЮ

МОСКОВСКОГО ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО
КРАСНОГО ЗНАМЕНИ ИНСТИТУТ СТАЛИ И СИЛАВОВ

Кафедра обогащения руд цветных и редких металлов

Р. В. Коржова

Одобрено
методическим советом
института в качестве
учебного пособия

МИНЕРАЛОГИЯ И ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Учебное пособие
для практических занятий
для студентов специальности П.02

Под редакцией проф. В.Н.Можина

Москва 1989

А Н Н О Т А Ц И Я

Учебное пособие предназначено для студентов специальности 11.02 "Металлургия цветных металлов" и содержит методические рекомендации по выполнению трех практических занятий по курсу "Минералогия и обогащение руд".

На практических занятиях студенты получают навыки расчетов схем обогащения, балансов металлов и основного оборудования.



Московский ордена Октябрьской
Революции и ордена Трудового
Красного Знамени институт
стали и сплавов

(ИИСтС) 1989

СОДЕРЖАНИЕ

Практическое занятие 1. Выбор и расчет схем дробления, дробилок и грохотов (2 часа).	4
Практическое занятие 2. Выбор и расчет схемы измельчения, мельниц и гидrocиклонов (2 часа).	24
Практическое занятие 3. Расчет балансов металлов и качественно-количественной схемы флотации моно- и полиметаллической руды (3 часа).	38
Литература	52
Приложения	53

Практическое занятие I

ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ ДРОБЛЕНИЯ, ДРОБИЛОК И ГРОХОТОВ

(2 часа)

Цели проведения занятия

1. Проверка готовности студентов к практическому занятию.

2. Основные положения теории:

- назначения подготовительных процессов;
- степень дробления, достигаемая в дробилках различных конструкций;
- стадии дробления, обоснование необходимости отдельного дробления;
- способы дробления (традиционные и новые);
- законы дробления;
- классификация дробилок.

3. Выбор и расчет схем дробления, дробилок и грохотов.

Исходные данные для расчета домашнего задания

Производительность фабрики - 10000 т/сут.; D_{max} 1000 мм;
крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу,
 d_{max} 10 мм.

При выборе рациональной схемы дробления решается вопрос о числе стадий дробления и необходимости операций предварительного и поверочного (контрольного) грохочения в отдельных стадиях.

Число стадий дробления определяется начальной (D_{max})
и конечной (d_{max}) крупностью руды.

Общую степень дробления $S_{\text{общ}} = D_{\text{max}}/d_{\text{max}} = 1000/10 = 100$ можно достичь только в результате осуществления трехстадийной схемы дробления. Если $S_1 = S_2 = S_3$, то $S_{\text{общ}} = \sqrt[3]{100} = \sqrt[3]{100} = 4,65$.

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем $S_{\text{общ}}$. Принимаем следующие степени дробления^х:

$$S_1 = 4; \quad S_2 = 4,2; \quad S_3 = 6.$$

Определяется условная максимальная крупность продуктов после каждой стадии дробления:

после I стадии

$$d_1 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1} = \frac{1000}{4} = 250 \text{ мм};$$

после II стадии

$$d_2 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{1000}{4 \cdot 4,2} = 60 \text{ мм};$$

после III стадии

$$d_3 = \frac{D_{\text{max}}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{D_{\text{max}}}{S_{\text{общ}}} = \frac{1000}{100} = 10 \text{ мм}.$$

Определяется ширина разгрузочного отверстия дробилки для каждой стадии по формуле: $i = D/\xi$, где i - ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм; D - минимальный размер куски, поступающего на дробление, мм; ξ - отношение размера минимального куски дробленой руды к ширине разгрузочного отвер-

^х Значения степеней дробления по стадиям находятся в следующих пределах: $S_1 = 3-4$; $S_2 = 3-5$; $S_3 = 4-6$ (до 6 - при работе дробилки в замкнутом цикле) [1, с.46].

ства дробилки (условная максимальная крупность)^х.

Для крупного дробления руды средней твердости принимаем $Z_1 \approx 1,5$; для среднего дробления - $Z_2 = 2$ и для мелкого дробления - $Z_3 = 2,5$.

Тогда

$$i_1 = \frac{d_r}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 170 мм);}$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм);}$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм).}$$

В первой стадии дробления при больших размерах разгрузочного отверстия (> 100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение способствует повышению пропускной способности всего узла грохот-дробилка. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность по исходной руде с запасом 15-20% без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки дробилки с предварительным грохочением, т.к. установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

При выборе дробилок крупного дробления следует иметь в виду, что установка двух дробилок ККД-1200/150 вместо одной ККД-1500/180 более рациональна, т.к. связана с меньшими капитальными затратами (сокращается объем дорогостоящих земляных работ).

Итак, предварительное грохочение перед первой стадией при-

^х Значения условной максимальной крупности находятся в [1, с. 10-51, табл. 6 и 7].

меньше, редко и в случае применения требует специального оборудования.

Операции предварительного грохочения

Предварительное грохочение применяется для сокращения количества материала, поступающего в дробилку (за счет отсеивания мелочи-продукта, крупность которого меньше разгрузочного отверстия дробилки) и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности руды, когда значительно понижается производительность дробилки (табл. I).

Таблица I

Предельное содержание отсеиваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением

Показатели	Степень дробления					
	2	3	4	5	6	7
Предельное содержание отсеиваемого класса, %	28	26	21	17	15	14
Содержание отсеиваемого класса при принятой в % характеристике крупности исходной руды, %	50	33	25	20	16,7	14,2

Во второй и третьей стадиях дробления предварительное грохочение обязательно во всех случаях - тем самым обеспечивается соблюдение основного принципа - "не дробить ничего лишнего".

Дробилки третьей стадии на современных фабриках работают с предварительным и контрольным грохочением. Операции контрольного грохочения имеют целью вернуть в дробилку мелиточный продукт (крупные куски, содержащиеся в дробленом продукте, размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки).

Крупность дробленого продукта 10-12 мм, оптимальная для измельчения в шаровых мельницах, может быть получена на конусных дробилках мелкого дробления только в замкнутом цикле с грохочением.

Принимается следующая схема дробления, представленная на рис. I:

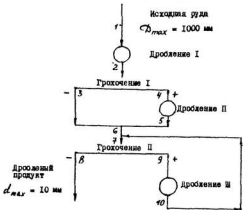


Рис. I. Схема дробления

Для расчета стана дробления и выбора дробилок и грохотов необходимо пользоваться характеристиками крупности исходной руды и продуктов дробления, представленными на рис.2.

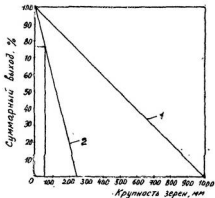


Рис.2. Ситовые характеристики
1 — исходной руды; 2 — дробленой (после I стадии)

Расчет выходов продуктов дробления и грохочения

Определяется производительность оборудования отделения дробления по формуле:

$$Q_{др} = \frac{k \cdot Q_p \cdot m_p}{n \cdot m_{др}} \quad \text{т/ч,}$$

где K - коэффициент неравномерности, равный 1,1; $Q_{др}$ - производительность отделения дробления, т/ч; $Q_{фр}$ - производительность факража, т/сут.; L - число часов работы дробильного отделения в сутки (при небольшой производительности дробления $L = 14$ ч, при большой (≥ 10000 т/сут.) - 21 ч); $M_{др}$, $M_{фр}$ - число дней работы в неделю факража и отделения дробления. Тогда $Q_{др} = (1,1 \cdot 100 \cdot 2 \cdot 7) / (21 \cdot 6) = 611$ т/ч. Следовательно, количество руды, поступающей на I стадию дробления:

$$Q_1 = Q_{др} = 611 \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающей на грохочение I:

$$Q_2 = Q_1 = 611 \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающей на II стадию дробления после грохочения I, определяется по ситовой характеристике, изображенной на рис.2:

$$Q_3 = Q_2 \cdot \beta_1 \cdot E_1,$$

где Q_3 - количество подреветного продукта, т/ч; β_1 - содержание класса - 60 мм в долях единицы; E_1 - эффективность грохочения в долях единицы.

По графику условного ситового анализа находим:

$$\beta_1^{+60\text{мм}} = 24\%, \text{ или } 0,24.$$

Принимаем $E_1 = 80\%$, или 0,8.

Тогда $Q_3 = 611 \cdot 0,24 \cdot 0,8 = 117,3$ т/ч.

Выход класса +60 мм составит:

$$X_4 = 100 - 24 \cdot 0,8 = 80,8\%.$$

Количество подреветного продукта, идущего в дробилку второй стадии:

$$Q_4 = Q_5 = 611 \cdot 0,808 = 493,7 \text{ т/ч.}$$

Перед третьей стадией дробления устанавливаем вибрационный грохот с $E_2 = 85\%$. Циркулирующая нагрузка обычно составляет 100-200%. Принимаем $C = 120\%$.

Количество руды, поступающее на грохочение II:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = Q_1 + Q_{10};$$
$$Q_{10} = Q_1 + Q_1 \cdot 1,2; \quad Q_7 = Q_1.$$

Количество руды, поступающее в третью стадию дробления с учетом циркулирующей нагрузки:

$$Q_9 = Q_{10} = Q_1 \cdot 1,2 = 611 \cdot 1,2 = 733,2 \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающее на грохочение II с учетом циркулирующей нагрузки, составляет:

$$Q_2 = Q_4 + Q_9 = 611 + 733,2 = 1344,2 \text{ т/ч.}$$

Выбор дробилки

Выбор типоразмера дробилки зависит от требуемой производительности, крупности исходного и дробленого продуктов.

Дробилку для I стадии дробления следует выбирать таких размеров, чтобы необходимая производительность обеспечивалась одной, максимум - двумя дробилками.

I стадия дробления: поступает $Q_1 = 611 \text{ т/ч}$ с $D_{max} = 1000 \text{ мм}$; выпускное отверстие дробилки 160-170 мм. Возможны два варианта: две дробилки ШД 12x15 или одна КД-1200/150, имеющая производительность 750 т/ч, или 1200 т/ч. [табл. 2,3]

Коэффициент загрузки дробилки:

$$K_1 = \frac{Q_{факт}}{Q_{норм}} = 611 / (750 \cdot 1,6^2) = 0,51..$$

$\times / 1,6$ - номинальная масса руды, т/м² для пересчета м³/ч в т/ч.

II стадия дробления: поступает $Q_2 = 0,493,7$ т/ч.; $D_{max} = 250$ мм, выпускное отверстие дробилки 400 мм. Принимается к установке одна дробилка КД-2200 Гр (табл.4), производительность которой при ширине разгрузочной щели в 40 мм, найденная методом интерполяции, равна 480 м³/ч, или 768 т/ч. Коэффициент загрузки дробилки:

$$K_2 = 493,7 / (480 \cdot 1,6) = 0,63.$$

III стадия дробления: поступает $Q_3 = 733,2$ т/ч., $D_{max} = 60$ мм, выпускное отверстие 5 мм. Принимается к установке 6 дробилок КД-1750 Т (табл.5). Производительность одной дробилки 85 м³/ч, коэффициент загрузки:

$$K_3 = 733,2 / (85 \cdot 1,6 \cdot 6) = 0,89.$$

Коэффициенты загрузки дробилок во всех стадиях должны быть близкими и находиться в пределах $0,7-0,85$. Если имеются значительные расхождения, следует изменить степени дробления по стадиям.

Выбор грохотов

Грохоты выбирают по каталогам с учетом производительности, максимального куска в питании и величины отверстий сита.

Колосниковые грохоты, устанавливаемые перед дробилками крупного дробления, изготавливаются в механических мастерских фабрики. Необходимая площадь грохочения определяется по формуле:

$$F = Q / 3,4 \cdot a,$$

где F - площадь решета грохота, м²; Q - производительность

грохота по исходному питанию, т/ч; a - зазор между колосниками, мм.

На стадиях среднего и мелкого дробления устанавливаются полувибрационные или вибрационные грохоты, необходимая площадь сита которых определяется по формуле:

$$F = Q/q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p,$$

где F - рабочая площадь сита, м²; Q - производительность грохота, т/ч; q - удельная производительность грохота, м³/м²·ч; δ - насыпная масса материала, т/м³; k, l, m, n, o, p - поправочные коэффициенты, зависящие от свойств руды и условий грохота [1, табл.30]. Грохочение I. Размер отверстий сита грохоте принимает в пределах $\chi \cdot i \geq a \geq i$, где i - ширина разгрузочного отверстия дробилки; χ - отношение размера максимального куска дробленой руды к разгрузочному отверстию дробилки.

Соотношение между размерами отверстий сетки грохота и шириной выпускного отверстия дробилки по практическим данным равно: при крупном дроблении - 1; при среднем - 1,5; при мелком - 3.

Если размер отверстий сетки грохота принять равным 45 мм (1,5 $\cdot i_x$), то удельная производительность грохота составит: $q = 40$ м³/м²·ч, насыпная масса руды $\delta = 1,6$ т/м³ [1, с.222, табл.29].

По сетовой характеристике определяется содержание в питании зерен размером меньше половины отверстий сита, т.е. $\beta^{-12,5} = 10\%$, тогда $k = 0,5$ [1, с.223, табл.30].

Таким же образом определяется содержание избыточных зерен в питании, т.е. зерен крупнее 45 мм: $\beta^{+45} = 78\%$, тогда $l = 1,7$

[I, с. 223, табл. 30].

Значения остальных коэффициентов принимаются равными $\lambda = 1,3$; $\mu = 1,25$; $\theta = 1$; $\rho = 1$. Тогда

$$F = \frac{611}{40 \cdot 1,6 \cdot 0,5 \cdot 1,7 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 1} = 7,6 \text{ м}^2.$$

Принимается к установке один грохот ГИТ-51Б техническая характеристика которого представлена в табл. 7.

Грохочение II. Размер отверстий сита грохота принимается равным 12 мм ($3 \cdot i_1$), тогда $\beta = 22 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ ч}$. Находятся значения всех коэффициентов: для $\beta^{r/c} = 11\%$. $K = 0,41$; для $\beta^{r/c} = 79\%$ $\ell = 2$; для $E_2 = 85\%$ $m = 1,2$. $\theta = 1$, $\rho = 1$, $\mu = 1,25$

$$F = \frac{1234,2}{22 \cdot 1,6 \cdot 0,41 \cdot 2 \cdot 1,2 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 1} = 30,8 \text{ м}^2.$$

С точки зрения лучшей компоновки и сопряжения оборудования выбираются 6 вибросцифных грохотов ГИС-42 (на каждую дробилку КМД по одному грохоту) техническая характеристика которого представлена в табл. 6.

Таким образом, для получения дробленой руды крупностью -10,0 мм принимается трехстадийная схема дробления в замкнутом цикле в последней стадии. Дробление осуществляется в конусных дробилках: в I стадии - КМД-1200 - 1 шт.,

во II стадии - КМД - 2200 Гр - 1 шт.,

в III стадии - КМД - 1750 Г - 6 шт.

Грохочение во II стадии - ГИТ-51Б - 1 шт.,

в III стадии - ГИС-42 - 6 шт.

Таблица 2

Техническая характеристика шибковых дробилок
с простым механизмом шара

П а р а м е т р ы	Типоразмер дробилок		
	ШДП-9х12	ШДП-12х15	ШДП-15х21
Размеры прямоугольного отверстия, мм	900х1200	1200х1500	1500х2100
Ширина выходной щели, мм	130 [±] 35	150 [±] 40	180 [±] 45
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	750	1000	1300
Производительность при номинальной выходной щели, не менее, м ³ /ч	180	310	600
Мощность двигателя, кВт	90	160	250
Масса дробилки без электрооборудования, кг	74500	140700	241200
Цена, руб.	66000	101200	167800
И изготовитель	Завод "Волгоцкая"		

Таблица 3

Техническая характеристика конусных дробилок
крупного дробления с гидравлическим регулиро-
ванным щелем

П а р а м е т р ы	Типоразмер дробилок			
	ККД 500/ 75	ККД 900/ 140	ККД 1200/ 150	ККД 1500/ 160
Диаметр приемной че- люи, мм	500	900	1200	1500
Диаметр регулировочной щели, мм	75	110, 140, 160	130, 150, 180	160, 200
Число качаний дробя- щего коцца, 1/мин	200	140	120	110
Наибольший размер кусков питания, мм	420	750	1000	1300
Производительность, м ³ /ч	200	330, 420, 480	550, 680, 800	1300, 1450, 1600
Мощность электродвигателя, кВт	110	250	320	400
Масса дробилки без электродвигателя, кг	41250	148340	240000	403080
Цена, руб.	55900	153100	262000	391400
Изготовитель	ДО "Уралмаш"			

Таблица 4

Техническая характеристика конденсаторов среднего давления

Параметры	КСД-600Гр	КСД-900Гр	КСД-1200Гр	КСД-1200Т	КСД-1750Гр	КСД-1750Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Высота про- емной части, мм	75	130	185	125	250	200	350	275
Диапазон регу- лирования на- пряжения разгру- зочной цепи, мм	15-35	15-40	20-60	10-25	25-60	15-30	30-60	15-30
Наибольший размер кусков платины, мм	75	100	150	100	200	160	300	250
Производитель- ность, м ³ /ч	до 35	38-57	70-115	45-85	170-320	100-190	560-610	180-360
масса дро- бы без электрическо- го, связочного оборудования и запчастей, кг	3663	11220	23206	23328	48050	48090	86900	87680

Продолжение табл.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Цена, руб.	4920	8700	30180	30180	59000	59000	90000	90000
Изготовитель	Костромской з-д	Виконтский завод, про- бильно-раз- мольного оборудова- ния	Курганский з-д	ИО "Уралхим"				

Таблица 5

Техническая характеристика конусных дробилок мелкого дробления

Параметры	КМД- -1200Гр	КМД- -1200Т	КМД- -1750Гр	КМД- -1750Т	КМД- -2200Гр	КМД- -2200Т
Ширина приемной щели, мм	100	50	130	80	140	100
Диапазон регулирования ширины разгрузочной щели, мм	5-15	3-12	3-20	5-15	10-20	5-15
Наибольший размер кусков питания, мм	80	40	100	70	100	85
Производительность, м ³ /ч	45	27	95-130	85-110	220-260	160-220
Мощность двигателя, кВт	75	75	160	160	250	250
Масса дробилки, кг	30480	30480	60600	60600	93000	93000
Цена, руб.	30025	30025	58700	58700	78800	78800
Изготовитель	Курганмашзавод		ПО "Уралмаш"			

Техническая характеристика вибраторных грохотов

Таблица 6

Параметры	Легкого типа		
	ГМ-32	ГМ-42	ГМ-5
Производительность часовая, т/ч.	100	180	250
Размеры просеиваемой поверхности, мм	1250x2500	1500x3750	1750x4500
Площадь рабочей поверхности, м ²	3,12	5,6	7,8
Количество ярусов, см	2	2	2
Крупность кусков в питании, мм	-	-	-
Угол наклона корпуса, градус	10-25	10-25	10,15,20,25
Частота колебаний корпуса, 1/мин.	1150	900,1000	970
Амплитуда колебаний (поперек), мм	2,5	3,5; 3	2,5; 3
Размеры отверстий сит, мм	6x6; 8x8 10x10; 13x13 20x20; 25x25 50x50	6x6; 8x8 10x10; 13x13 20x20; 25x25 32x32; 50x50	верхнего сита 60x69; 50x50 40x40; 25x25 16x16; 13x13
Мощность двигателя, кВт	4	10	7,5
Масса грохота без электродвигателя и пылесосного кожуха, кг	опорного 1390 подвесного- 1455	3065	опорного 3500 подвесного 3570
Цена без пылесосного кожуха, руб.	1230	2900	2880

Параметры	Среднего типа	
	ГМС-42	СМБ-121
Производительность наибольшая, т/ч.	200	300
Размеры просеиваемой поверхности, мм	1500x2750	1750x4500
Площадь рабочей поверхности, м ²	5,6	7,8
Количество ярусов, см	2	2
Крупность кусков в патеки, мм	10-25	до 150
Угол наклона корпуса, градус	10-25	10-25
Частота колебания корпуса, 1/мин	900	900
Амплитуда колебания (в полуремах), мм	7,5	4,2-4
Размеры отверстия сита, мм	верхнего сита 40x40	верхнего сита 40x40
Мощность двигателя, кВт	10	16,5
Масса корпуса без электродвигателя и пневматического воздуха кг	3250	3800
Цена без пневматического воздуха, руб.	2500	—

Продолжение табл.6

Параметры	Тяжелого типа самобалансируемых	
	259 Гр	ГТТ-62
Производительность выемочная, т/ч.	до 250	500
Размеры просеиваемой поверхности, мм	2000x4000	2000x5000
Площадь рабочей поверхности, м ²	8	10
Количество ярусов, см	1	2
Крупность кусков в питании, мм	до 100	до 120
Угол наклона корпуса, градус	45	5
Частота колебания корпуса, Г/мин	965	700-785
Амплитуда колебаний (полуразмах), мм	4,2	5,5
Размеры отверстия сит, мм		6,10,12,15,20,25,30, 40, 50,60
Мощность двигателя, кВт	15	22
Масса грохота без электродвигателя и пылеулавливающего кожуха, кг	5430	10000
Цена без пылеулавливающего кожуха, руб.	4300	14000

Таблица 7

Техническая характеристика аперисонных грохотов тяжелого типа

Параметр	ГМТ-32Н	ГМТ31	ГМТ'3Н	ГМТ5Е
Производительность по питанию, наибольшая, т/ч	360	450	850	1000
Размеры пропускной поверхности, мм	1250x2500	1500x3000	1500x3000	1750x4500
Площадь рабочей поверхности сита, м ²	3,12	4,5	4,5	7,8
Размеры отверстий сит, мм	12			12x12
Ширина щели между колосниками, мм	20; 30; 40	75; 200	20;40;60;80	20;40;60;80
Количество ярусов сит, шт.	2; I	I	2;I	I
Угол наклона, град	10,20,25,30	10-30	10,20,25,30	10-30
Частота колебаний корпуса, I/мин	776-970	800	776-970	640-800
Амплитуда колебаний, мм	3-5	3	3-5	3-7
Мощность электродвигателя, кВт	10	13	13	17
Масса грохота, кг	3000	4950	37x5	
Цена, руб.	4300	3300	5447	6400

Параметры	ГМТ51Н	ГМТ52Н	ГМТ51А	ГМТ71В
Производительность по питанию, киловаттная, т/ч	1000	1000	300-1000 ^х	3000
Размеры просеиваемой поверхности, мм	1750x3500	1750x3500	1750x3500	2500x5000
Площадь рабочей поверхности сита, м ²	6	6	6	12,5
Размеры отверстий сит, мм	12x12			
Шаг шага цепи между колесиками, мм	12; 20; 40	20; 30; 60; 80	60; 80	40; 60; 100; 120; 125; 150
Количество ярусов сит, шт.	1	2	1	1
Угол наклона, град	10-30	10-30	10-30	10-30
Частота колебаний корпуса, 1/мин	640-970	650-970	600-720	620-620
Амплитуда колебания, мм	3-7	3-8	5, 6, 7	4-8
Мощность электродвигателя, кВт	18,5	22	22	30
Масса груза, кг		7000	6325	
Цена, руб	8200	9950	4600	12000

^х Пример размера отверстий сит 50x50 мм - 300 т/ч; 75x75 мм - 400 т/ч; 100x100 мм - 500 т/ч; 125x125 мм - 650 т/ч; 150x150 мм - 700 т/ч; 300x300 мм - 1000 т/ч

Практическое занятие 2

ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, МЕЛЬНИЦ И ГИДРОЦИКЛОНОВ

(2 часа)

Цели проведения занятия

1. Проверка готовности студентов к практическому занятию.
2. Основные положения теории рассмотренной темы:
 - название процесса измельчения, энерго- и металлоемкость процесса;
 - факторы, влияющие на измельчение;
 - скоростные режимы работы барабанных мельниц;
 - классификация мельниц по типу измельчительной среды;
 - самозмельчение.
3. Выбор схемы измельчения, мельниц и гидроциклонов.

Выбор схемы измельчения

Исходные данные: крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу, равна 10 мм; руда средней твердости; содержание влаги равно 3%. Необходимо обеспечить крупность измельчения, соответствующую 80% класса - 0,074 мм.

Выбор схемы измельчения зависит от крупности исходного и измельченного продуктов, производительности обогатительной фабрики, физических свойств руды $[1, с.101]$. По числу стадий измельчения различают схемы одностадийные, двухстадийные и трехстадийные. Одностадийные схемы измельчения применяются

при относительном крупном конечном продукте измельчения (0,2-0,3 мм, или 60-50% класса - 0,074 мм). Для получения зерен крупностью - 0,15 мм, что соответствует содержанию класса - 0,074 мм более 70%, экономичнее двухстадийное измельчение [1, табл.14]. Трехстадийные схемы применяются на фабриках большой производительности при обогащении твердых, неравномерно- и тонковкрашенных руд, когда требуется получить 80-98% класса - 0,074 мм в измельченном продукте. Наиболее часто применяется двухстадийная схема измельчения, изображенная на рис.3. В первой стадии измельчения применяют шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (типа МШР), дающие более грубый сляк (40-60% класса - 0,074 мм), или стержневые мельницы. Во второй стадии - шаровые мельницы с центральной разгрузкой (типа МШЦ) для получения более тонкого сляка (70-90% класса - 0,074 мм). При выборе схемы измельчения необходимо учитывать возможность переизмельчения минералов, приводящее к ошлеиванию (образование твердых частиц мельче 10 мкм). Избежать этого можно путем применения двух- и трехстадийных схем с выводом готового продукта, для чего в схему включены операции классификация.

Работа шаровой мельницы в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом (гидроциклоном) вызвана необходимостью контроля крупности измельченного продукта. При замкнутом цикле измельченный в мельнице материал поступает на классификацию в гидроциклон, где делится на готовый мелкий продукт (сляк) и на крупный продукт (пески), возвращаемый в мельницу для доизмельчения. Пески непрерывно циркулируют из гидроциклона в мельницу и обратно и выходят из цикла только после измельчения до требуемой крупности. Они проходят через мельницу многократно и при установившемся режиме замк-

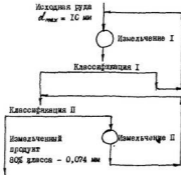


Рис.3. Двухстадийная схема измельчения

нутаго цикла количество их стабилизируется. Пески, возвращаемые на измельчение, называются циркулирующей нагрузкой, которая может выражаться или абсолютной величиной - массой песков S или относительно величиной C - отношением массы песков к массе исходного материала (исходной загрузке Q_u), т.е. $C = \frac{S}{Q_u}$ и $S = C \cdot Q_u$. Относительная величина циркулирующей нагрузки выражается в долях единицы или в процентах. Величина циркулирующей нагрузки зависит от свойств руды, условий измельчения и эффективности классификации [2, с.300] и обычно составляет 250-350%. Производительность мельницы, работающей в замкнутом цикле с гидроклоном, при постоянном положении ее дутьевой (смеси минераль-

ных частиц в воде, в которой твердые частицы находятся во взвешенном состоянии) пропорциональна содержанию в ней зерен крупного класса. Следовательно, технологическое значение циркулирующей нагрузки заключается в том, что она позволяет увеличить содержание крупного класса в мельнице, снизить переизмельчение материала и повысить производительность мельницы. Существует следующая зависимость относительной производительности мельницы от величины циркулирующей нагрузки:

C	0,5	1	2	3	4	5	10
Q	84	100	113	120	124	132,4	138,6

Максимальная производительность мельницы достигается при загрузке ее объема пульпой на 20-25%. Поэтому при непрерывном процессе очень большие циркулирующие нагрузки приводят к уменьшению производительности вследствие переизмельчения мельницей пульсы.

На основании практики действующих обогатительных фабрик в первой стадии измельчения за оптимальную циркулирующую нагрузку можно принять $C = 200\%$, во второй стадии - $C = 300-350\%$.

Выбор схемы измельчения и расчет мельниц

Пример расчета

По заданию крупность шлама классификация, идущего на флотацию, должна быть равной 80% класса - 0,074 мм. Для получения материала данной крупности с учетом крупности начального продукта, равной 10 мм, принимается двухстадийная схема измельчения, представленная на рис.3. Расчет мельниц ведется по удельной производительности по вновь образованному расчетному классу (считано - 0,074 мм). Производительность мельницы определяется по фор-

муле (1):

$$Q = \frac{V \cdot q}{(\beta_K - \beta_{\text{из}})}, \quad (1)$$

где Q - производительность мельницы, т/ч; V - объем мельницы, м³; q - удельная производительность мельницы по классу - 0,074 мм, т/м³·ч; β_K - содержание класса - 0,074 мм в продукте измельчения, в соответствии с заданием $\beta_K = 80\%$; $\beta_{\text{из}}$ - содержание класса - 0,074 мм в исходном продукте принимается, равным 10% (табл.8).

Таблица 8

Приближенные значения величин $\beta_{\text{из}}$, β_K расчетного класса - 0,074 мм для средних руд

Крупность исходного материала, мм	$\beta_{\text{из}}$ - содержание класса - 0,074 мм в исходном продукте, %	Крупность измельчения, мм	β_K - содержание класса - 0,074 мм в конечном продукте, %
-----------------------------------	---	---------------------------	---

-	-	I-0	80
-	-	0,4-0	40
40-0	8	0,8-0	48
20-0	6	0,2-0	60
10-0	10	0,15-0	72
5-0	20	0,1-0	85
3-0	28	0,074-0	95

Удельная производительность проектируемой мельницы (верной) по вновь образованному классу определяется по формуле (2):

$$q = q_1 \cdot K_{\text{из}} \cdot K_T \cdot K_K \cdot K_{\text{из}}, \quad (2)$$

где q_1 , q_2 - удельная производительность соответственно проектируемой и действующей (работавшей) мельницы по классу -

0,074 мм, т/м³.ч ; $K_{и}$, $K_{т}$, $K_{к}$, $K_{э}$ - коэффициенты, учитывающие различия в измельчаемости руды, типа мельницы, крупности входного и конечного продуктов измельчения на действующей и проектируемой обогатительных фабриках, а также различия в диаметре барабана мельниц [1, с.231] .

В тех случаях, когда условия, при которых получены удельная производительность, одинаковы с заданными, значения соответствующих коэффициентов равно единице, принимается $K_{и} = 1$ и $K_{т} = 1$.

Во избежание получения большого количества шлама в первой стадии измельчения устанавливается шаровая мельница с разгрузкой через решетку, во второй - с центральной разгрузкой для получения шлама крупностью 80% класса - 0,074 мм. Циркулирующая нагрузка при расчете мельниц не учитывается.

За рабочую мельницу принимается мельница МНР-32-31, у которой удельная производительность по вновь образованному классу равна $q = 1,03$ т/м³ ч.

Принимается к установке в I стадии измельчения мельница типа МНР-45-50 с объемом 68 м³.

По табл.9 определяются значения коэффициенты $K_{к}$ методом интерполяции.

Значение коэффициента $K_{к}$ определяется по формуле:

$$K_{к} = \frac{M_{пр}}{M_{р}} \quad (3)$$

где $M_{пр}$ - относительная производительность мельницы по расчетному классу для руды, проектируемой к обработке, при заданной крупности входного и конечного продуктов; $M_{р}$ - то же для руды, перерабатываемой на действующей фабрике при той крупности входного и конечного продуктов, которые имеют место на фабрике.

По табл.9 определяется значение $M_{пр}$ для проектируемых условий

Таблица 9

Значения относительной производительности мельниц во вновь образованному классу - 0,074 мм в зависимости от крупности исходного и измельченного продукта для руд средней твердости

Крупность исходного продукта, мм	Содержание класса - 0,074 мм в измельченном продукте, %						
	30	40	48	60	72	85	95
40 - 0	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20 - 0	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
10 - 0	0,95	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5 - 0	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
3 - 0	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

измельчения: крупность исходного продукта 10 - 0 мм, содержание класса - 0,074 мм в измельченном продукте $\beta_x = 80\%$.

Для данной крупности исходного продукта в табл.9 указаны значения M при измельчении до 72% класса - 0,074 мм ($M = 0,93$) и при измельчении до 85% класса - 0,074 мм ($M = 0,90$). Значение при измельчении до 80% класса - 0,074 мм находится интерполяцией:

$$M_{np} = 0,93 - \frac{(0,93 - 0,90)}{(0,85 - 0,72)} \cdot (0,80 - 0,72) = 0,912.$$

По табл.9 определяется значение M_p для условий измельчения работающей мельницы: крупность исходного продукта 20 - 0 мм, содержание класса - 0,074 мм в измельченном продукте 62%:

$$M_p = 0,92 - \frac{(0,92 - 0,88)}{(0,72 - 0,60)} \cdot (0,62 - 0,60) = 0,913.$$

Следовательно, $K_K = \frac{171_{np}}{171_p} = \frac{0,912}{0,919} = 0,998$.

Значение коэффициента K_D подсчитывается по формуле:

$$K_D = \left(\frac{D_{np} - 0,15}{D_p - 0,15} \right)^{0,5},$$

где D_{np} и D_p - соответственно диаметры барабанов проектируемой и установленной в работающей мельницы;

$$K_D = \left(\frac{4,5 - 0,15}{3,2 - 0,15} \right)^{0,5} = 1,194.$$

Значения найденных коэффициентов подставляются в формулу для расчета удельной производительности проектируемой мельницы по классу - 0,074 мм: $\varphi = 1,03 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,998 \cdot 1,194 = 1,227$ т/м³·ч. Часовая производительность отделения комельчепца (главного корпуса) равна $\varphi = 10000/24 = 417$ т/ч. Определяется общий объем мельниц, необходимый для комельчепца руды от начальной крупности 10 мм до конечной крупности 80% класса - 0,074 мм:

$$V = \frac{Q(\beta_k - \beta_n)}{\varphi} = \frac{417(0,8 - 0,10)}{1,227} = 238 \text{ м}^3.$$

При двухстадийной схеме комельчепца, когда неизвестна промежуточная крупность продукта комельчепца в первой стадии, и некоторым допущением можно принять, что объем мельниц в первой и второй стадиях комельчепца равен. Тогда

$$V_1 = V_2 = 238/2 = 119 \text{ м}^3.$$

Определяется количество мельниц, необходимое для комельчепца руды:

в I стадии

$$V_I = 119,0/68 = 1,75 \text{ (МНП-4,5-6,0 имеет объем } 68 \text{ м}^3 \text{)};$$

во II стадии

$$V_{II} = 116,5/82 = 1,4 \text{ (МНЦ-4,5-6,0 имеет объем } 82 \text{ м}^3 \text{)}.$$

К установке в I стадии применимы две мельницы МНП-4,5-6,0; во II стадии - две мельницы МНЦ-4,5-6,0. Окончательный выбор мельниц следует делать только на основании технико-экономического сравнения различных возможных вариантов.

Технические характеристики широчных мельниц с разгрузкой через решетку представлены в табл. I0, с центр. лосей разгрузкой - в табл. II.

Выбор и расчет гидроциклонов

На обогатительных фабриках в последние годы классификация мелкозернистого продукта осуществляется в гидроциклонах, которые по сравнению с механическими классификаторами обладают рядом преимуществ: занимают во много раз меньшую площадь, имеют большую производительность, так как классификация происходит в центробежном поле, создаваемом в результате вращения, а также благодаря тангенциальной подаче патента и осевой разгрузке продукта.

Расчет гидроциклонов производится следующим образом:

Определяется минутный дебит пульпы, т.е. объем пульпы, проходящий через гидроциклон в минуту:

$$V_M = \frac{Q(R+f)}{1440},$$

где V_M - минутный дебит пульпы, м³/мин; δ - плотность руды, принимается равной 2,7 т/м³; Q - производительность гидроциклона, т/сут.; R - отношение А:Т в патенте гидроциклона.

Таблица 10

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с разгрузкой
через решетку

Показатели	Типоразмер мельниц						
	МНР-2,7x3,6	МНР-3,2x3,1	МНР-3,6x4,0	МНР-3,6x5,0	МНР-4,0x5,0	МНР-4,5x5	МНР-6x6
Внутренние размеры барабана (без футеровки) мм:							
диаметр	2700	3200	3600	3600	4000	4500	6000
длина	3600	3100	4000	5000	5000	6000	8000
Рабочий объем, м ³	17,5	22,0	36,0	45,0	55,0	68,0	205
Частота вращения барабана, об/мин.	21	19,8	18,1	18,12	17,18	6,66	
Приводной электродвигатель: мощность, кВт.	390	600	1000	1250	2000	2300	6000
Масса мельницы без двигателя в шаров, т	78,5	95,6	157,7	166	261,5	300	
Цена, руб.	98900	114200	108200	111800	170600	203000	

Таблица II

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с центральной разгрузкой

Показатели	Типоразмер мельниц						
	МШ-3,2x4,5	МШ-3,6x5,5	МШ-4,0x5,5	МШ-4,5x6,0	МШ-5,5x6,5	МШ-6x8,5	МШ-7x9
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:							
диаметр	3200	3600	4000	4500	5500	6000	7000
длина	4500	5500	5500	6000	6500	8500	9000
Рабочий объем, м ³	32,0	49,0	60,0	82,0	140,0	220,0	320,0
Частота вращения барабана, об/мин.	19,72	18,12	17,18	16,7			
Приводной электродвигатель: мощность, кВт	900	1250	2000	2500	4000	6300	8400
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	137	159	248	310			
Цена, руб.	102000	108400	168200	215500			

Содержание твердого в питании гидроциклонов колеблется в пределах 30-60%. Оно выше для первой стадии измельчения и ниже для последующих стадий измельчения [3, с.194]. Поэтому в первой стадии измельчения принимается содержание твердого в питании гидроциклона 50%, во второй - 40%, что соответствует $R = 1$ и $R = 1,5$. Известно, что производительность отдельная измельчения равна 417 т/ч и циркулирующая нагрузка в первой стадии классификации принята $C = 200\%$. Тогда на операцию классификации в первой стадии измельчения поступит $Q_{исп} = C \cdot Q_{исп\text{ на вх}}$ или $3Q$,

$$\text{где } Q = \frac{400 \cdot 417}{100} = 1251 \text{ т/ч или } 30024 \text{ т/сут.}$$

Тогда

$$V_M = \frac{Q(R+f)}{1440} = \frac{30024 (1,0 + \frac{1}{2})}{1440} = 28,15 \text{ м}^3/\text{мин} = \\ = 1689,0 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Потребное число гидроциклонов для классификации в первой стадии измельчения определяется исходя из того, что в этой стадии к установке принято две мельницы. Следовательно, минутный дебит пульпы для одной мельницы составит $28,15/2 = 14,08 \text{ м}^3/\text{мин}$ или $844,5 \text{ м}^3/\text{ч}$.

При выборе гидроциклонов следует стремиться к установке их по одному на часос, т.е. к применению больших аппаратов, которые обеспечивают на фабриках получение шлама крупностью до 80-90% класса - 0,074 мм. Однако, чем тоньше требуется крупность шлама и больше его плотность, тем меньше должна быть диаметр гидроциклона. Но при соответствующих условиях шлам одной и той же крупности может получаться в гидроциклонах разных размеров. Более тонкий

олик образуется при большом размахе и давлении на входе в гидрциклон. Принимая это во внимание и исходя из технической характеристики гидрциклонов различных типоразмеров [3, с.188] и ориентировочных данных для выбора гидрциклонов, представленных в табл.12, в первой стадии измельчения принимается к установке с каждой мельницей по одному гидрциклону ГЦК-1000.

Таблица 12

Ориентировочные данные для выбора гидрциклонов

Типоразмер гидрциклонов	Диаметр гидрциклона, мм	Производительность по питанию с содержанием тв.40% при давлении 0,1 МПа, м ³ /ч	Крупность slime, мм (при $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$)	Вес, кг	Цена, руб.
ГЦР ^X - 250	250	27-80	30-100	250	110
ГЦР - 360	360	50-150	40-150	426	180
ГЦР - 500	500	100-300	50-200	742	280
ГЦК ^{XX} -710	710	200-500	60-250	1264	609
ГЦК - 1000	1000	360-1000	70-280		
ГЦК - 1400	1400	700-2000	80-300		
ГЦК - 2000	2000	1100-3600	90-330		

^X Р - резиновая футеровка

^{XX} К - каменное дитце

Поскольку циркулирующая нагрузка во второй стадии измельчения принята равной 250%, по операции классификация в этой стадии составит $Q = 417,4,5 = 1876,5 \text{ т/ч}$ или 45024 т/сут. Тогда

$$V_{\text{н}} = \frac{Q(R + \frac{I}{f})}{1440} = \frac{45024(1.5 + \frac{1}{2.7})}{1440} =$$

$$= 58,47 \text{ м}^3/\text{мин} = 3508 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Так как к установке во второй стадии принято две мельницы, то минутный дебит пульсы для одной мельницы составит $\frac{58,47}{2} = 29,2 \text{ м}^3/\text{мин}$ или $1754 \text{ м}^3/\text{ч}$. Для обеспечения данной производительности принимается по четыре гидроциклона ГЦК-710 на каждую мельницу, так как производительность одного гидроциклона ГЦК-710 равна 200-500 $\text{м}^3/\text{ч}$ (табл. 12).

При окончательном выборе количества гидроциклонов следует иметь в виду, что на каждый гидроциклон принимается одна резервная.

Практическое задание 3

РАСЧЕТ БАЛАНСА МЕТАЛЛОВ И КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ
СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ МОНО- И ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

(3 часа)

План проведения занятий

1. Проверка готовности студентов к практическому занятию.

2. Основные положения теории рассматриваемой темы:

- технологические показатели процесса обогащения: содержание металлов в исходной руде и продуктах обогащения, выход продуктов, извлечение металлов;

- движение баланса металла;

- особенности принципиальных схем флотации моно- и полиметаллических руд.

3. Расчет баланса металлов и качественно-количественной схемы флотации полиметаллической руды.

4. Расчет баланса металлов полиметаллической руды.

5. Составление балансовых уравнений для расчета схемы на 33а.

Расчет баланса металла полиметаллической руды

Технологический баланс металлов составляется по данным химических анализов руды и продуктов обогащения в сухой массе переобработанной руды за определенный период времени. Технологический баланс необходим для оперативного контроля и управления ходом технологических процессов, соблюдения кондиций на получаемые

концентраты и хвосты, и определения извлеченных металлов в концентрате.

Баланс металла рассчитывается по технологическим показателям руды и конечных продуктов обогащения (концентрате и хвостах).

Введем следующие обозначения:

d, β, ϑ - соответственно содержания металла в исходной руде, в концентрате и хвостах;

$\gamma_{исх}, \gamma_k, \gamma_{хв}$ - соответственно выход исходной руды ($\gamma_{исх} = 100\%$) концентрата и хвостов, %;

E - извлечение металла в руде равно 100%;

E_k - извлечение металла в концентрат, %;

$E_{хв}$ - потери металла в хвостах, %.

Количество металла в руде равно его количеству в концентрате и хвостах:

$$\begin{aligned} 100d &= \gamma_k \beta + \gamma_{хв} \vartheta \\ 100d &= \gamma_k \beta + (100 - \gamma_k) \vartheta. \end{aligned}$$

Выход концентрата:

$$\gamma_k = \frac{d - \vartheta}{\beta - \vartheta} 100$$

$$\gamma_k = \frac{E_k d}{\beta}.$$

Извлечение металла в концентрат рассчитывается по формуле $E_k =$

$= \frac{\gamma_k \beta}{d}$, а если выход концентрата неизвестен, то

$$E_k = \frac{\beta}{d} \cdot \frac{d - \vartheta}{\beta - \vartheta} 100, \%$$

Потери металла в хвостах составят:

$$E_{хв} = 100 - E_k \quad \text{так как} \quad E = E_k + E_{хв} = 100\%.$$

Пример расчета

Рассчитать баланс металла при обогащении медно-порфировой руды, содержащей 0,5% меди ($d_{cu} = 0,5\%$); медный концентрат, полученный в результате обогащения этой руды по схеме, представленной на рис.1, содержит 18% меди ($\beta_{cu} = 18\%$) при извлечении меди в концентрат $E_{cu} = 92\%$; производительность фабрики равна 10000 т/сут.

Исходные данные вносим в соответствующие графы таблицы баланса металлов (табл.13).

Определяется выход медного концентрата:

$$Y_K = \frac{E_{cu} d}{\beta} = \frac{92 \cdot 0,5}{18} = 2,55\% .$$

Тогда выход хвостов:

$$Y_{x.h} = 100 - Y_K = 97,45\% .$$

Извлечение меди в хвосты (потери меди):

$$E_{cu/x.h} = 100 - 92 = 8\% .$$

Содержание меди в хвостах:

$$d_{cu} = \frac{E_{cu/x.h} d}{Y_{x.h}} = \frac{8 \cdot 0,5}{97,45} = 0,041\% .$$

Затем определяется масса полученных продуктов - медного концентрата и хвостов - по заданной производительности фабрики.

Масса медного концентрата:

$$M_K = \frac{10000 \cdot 2,55}{100} = 255 \text{ т/сут.}$$

Масса хвостов:

$$M_{x.h} = 10000 - 255 = 9745 \text{ т/сут.}$$

Баланс металла

Продукты	Выход продукта		Содержание металла $A_{\text{м.}}$ %	Извлечение металла $E_{\text{м.}}$ %
	%	т/сут.		
Св-концентрат	2,55	255	18	92
Хвосты	97,45	9745	0,041	8
Исходная руда	100	10000	0,5	100

Расчет качественно-количественной схемы флотации
монOMETаллической руды

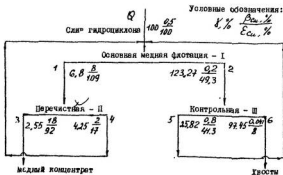


Рис.4. Принципиальная схема флотации меднопорфировой руды

Из рассчитанного баланса металла технологические показатели по исходному и конечному продуктам переносятся на схему (рис.4). Нумеруются все операции, продукты. Исходя из практики обогащения медных руд принимаются следующие значения содержания меди в продуктах разделения: $\beta_1 = 8\%$; $\beta_2 = 0,3\%$; $\beta_3 = 2\%$; $\beta_4 = 0,4\%$. При назначении содержания металла в продуктах разделения следует пользоваться допустимыми значениями степени обогащения (степень концентрации) $R = \beta / \alpha$, которые могут быть достигнуты в различных операциях флотации. Степень обогащения в основных операциях составляет 10-20 (при расчете принципиальных схем 4-стадий бедных руд можно принять $R = 100-200$); в перечистках - 1,2-3, причем в каждой последующей операции перечисточной флотации степень обогащения должна уменьшаться.

После составления и решения системы линейных уравнений для каждой операции разделения, определяется выходы всех продуктов. Расчет схемы ведется снизу вверх, т.е. от последних операций к первой [1, с.136].

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продукта и по ценному компоненту.

Перечисточная флотация

Уравнение баланса по массе продуктов

$$x_1 = x_3 + x_4 \quad (4)$$

Уравнение баланса по ценному компоненту

$$x_1 \beta_1 = x_3 \beta_3 + x_4 \beta_4 \quad (5)$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} x_1 = x_3 + x_4 \\ x_1 \beta_1 = x_3 \beta_3 + x_4 \beta_4 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно, что

$$X_3 = 2,55, \text{ тогда } X_4 = 2,55 + X_4$$

После подстановки в уравнение (5) значений X_1 , β_1 , β_2 и β_4 получается:

$$(2,55 + X_4) \cdot 0,8 = 2,55 \cdot 1,8 + X_4 \cdot 2.$$

Это уравнение решается относительно X_4 , в результате чего находят $X_4 = 4,25$; $X_1 = 6,8$.

Контрольная flotation

Аналогичным путем составляется уравнение баланса для операции II:

$$\begin{cases} X_2 = X_5 + X_6 \\ X_2 \beta_2 = X_5 \beta_5 + X_6 \beta_6 \end{cases} \quad (6)$$

$$X_6 = 97,45 \text{ (из таблицы баланса металла)}$$

$$X_2 = X_5 + 97,45.$$

Система уравнений (6) решается относительно X_5 :

$$(X_5 + 97,45) \cdot 0,2 = X_5 \cdot 0,8 + 97,45 \cdot 0,041$$

$$X_5 = 25,62; \quad X_2 = 25,62 + 97,45 = 123,07.$$

По известным значениям X_3 и X_4 определяется X_1 :

$$X_1 = X_3 + X_4 = 2,55 + 4,25 = 6,8.$$

Затем рассчитываются значения извлечения металлов в каждом продукте по формуле

$$E = X\beta/d.$$

Расчет баланса металлов при обогащении двухкомпонентной

руды

Пример расчета

Расчитать баланс металлов при обогащении молибдено-вольфрамовой руды, содержащей 0,11% молибдена ($d = 0,11\%$) в виде M_0

молибдена MoS_2 и 0,28% триоксида вольфрама ($d_{W_2O_3} = 0,28\%$) в виде введати $CaWO_4$. Производительность фабрики равна 5000 т/сут. Схема, представленная на рис.5, дает возможность получить следующие технологические показатели обогащения:

- содержание молибдена в молибденовом концентрате $\beta_{Mo} = 45\%$;
- извлечение молибдена в молибденовый концентрат $E_{Mo} = 70\%$;
- содержание триоксида вольфрама в вольфрамовом концентрате $\beta_{W_2O_3} = 40\%$;
- извлечение триоксида вольфрама в вольфрамовый концентрат $E_{W_2O_3} = 79\%$;
- содержание триоксида вольфрама в молибденовом концентрате $\beta_{W_2O_3/Mo} = 0,25\%$;
- содержание молибдена в вольфрамовом концентрате $\beta_{Mo/W_2O_3} = 3,7\%$.

Определение выходов продуктов обогащения и степени извлечения в них металлов производится следующим образом.

Выход молибденового концентрата

$$\gamma_{Mo} = \frac{E_{Mo} \cdot d_{Mo}}{\beta_{Mo}} = \frac{70 \cdot 0,11}{45} = 0,17\%$$

Выход вольфрамового концентрата

$$\gamma_{W_2O_3} = \frac{E_{W_2O_3} \cdot d_{W_2O_3}}{\beta_{W_2O_3}} = \frac{79 \cdot 0,28}{40} = 0,55\%$$

Выход хвостов

$$\gamma_{x.б.} = 100 - \gamma_{Mo} - \gamma_{W_2O_3} = 100 - 0,17 - 0,55 = 99,28\%$$

Извлечение триоксида вольфрама в молибденовый концентрат

$$E_{W_2O_3/Mo} = \frac{\gamma_{Mo} \cdot \beta_{W_2O_3/Mo}}{d_{W_2O_3}} = \frac{0,17 \cdot 0,25}{0,28} = 0,15\%$$

Извлечение триоксида вольфрама в хвосты (потери в хвостах)

$$E_{\text{WO}_3/\text{хв}} = 100 - E_{\text{WO}_3/\text{к-т}} - E_{\text{WO}_3} = 100 - 0,15 - 79 = 20,85.$$

Содержание триоксида во вольфраме в хвостах

$$\gamma_{\text{WO}_3} = \frac{E_{\text{WO}_3/\text{хв}} \cdot d_{\text{WO}_3}}{\gamma_{\text{хв}}} = \frac{20,85 \cdot 0,28}{99,28} = 0,059.$$

Извлечение молибдена в вольфрамовый концентрат

$$E_{\text{Mo}/\text{к-т}} = \frac{\gamma_{\text{WO}_3} \cdot \beta_{\text{Mo}/\text{WO}_3}}{d_{\text{Mo}}} = \frac{0,55 \cdot 3,7}{0,11} = 18,5.$$

Извлечение молибдена (потери молибдена) в хвосты

$$E_{\text{Mo}/\text{хв}} = 100 - E_{\text{Mo}} - E_{\text{Mo}/\text{к-т}} = 100 - 70 - 18,5 = 11,5.$$

Содержание молибдена в хвостах

$$\gamma_{\text{Mo}} = \frac{E_{\text{Mo}/\text{хв}} \cdot d_{\text{Mo}}}{\gamma_{\text{хв}}} = \frac{11,5 \cdot 0,11}{99,28} = 0,013.$$

Баланс металлов представлен в виде табл.14.

Таблица 14

Баланс металлов для двухкомпонентной руды

Номер	Наименование продуктов	Выход		Содержание		Извлечение	
		%	т/сут.	Mo	триоксида вольфрама	Mo	триоксида вольфрама
1.	Молибден к-т	0,17	8,5	45,0	0,25	70	0,15
2.	Вольфрамовый к-т (молибденовый)	0,55	27,5	3,7	40	18,5	79
3.	Хвосты	99,28	4964,0	0,013	0,059	11,5	20,85
4.	Исходная руда	100	5000	0,11	0,28	100	100

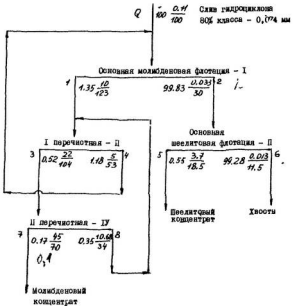


Рис. 5. Принципиальная схема флотации молибдено-вольфрамовой руды

Условные обозначения :

$\gamma \frac{\beta}{\epsilon}$	или	Выход продукта, %	Содержание $Mo, \%$ Извлечение $Mo, \%$
---------------------------------	-----	----------------------	--

Расчет качественно-количественной схемы флюса при
двухкомпонентной руде

Из рассчитанного баланса металлов переносятся технологические показатели по исходному и конечным продуктам на схему, представленную на рис.5. Поскольку расчет схемы ведется по одному компоненту (по молибдену), на схеме проставляются только те показатели, которые относятся к молибдену. Нумеруются все операции и продукты разделения. Назначаются следующие значения содержания молибдена в продуктах разделения:

$$\beta_1 = 10\% \quad \beta_2 = 5\% \\ \beta_3 = 22\% \quad \beta_4 = 10,68\%$$

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

Уравнения:

Уравнение баланса по массе продуктов:

$$X_3 = X_2 + X_4$$

Уравнение баланса по ценному компоненту:

$$X_3 \beta_3 = X_2 \beta_2 + X_4 \beta_4$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} X_3 = X_2 + X_4 \\ X_3 \beta_3 = X_2 \beta_2 + X_4 \beta_4 \end{cases} \quad (7)$$

Из таблицы баланса металлов известно $X_2 = 0,17$, тогда $X_3 = 0,17 + X_4 =$

Система уравнений (7) решается аналогично случаю, рассмотренному в примере расчета схемы монометаллической руды, в результате чего находятся значения X_3 и X_4 :

$$X_3 = 0,17 + X_4 \\ X_3 \cdot 22 = 0,17 \cdot 5 + X_4 \cdot 10,68$$

$$(0,17 + X_1) \cdot 22 = 7,65 + X_1 \cdot 10,68$$

$$3,74 + 22 \cdot X_1 = 7,65 + X_1 \cdot 10,68$$

$$10,68 \cdot X_1 = 3,91; X_1 = 0,35; X_2 = 0,17 + 0,35 = 0,52.$$

Значение β_2 рассчитывается из уравнения баланса для операции основной вольфрамовой флотации:

$$X_2 = X_5 + X_6 = 0,553 + 99,313 = 99,866 \text{ (из баланса металлов)}$$

$$X_2 \beta_2 = X_5 \beta_5 + X_6 \beta_6;$$

$$\beta_2 = \frac{X_5 \beta_5 + X_6 \beta_6}{X_2} = \frac{0,55 \cdot 3,7 + 99,28 \cdot 0,013}{99,866} = 0,033$$

I Перечистная

$$\begin{cases} X_1 + X_3 = X_2 + X_4 \\ X_1 \beta_1 + X_3 \beta_3 = X_2 \beta_2 + X_4 \beta_4 \end{cases} \quad (8)$$

В систему линейных уравнений (8) подставляются все известные значения $X_2, X_3, \beta_2, \beta_3, \beta_4$. После чего ее решение сводится к нахождению X_1 и X_4 :

$$0,35 + X_3 = 0,52 + X_4$$

$$0,35 \cdot 10,68 + X_3 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + X_4 \cdot 5$$

$$X_4 = X_3 - 0,17$$

$$0,35 \cdot 10,68 + X_3 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + (X_3 - 0,17) \cdot 5$$

$$3,85 + X_3 \cdot 10 = 11,44 + 5 X_3 - 0,85$$

$$5 X_3 = 6,74; X_3 = 1,35; X_4 = 1,35 - 0,17 = 1,18$$

Затем рассчитываются значения извлечения металлов во все продукты

по формуле:
$$\varepsilon = \frac{X \beta}{I}$$

Составление балансовых уравнений для расчета схем на
ЗМ

Расчет качественно-количественных схем обогащения обычно сводится к определению выходов продуктов (потоков материалов) в каждой операции при заданном исходном питании (исходном потоке) и содержании извлекаемого компонента во всех продуктах разделения (фигурирующих потоках). Составляя балансовые уравнения по общей массе потоков и по потокам извлекаемых компонентов (одного или нескольких), получаем систему "n" уравнений с "m" неизвестными, где $n > m$.

В том случае, если количество уравнений равно количеству неизвестных $n = m$, система решается методом исключения Гаусса. Когда количество уравнений больше числа неизвестных $n > m$, система из условия минимума среднеквадратичного отклонения сводится к системе уравнений с неизвестными, также решаемой затем методом Гаусса.

Следует обратить особое внимание на то, что при правильном составлении уравнений материального баланса количество уравнений, полностью описывающих схему, обычно превышает число неизвестных. Однако из этой системы недопустимо исключать произвольные уравнения без всякого на то основания, уравнивая количество уравнений с числом неизвестных, как это делается при расчете схем обогащения вручную.

Так как содержание извлекаемых компонентов в потоках получены экспериментально, т.е. с какой-то ошибкой, то дополнительные возмущения - отсутствие всех возможных уравнений может привести к абсолютно неверному результату при расчете. Ниже приведен пример составленных уравнений для принципиальной схемы флотации, изоб-

раженной на рис.4. После составления уравнений и приведения подобных членов, если они есть, уравнения группируются таким образом, чтобы в левой части была неизвестные, а в правой - константа. Для удобства расчетов полученных уравнений 1 была составлена программа применительно к ЦМ "Электроника - 60" на языке ФОРТРАН, аналогичная программе МЦ-001, составленной для ЦМ "НАИРН-Х"

для каждой системы уравнений требуется определить:

- количество уравнений,
- количество неизвестных.

Для каждого уравнения:

- количество членов в уравнении,
- номер неизвестного (начиная с единицы),
- коэффициент при неизвестном.

Правая часть любого уравнения имеет номер на единицу больший числа неизвестных в системе. Для флотационной схемы в примере I приведены все вводимые параметры, характеризующие эту схему.

Ввод осуществляется с клавиатуры дисплея и сопровождается необходимой текстовой информацией; все вводимые числа разделяются символом "пробел".

Любой из символов вводимого числа до тех пор, пока не будет введен "пробел", можно исправлять, используя клавишу "звездочка", например:

: 0.009///112 *

число 0.009 исправлено на 0.112.

Кроме этого, после ввода параметров всех уравнений расширенной матрицы системы можно исправить любые из них, давляя ответи на программно задаваемые вопросы. Если полученное решение удовлетворяет пользователя, исходные уравнения с решением выводятся на

принтер DZM - 180, в противном случае можно также исправлять коэффициенты уравнений. Пример введенных исходных параметров для примера I с текстовой информацией, которая выводится на дисплей, приведено в приложении.

Прервать выполнение программы можно, если при нажатой клавише "C" нажать клавишу C (детан.) - C/C.

Обращение к программе осуществляется с помощью клавиши "Q".
Пример составленных балансовых уравнений для расчета слемы на ЗМН.

Q - количество поступающего материала

d - содержанием основного компонента в исходной слеме

β_i - содержание основного компонента в потоке

Баланс по массе

I операция $Q + X_4 + X_5 = X_1 + X_2$

II операция $X_1 = X_3 + X_4$

III операция $X_2 = X_5 + X_6$

Вход - выход $Q = X_3 + X_6$

Баланс по основному компоненту

I операция $dQ + \beta_4 X_4 + \beta_5 X_5 = \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2$

II операция $\beta_1 X_1 = \beta_3 X_3 + \beta_4 X_4$

III операция $\beta_2 X_2 = \beta_5 X_5 + \beta_6 X_6$

Вход - выход $dQ = \beta_3 X_3 + \beta_6 X_6$

Неизвестные члены переносятся в левую часть уравнений известные - в правую. Вместо β_i подставляется принятое значение содержания основного компонента (меди), выраженные в долях единицы.

1. $X_1 + X_3 - X_4 - X_5 = 100$

2. $X_1 - X_3 - X_4 = 0$

3. $X_2 - X_5 - X_6 = 0$

4. $X_3 + X_6 = 100$

$$5. \quad 0,08 X_1 + 0,002 X_2 - 0,02 X_3 - 0,008 X_4 = 0,5$$

$$6. \quad 0,08 X_1 - 0,18 X_2 - 0,02 X_3 = 0$$

$$7. \quad 0,002 X_2 - 0,008 X_3 - 0,00041 X_4 = 0$$

$$8. \quad 0,18 X_1 + 0,00041 X_4 = 0,5$$

Таким образом получается система 8-ми уравнений с 4-мя неизвестными, которая решается методом наименьших квадратов. Исходные данные для расчета домашнего задания каждый студент получает на 3-ей неделе в соответствии с видеоком групп и номером по АСУ (см. маршрут I-4 в схеме I-I4).

ЛИТЕРАТУРА

1. К.А.Резумен, В.А.Перов. Проектирование обогащательных фабрик. М.: Недра, 1982.
2. С.Е.Андреев, В.А.Перов, В.В.Зверевич. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1986.
3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М.: Недра, 1982.

Маршрут I

№ п/п	Путь	Q, т/сут.	D, мм	Содержание влаги в сырой массе, %	Вывозная, %		Содержание первого компонента I/II в сырой массе (с. кол.) и кофейной пробки, %			I				
					I	II	I	II	III					
											с. кол.	пробка		
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	II	12			
1.	Мелкая	18000	1100	20	75	97		0,5	19		I			
2.	Мелкая	20000	1000	18	80	90		1	20		2			
3.	Мелкая	90000	900	16	75	88		1,2	25		3			
4.	Мелкая	20500	1000	16	75	89		1,1	21		4			
5.	Мелкая	12000	600	20	70	85,6		3,5	22		5			
6.	Мелкая	16000	950	15	80	85		0,7	28		6			
7.	C ₂ -парета.	10700	700	12	65	85	30	2,2	19	9,8	0,3	7		
8.	C ₂ -парета.	18000	1000	20	70	75	60	1,2	35	21	0,4	40	8	
9.	C ₂ -парета.	40000	750	18	75	90	60	2	50	95	27	0,1	42	9
10.	C ₂ -парета.	25000	1100	20	65	93	50	2,4	35	3	50	0,09	45	10
11.	C ₂ -парета.	6000	500	12	60	90	68	1,2	35	7,7	20	0,19	48	11
12.	C ₂ -парета.	8700	400	15	70	91	52	2,6	18	20	59	0,3	42	12
13.	A ₂ -парета.	6000	450	12	80	92	60	1,5	20	7,3	15	0,2	38	7
14.	A ₂ -парета.	9500	500	12	95	90	55	1,8	51	7,3	22	0,3	42	12
15.	A ₂ -парета.	11000	820	16	70	80	50	1,7	28	71	26	0,3	36	7

Прокормление скота I

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
16.	<i>Рл</i> - <i>копыта</i> .	7500	850	10	65	75	52	1,4	65	0,5	58	12
17.	<i>Рл</i> - <i>копыта</i> .	9000	650	10	50	61	60	2	62	0,4	47	7
18.	<i>Рл</i> - <i>копыта</i> .	4500	450	12	65	70	65	2,2	50	0,5	49	13
19.	<i>Зн</i> - <i>копыта</i> .	4500	800	20	65	55	66	1,9	47	0,3	38	13
20.	<i>Зн</i> - <i>копыта</i> .	5500	530	13	60	76	65	2,5	50	0,7	58	14
21.	<i>Зн</i> - <i>копыта</i> .	17000	480	14	75	80	50	3,7	56	0,5	55	14
22.	<i>Зн</i> - <i>копыта</i> .	50000	720	15	75	70	60	3,2	53	1	42	7
23.	<i>Зн</i> - <i>копыта</i> .	13000	980	10	70	70	55	2,8	50	0,9	47	7
24.	<i>Сн</i> - <i>Рл</i>	19000	860	20	80	90	65	0,7	25	1,3	49	11
25.	<i>Сн</i> - <i>Рл</i>	10500	1000	20	70	77	78	0,5	23	3,5	55	11
26.	<i>Сн</i> - <i>Лл</i>	5500	750	14	50	93	71	1,0	21	4,3	25	10
27.	<i>Сн</i> - <i>Лл</i>	90000	900	14	60	92	70	0,4	20	9	25	11
28.	<i>Сн</i> - <i>Лл</i>	25000	600	10	80	92	82	0,5	38	0,5	47	11

Номер ступени по плану по АСУ	Руда	Ср. т/сут.	Длина, мм	Ширина, мм	Содержание класса -0,074 мм в продукте измельчения, %	Назначение, %		Содержание петного компонента I/II в исходной руде (α) и концентратах, %			Номер следа
						металлы I в к-т I	металлы II в к-т II	α	к-т I	к-т II	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1. Медная	22000	900	20	70	96			0,8	20		I
2. Медная	18000	1100	10	75	90			0,5	20		2
3. Медная	27000	900	18	75	91			1,2	30		3
4. Медная	18000	950	20	60	92			1,1	40		4
5. Медная	16000	850	20	75	93			0,75	40		5
6. Медная	40000	1000	20	80	92			2,2	40		6
7. Cu-шкаты.	16000	600	12	50	92	60		2,5 29	40 30	0,11 45	7
8. Cu-шкаты.	7000	300	19	80	85	55		1,4 52	17 26	0,3 42	8
9. Cu-шкаты.	16500	750	12	60	84	53		2,3 20	32 15	0,35 36	9
10. Cu-Mo	25500	750	14	50	98	71		1,8 0,006	31 0,02	4,3 25	10
11. Cu-Mo	30000	900	14	60	92	70		0,4 0,01	20 0,03	3 25	11
12. Pb-шкаты.	9000	400	15	60	89	54		2,5 34	68 24	0,45 47	12
13. Pb-шкаты.	14000	900	20	80	85	50		2 27	65 28	0,3 45	7
14. Pb-шкаты.	39600	1100	20	80	92	60		1,95 21	55 25	0,25 36	12
15. Pb-шкаты.	46000	880	20	80	75	55		1,4 25	45 30	0,8 42	7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
16.	Zn - цинк.	25000	950	20	95	68	50	2 ⁵³	45 ²⁵	1 ⁴⁷	I2
17.	Zn - цинк.	4250	350	20	80	75	65	1,8 ⁵²	53 ²⁰	1 ⁴⁷	7
18.	Zn - цинк.	27000	750	20	80	80	60	2,4 ¹⁹	55 ⁵⁴	0,8 ⁵⁶	I3
19.	Zn - цинк.	14750	675	10	75	76	70	1,85 ⁵⁴	50 ²⁷	0,4 ⁴⁸	I3
20.	Zn - цинк.	13000	850	15	80	80	57	1,55 ²⁵	45 ²¹	0,88 ³⁸	I4
21.	Zn - цинк.	15500	875	15	80	78	65	2,2 ⁵¹	53 ²⁶	0,5 ⁴⁶	I4
22.	Zn - цинк.	33750	878	20	80	55	51	1,55 ²⁰	53 ²⁵	0,8 ⁴⁷	7
23.	Mg - MgO	12000	900	10	55	48	85	0,07 ^{0,3}	48 ^{0,1}	4,9 ⁴⁵	7
24.	Ca - Mg	15000	600	8	80	92	82	0,5 ^{0,1}	35 ^{0,5}	0,3 ⁴⁷	II
25.	Ca - Mg	45000	800	12	80	92	86	0,57 ¹	20 ^{2,5}	1,5 ⁶⁸	II

Маршрут 3

Номер оту- дочка по АУТ	Руда	Q _p , т/оту	D _{max} , мм	d _{max} , мм	Содержание классов -0,074мм в продукте измельче- ния, %	Извлечение, %		Содержание ценного компо- нента I/II в исходной руде (d) и концентратах, %			Номер оту- дочка ИД			
						в к-т I	II в к-т I	d	к-т I	к-т II				
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12			
1.	Бесклетчатая	15000	900	10	50	79		0,25	43		I			
2.	Бесклетчатая	6000	300	12	80	84		0,32	47		2			
3.	Медная	17000	350	15	65	92		0,3	15		3			
4.	Медная	30000	1000	20	55	93		0,4	22		4			
5.	Медная	13000	350	10	85	90		0,5	17		5			
6.	Медная	10000	1100	15	75	88		0,45	19		6			
7.	P ₈ -широта.	20000	850	14	70	75	45	1,45	26	55	28	I	40	7
8.	Z ₄ -широта.	37500	850	20	80	70	44	2,95	30	50	30	0,95	41	8
9.	Z ₄ -широта.	13250	400	20	80	60	42	1,9	27	45	29	0,8	40	9
10.	Z ₄ -широта.	5750	350	10	80	78	60	2,4	22	50	25	0,75	38	10
11.	C ₄ -широта.	6000	300	12	60	78	60	0,8	25	33	28	0,4	38	11
12.	P ₈ -широта.	16000	900	20	80	91	62	2	30	65	19	0,1	47	12
13.	C ₄ -широта.	30000	1000	10	50	82	59	1,2	30	18	21	0,26	43	7
14.	C ₄ -широта.	25000	1100	12	70	93	62	2,4	28	35	27	0,1	45	12
15.	C ₄ -широта.	26000	750	18	50	90	65	1,1	26	25	20	0,1	38	7

Продолжение маршрута 3

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	II	12
16.	Ca - парата.	17000	800	20	80	90	70	$1,4 \frac{36}{36}$	$20 \frac{30}{30}$	$0,15 \frac{42}{42}$	12
17.	Zn - парата.	11000	300	6	55	59	60	$1,8 \frac{24}{24}$	$46 \frac{22}{22}$	$0,8 \frac{37}{37}$	7
18.	Mg - H_2O_1	15000	1100	12	75	47	84	$0,06 \frac{0,29}{0,29}$	$48 \frac{0,12}{0,12}$	$5 \frac{44}{44}$	13
19.	Mg - H_2O_1	13000	300	10	85	49	79	$0,09 \frac{0,2}{0,2}$	$51 \frac{0,28}{0,28}$	$7 \frac{41}{41}$	13
20.	Ca - Zn	12000	580	10	50	90	54	$2,7 \frac{1,56}{1,56}$	$17 \frac{2,8}{2,8}$	$2,5 \frac{54}{54}$	14
21.	Ca - Zn	13000	660	12	60	83,2	65	$1,27 \frac{2,92}{2,92}$	$17,4 \frac{7,47}{7,47}$	$4,86 \frac{1,86}{1,86}$	14
22.	Ca - парата.	14000	300	15	60	81,8	52	$1,34 \frac{3,65}{3,65}$	$16 \frac{4}{4}$	$9 \frac{49,7}{49,7}$	7
23.	Pb - Zn	20000	600	20	50	94	92	$1 \frac{1,8}{1,8}$	$72 \frac{7}{7}$	$0,7 \frac{53}{53}$	7 ⁸⁸
24.	Pb - Zn	17000	400	18	55	92	93	$0,95 \frac{2,92}{2,92}$	$73 \frac{2}{2}$	$0,5 \frac{36}{36}$	11
25.	Ca - Pb	15000	880	18	70	85	80	$0,5 \frac{0,9}{0,9}$	$20 \frac{1}{1}$	$0,4 \frac{60}{60}$	11

№ по порядку	Путя	Ср. ш. т/сут.	Диаметр, мм	Диаметр вала, мм	Среднее значение скорости - 0,074 км в секунду в направлении вращения, м/сек.	Испытание, с		Среднее значение скорости в I и II секторах, м/сек.		№		
						в сек. I	в сек. II	в сек. I	в сек. II			
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
1.	Белитовая	4000	400	8	60	88		0,36	60		I	
2.	Белитовая	5500	450	10	70	85		0,3	45		2	
3.	Белитовая	3000	300	6	50	80		0,22	44		3	
4.	Белитовая	3500	300	8	50	90		0,25	50		4	
5.	Белитовая	18000	1000	18	55	85		0,32	45		5	
6.	Белитовая	4500	500	12	60	86		0,31	58		6	
7.	Mo - WO ₃	7500	400	8	50	55	80	0,1	47	0,26	5,8	43
8.	Mo - WO ₃	6000	400	10	60	50	80	0,1	51	0,9	7,2	40
9.	Mo - WO ₃	12000	600	10	80	49	83	0,09	47	0,4	5	41
10.	Cu - Mo	6500	350	8	80	85	76	0,3	15	0,11	0,8	49
11.	Cu - Mo	17500	650	8	85	86	75	0,4	18	0,12	0,4	51
12.	Pb - серебра.	46000	900	20	80	88	60	2	51		0,5	45
13.	Pb - серебра.	15000	1000	12	50	86	40	1,9	60	0,25	0,9	38
14.	Pb - Zn	17000	400	18	55	92	93	0,96	78	2,52	0,5	56
15.	Mo - WO ₃	10000	1100	20	70	54	80	0,11	45	0,25	8,5	42

Продолжение маршрута 4

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
16.	Mo-WO ₃	8000	400	10	90	60	84	0,1 0,85	46 0,28	8,5 44	12
17.	Zn -окр. 10000	1100	15	50	70	60	1,6 30	50 22	0,9 47	7	
18.	Zn -окр. 25000	300	10	90	81	68	2,8 18	56 30	0,7 40	13	
19.	Mo-WO ₃	12000	900	10	55	48	0,07 0,8	48 0,1	4,9 45	13	
20.	Cu-Zn	11000	300	10	60	90	2,7 1,56	17 2,8	1,76 54	14	
21.	Cu-Zn	20000	1000	12	80	80	1,3 9,5	15 2,5	2 49	14	
22.	Cu -окр. 20000	300	12	75	90	66	2,2 27	40 28	0,15 42	7	
23.	Cu -окр. 12000	400	15	55	91	62	2,6 30	41 29	0,1 47	7	
24.	Cu-Mo	40000	1000	20	75	92	1,05 0,01	20 0,02	4 25	11	
25.	Cu-Mo	32500	900	18	50	98	1,2 0,18	19 0,09	2,5 12	11	

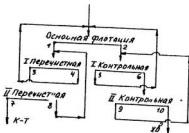
№ 1

- 62 -

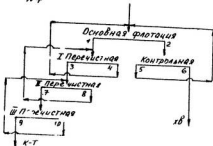
№ 2; 6



№ 3



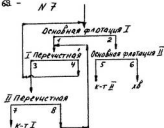
№ 4



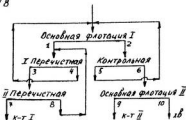
N 5



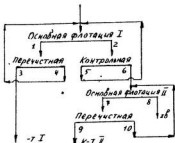
N 7



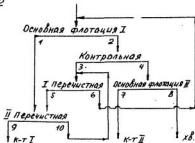
N 8



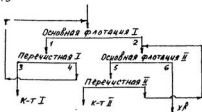
N 9



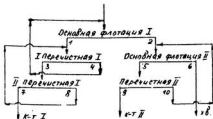
N 12



N 13



N 14



Генрих Васильевич КОРЖОВА

МИНЕРАЛОГИЯ И ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Учебное пособие

Редактор Степанова Н.Н.

Техн. редактор Крушинина Н.Е.

Рецензенты: * Е.Ф. Васман, Н.Ф. Мещеряков, В.П. Шаповал

Подписано в печать 13.01.89г.

Л-18695.

Уч.-изд. л. 2,5

Тираж 305 экз.

Заказ 1045

Цена 10 коп.

Тематический план 1989 г.

и 20

Московский институт стали и сплавов, Ленинский проспект, 4

Типография УОЗ ШСИС, Орджоникидзе, 8/9