

**ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ПОДГОТОВКА
СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ**

*Методические указания к курсовому проекту
для студентов специальности 21.05.04*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2022**

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
Санкт-Петербургский горный университет

Кафедра обогащения полезных ископаемых

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ

*Методические указания к курсовому проекту
для студентов специальности 21.05.04*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2022

УДК 622.7(073)

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ: Методические указания к курсовому проекту / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: *В.В. Львов, А.О. Ромашев* СПб, 2022. 44 с.

Методические указания к выполнению курсового проекта для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых». В методических указаниях даны задания на курсовое проектирование. Разобрана методика расчета схем рудоподготовки и выбора основного оборудования.

Научный редактор проф. *Т.Н. Александрова*

Рецензент к.т.н. *В.А. Таранов* (АО «Механобр Инжиниринг»)

© Санкт-Петербургский
горный университет, 2022

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ

*Методические указания к курсовому проекту
для студентов специальности 21.05.04*

Сост.: *В.В. Львов, А.О. Ромашев*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой
обогащения полезных ископаемых

Ответственный за выпуск *В.В. Львов*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 30.05.2022. Формат 60×84/16.

Усл. печ. л. 2,6. Усл.кр.-отт. 2,6. Уч.-изд.л. 2,3. Тираж 50 экз. Заказ 332.

Санкт-Петербургский горный университет
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. Задание на курсовой проект	4
2. Исходные данные	4
3. Предварительный расчет схемы дробления.....	11
4. Окончательный расчет схемы отделения дробления, выбор оборудования	19
5. Расчет схемы отделения измельчения, выбор оборудования.....	23
Тип руды.....	24
6. Оформление курсового проекта.....	28
6.1 Оформление пояснительной записки.....	28
6.2 Оформление графической части проекта	32
Рекомендательный библиографический список.....	37
Приложение 1	39
Приложение 2	40
Приложение 3	40
Приложение 4	41
Приложение 5	41
Приложение 6	32
Приложение 7	43
Приложение 8	43
Приложение 9	44
Приложение 10	44

1. ЗАДАНИЕ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

1. Рассчитать заданную схему дробления и измельчения для определенной руды.
2. Выбрать для соответствующих операций дробилки, грохоты, мельницы и гидроциклоны, определить их число для обеспечения требуемой производительности.
3. Вычертить технологическую схему операций с указанием производительностей и выходов для всех продуктов.
4. Вычертить схему цепи аппаратов.
5. Вычертить в масштабе 1:100 компоновку одного из цехов (по указанию преподавателя).

2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

Исходные данные для расчета принимают по указанию преподавателя для соответствующего номера задания (табл.1).

Таблица 1

Исходные данные для выполнения курсового проекта

Номер варианта	Номер рисунка	Тип руды	Производительность $Q_{зад}$, млн. т/год	Диаметр максимального куска в руде D_{max} , мм	Номер характеристики крупности				Крупность питания мельниц d_{max} , мм	Крупность измелчения (слива гидrocиклона) $d_{сл}$, мм	Содержание класса -74 мкм, %	
					исходной руды	после 1-й стадии дробления	после 2-й стадии дробления	после 3-й стадии дробления			в питании мельниц	в сливе гидrocиклона
1	1	СА ¹	33	1000	1	6/9 ²	12	15	12	0,18	9	60
2	1	СЖ _т	47	950	2	7/10	12	16	16	0,22	6	65
3	1	СП	18	1050	2	5/8	11	14	15	0,15	6	80
4	1	ТА	24	1100	4	6/9	11	15	13	0,16	8	65
5	1	ТЖ _с	50	1150	4	7/10	13	16	14	0,3	4	60
6	2	СП	15	1200	4	5/8	11	14	16	0,12	10	80
7	2	СА	25	1100	1	7/10	11	15	10	0,16	6	65
8	2	СЖ _с	45	950	2	5/8	11	15	16	0,2	8	60
9	2	СП	16	1050	2	6/9	12	15	18	0,15	5	75
10	2	ТА	23	1200	4	7/10	11	16	13	0,18	8	65
11	3	ТП	14	1050	4	7/10	13	16	15	0,18	4	80
12	3	СА	12	950	1	7/10	12	16	12	0,16	9	65
13	3	ТЖ _т	55	1250	4	6/9	11	15	16	0,25	6	90
14	3	СЖ _с	60	1100	2	6/9	11	15	15	0,18	6	65
15	3	СП	10	950	2	7/10	12	16	16	0,16	6	80
16	4	СА	28	1150	1	5/8	11	14	10	0,17	10	65
17	4	ТП	11	1100	4	6/9	12	14	16	0,18	8	80
18	4	СЖ _с	52	1200	2	5/8	11	15	17	0,3	6	60
19	4	ТА	20	1100	4	5/8	11	14	15	0,2	8	65

Номер варианта	Номер рисунка	Тип руды	Годовая производительность $Q_{зад}$, млн. т/год	Диаметр максимального куска в руде D_{max} , мм	Номер характеристики крупности				Крупность питания мельниц d_{max} , мм	Крупность измельчения (слива гидроциклона) $d_{сл}$, мм	Содержание класса -74 мкм, %	
					исходной руды	после 1-й стадии дробления	после 2-й стадии дробления	после 3-й стадии дробления			в питании мельниц	в сливе гидроциклона
20	1	СА	19	1150	1	6/9	12	15	15	0,16	7	65
21	1	СП	14	1100	2	5/8	11	14	16	0,12	8	75
22	1	ТЖ _с	60	1200	4	7/10	13	16	17	0,28	6	55
23	2	СА	20	1250	1	7/10	11	15	16	0,18	9	65
24	2	СП	12	1000	2	6/9	12	15	16	0,14	4	75
25	2	ТЖ _с	33	950	4	7/10	13	16	14	0,28	10	55
26	3	ТЖ _т	50	1100	4	6/9	11	15	16	0,3	6	85
27	4	ТА	27	900	4	7/10	11	16	17	0,2	8	60
28	4	ТП	17	1000	4	7/10	13	16	15	0,15	7	85
29	4	ТА	12	1100	4	7/10	11	16	16	0,2	9	65
30	3	ТЖ _т	44	1200	4	6/9	11	15	15	0,25	4	65

Примечание к табл. 1:

¹⁾ Тип руды: Т – твердая; С – средней твердости; Ж_т – железная (магнетитовая) тонковкрапленная; Ж_с – железная (магнетитовая) средневкрапленная; А – апатитовая; П – полиметаллическая. Принимать способ добычи для типа руды П – подземную, Ж_т, Ж_с, А – открытую

²⁾ В графе 7 в заданиях в числителе приведены номера характеристик для щековых дробилок, в знаменателе для конусных.

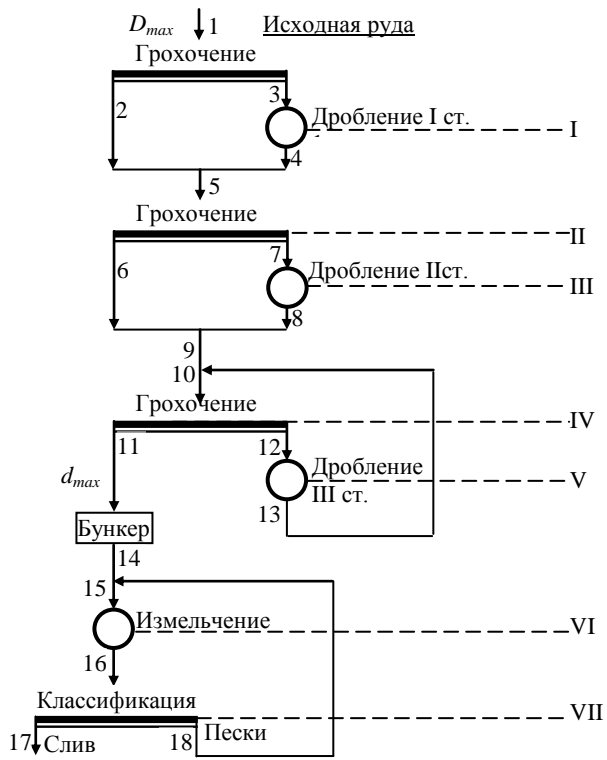


Рис. 1

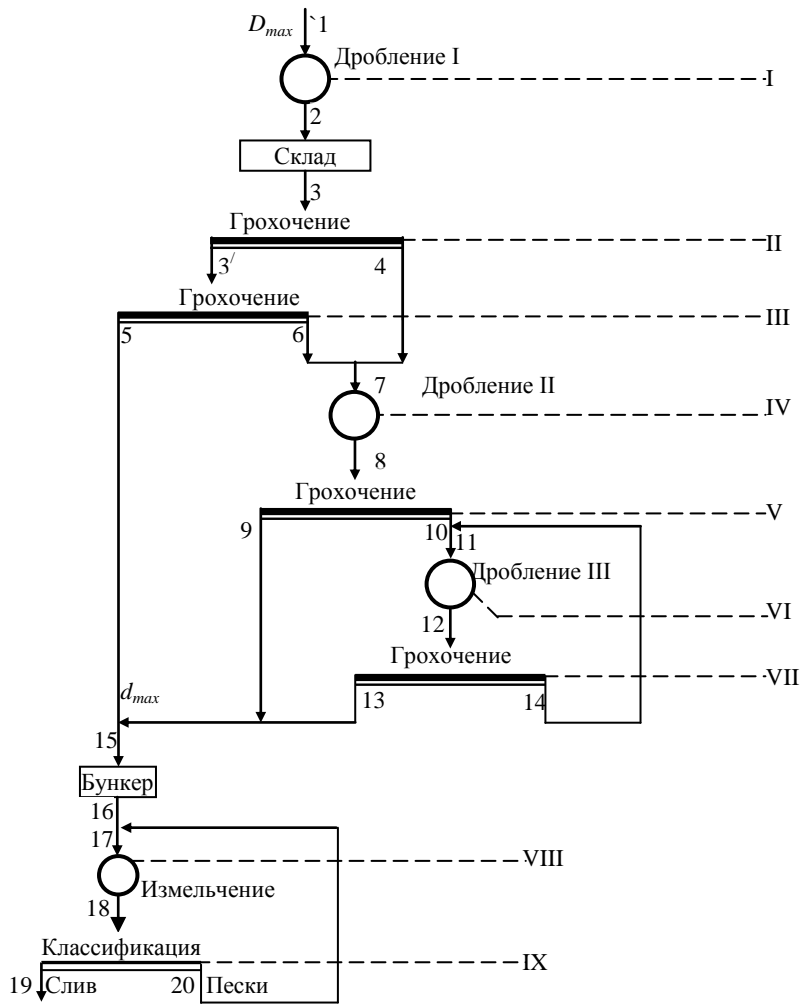


Рис. 2

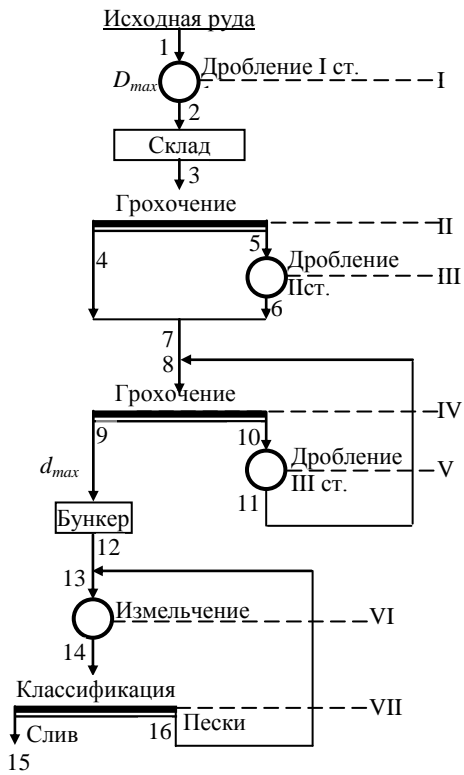


Рис. 3

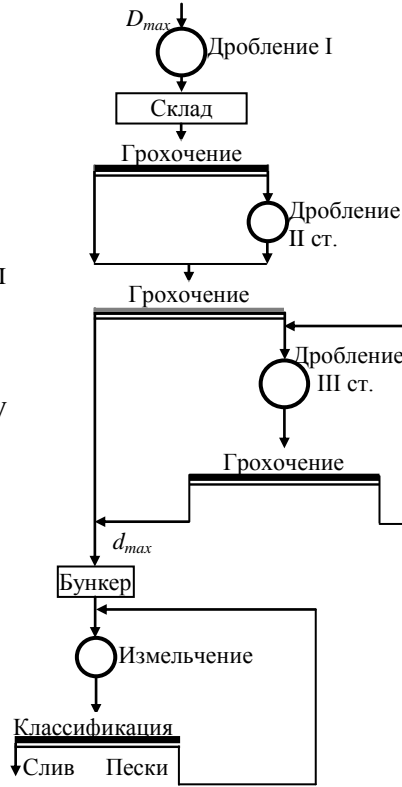


Рис. 4

Таблица 2

Ситовый анализ исходной руды

Класс крупности в долях D_{max}	Выход класса крупности для номера характеристики крупности, %			
	1	2	3	4
$-D_{max} + 0,75 D_{max}$	6	8	12	18
$-0,75 D_{max} + 0,50 D_{max}$	9	12	15	21
$-0,50 D_{max} + 0,25 D_{max}$	13	17	23	26
$-0,25 D_{max} + 0,125 D_{max}$	17	20	20	16
$-0,125 D_{max} + 0$	55	43	30	19

Таблица 3

Ситовый анализ дробленой руды (крупное дробление)

Класс крупности в долях выходной щели дробилки i	Выход класса крупности для номера характеристики крупности, %					
	Щековая дробилка			Конусная дробилка ККД		
	5	6	7	8	9	10
+2i	0	0	0	1	0	0
-2i + 1,75i	3	2	0	2	0	0
-1,75i + 1,5i	7	3	2	4	3	0
-1,5i + 1,0i	25	20	15	23	17	10
-1,0i + 0,75i	20	20	13	20	20	20
-0,75i + 0,50i	15	15	20	15	17	20
-0,5i + 0,25i	17	20	25	20	23	25
-0,25i + 0,00	13	20	25	15	20	25

Таблица 4

Ситовый анализ дробленой руды (среднее и мелкое дробление)

Класс крупности в долях выходной щели дробилки i	Выход класса крупности для номера характеристики крупности, %					
	Конусная дробилка КСД			Конусная дробилка КМД		
	11	12	13	14	15	16
+3,5i	0	0	0	5	3	1
-3,5i + 3,0i	0	0	0	12	4	4
-3,0i + 2,5i	10	3	5	11	10	4
-2,5i + 2,25i	5	5	3	7	8	8
-2,25i + 2,0i	5	6	5	10	8	5
-2,0i + 1,5i	18	16	13	20	20	19
-1,5i + 1,25i	12	10	10	8	10	11
-1,25i + 1,0i	11	10	12	7	10	11
-1,0i + 0,5i	22	30	25	12	14	19
-0,5i + 0,25i	9	15	15	4	6	9
-0,25i + 0,00	8	5	12	4	7	9

Для расчетов шаровых мельниц необходимо принять следующие показатели по эталонной мельнице: крупность исходной руды, поступающей в мельницу, 30-0 мм; измельчение до 50%; класса -74 мкм; шаровая мельница с разгрузкой через решетку, номинальный диаметр 3,2 м; удельная производительность по вновь образованному классу -74 мкм q_9 , т/(м³·ч): для руд средней крепости – 1,2; для твердых руд – 1,0. Плотность руды ρ , т/м³: железной – 3,3; апатитовой – 3,0; полиметаллической – 3.

3. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ РАСЧЕТ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

1. Схему дробления рассчитывают в два приема. При предварительном расчете массу потоков определяют приближенно и устанавливают требования, по которым ориентировочно выбирают дробилки. В окончательном расчете массу продуктов рассчитывают на основании детальных характеристик крупности, с учетом намеченных в предварительном расчете параметров дробилок.

Порядок расчета дан применительно к трехстадийной схеме дробления с предварительным грохочением в 1-й и 2-й стадиях и схемой измельчения с поверочной классификацией (рис. 1). При более простой схеме некоторые операции расчета будут сокращены, но порядок расчета аналогичных операций останется таким же, как и в типовом примере. Перед расчетом все операции нужно занумеровать римскими, а продукты - арабскими цифрами, как показано на рис. 1, 2.

В расчете нужно принять следующие обозначения: Q_n – производительность по продукту n , т/ч; β_n^{-d} и β_n^{+d} – содержание класса соответственно мельче d и крупнее d в продукте n , доли единицы; d – диаметр куска, мм; γ_n – выход продукта n , доли единицы, $\gamma_n = Q_n/Q_1$; Q_1 – производительность по исходному материалу, т/ч; i – размер выходной щели дробилки, мм; a_N – размер отверстий грохота в операции N , мм; E_N – эффективность грохочения в операции N , доли единицы; S – степень дробления (измельчения), цифрой внизу указывают стадию дробления.

Для продуктов измельчения и классификации (после бункера дробленой руды) выходы определяют по отношению к Q_{14} , а не по отношению к Q_1 .

2. Определяют расчетную производительность цеха дробления в тоннах в час по формуле

$$Q_1 = \frac{Q_{\text{зад}}}{m_{\text{др}} n_c n_{\text{ч}}} k_n \quad (1)$$

где $Q_{\text{зад}}$ – годовая производительность обогатительной фабрики по заданию (см. схему рис. 1) и табл.1; $m_{\text{др}}$ – число рабочих дней работы цеха дробления в году; n_c – число рабочих смен цеха дробления в сутки; $n_{\text{ч}}$ – число часов работы цеха дробления в смену; k_n – попра-

вочный коэффициент, учитывающий неравномерность тех свойств сырья, которые влияют на производительность оборудования ($k_n = 1,15$ для углеобогачительных фабрик, $k_n = 1,0-1,1$ для фабрик других полезных ископаемых). Работа цеха крупного дробления дробления принимается по режиму подачи руды на фабрику (режим работы рудника).

Режим подачи руды на обогачительную фабрику с рудников с открытым способом разработки рекомендуется принимать по данным приведенным ниже:

Производительность по руде, млн.т в год	Режим работы в году	Число смен в сутки / продолжительность смены, час	Расчетное число рабочих дней в году в различных районах	
			северные	Средние и южные
Весьма большая и большая (свыше 3 млн.т в год)	Непрерывный (без выходных дней)	3 / 7	340	340
Средняя и малая (до 3 млн.т в год)	Два выходных дня в неделю	2 или 3 / 7	247	255

При подземном способе добычи для любой производительности и района расположения предлагается:

Число рабочих смен	Число смен в сутки	Продолжительность смены
305	2	7

3. Строят суммарную по плюсу характеристику крупности исходной руды. Для этого табл. 2 для заданного по варианту номера переписывают по следующей форме:

Размеры класса в долях $D_{max} = d_1$, мм	Выход класса, %	Суммарный выход (по плюсу), %

При построении характеристики следует обратить внимание на выбор масштаба по горизонтальной и вертикальной осям; он должен обеспечивать удобный отсчет выходов.

4. Назначают степени дробления по стадиям. Общая степень дробления

$$S = \frac{d_1}{d_{11}} = S_1 S_2 S_3 = S_{\text{ср}}^3 \quad (2)$$

где $d_1 = D_{\text{max}}$; $d_{11} = d_{\text{max}}$.

Средняя степень дробления в каждом приеме

$$S_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} \quad (3)$$

Степени дробления в каждом приеме назначают исходя из средней степени дробления и степеней, которые обычно имеют место в дробилках: крупного дробления 3-5; конусных среднего дробления 3-6; конусных мелкого дробления при работе в замкнутом цикле с грохотами 4-8, при работе в открытом цикле 3-5. Обычно задаются двумя первыми степенями S_1 , S_2 и вычисляют затем третью.

При назначении степеней дробления и определении выходных щелей дробилок необходимо учитывать данные выпускаемых стандартных дробилок.

5. Определяют размеры максимальных кусков по стадиям дробления по формулам

$$d_5 = d_1 / S_1; \quad (4)$$

$$d_9 = d_1 / S_1 S_2 \quad (5)$$

$$d_{11} = d_1 / S_1 S_2 S_3 \quad (6)$$

(следует помнить, что полученное значение d_{11} должно соответствовать заданной крупности питания измельчения).

6. Определяют размеры выходных щелей дробилок на основании табл.5, составленной по усредненным данным.

Размер выходной щели

$$i = d_5 / z_1 \quad (7)$$

где z_1 принять по табл. 5 с учетом заданного характера руды по любому типу дробилок крупного дробления (в окончательном расчете тип дробилки уточнится);

$$i_2 = d_9 / z_2 \quad (8)$$

где z_2 принять по табл.5 с учетом характера руды по конусным дробилкам среднего дробления;

$$i_3 = (1.3 \div 1.5)i_{\min} \quad (9)$$

$$i_3 = d_{11} / z_3 \quad (11)$$

где i_{\min} – минимальный размер выходной щели принятой к установке дробилки; z_3 – принять по табл. 5 с учетом характера руды по конусным дробилкам мелкого дробления.

Таблица 5

Максимальная относительная крупность дробления z^3

Категория крепости руд	Номер характеристики (по табл. 2)	Дробилки крупного дробления		Дробилки конусные	
		конусные ККД	щековые	среднего дробления КСД	мелкого дробления КМД
Твердые	4	1,6	1,7	2,4 - 3,0	2,7 - 3,0
Средней твердости	3	1,4	1,5	1,8 - 2,5	2,2 - 3,2

³⁾ z – отношение размера отверстий сита, через которое проходит 95 % материала, к ширине выходной щели дробилки.

По формуле (9) рассчитывают i_3 для замкнутого цикла 3-й стадии дробления (схема рис.5), а по формуле (10) – когда дробилки 3-й стадии работают в открытом цикле.

7. Назначают размеры приемных отверстий дробилок примерно на 10-20 % больше размера максимального куска, поступающего в дробилку:

$$B_1 = (1.1 \div 1.2)d_1 \quad B_2 = (1.1 \div 1.2)d_5 \quad B_3 = (1.1 \div 1.2)d_9$$

8. Назначают размеры отверстий грохотов для открытого цикла в пределах между размером куска, полученного в данной стадии дробления, и размером выходной щели дробилки:

$$d_5 \geq a_1 \geq i_1; d_9 \geq a_{III} \geq i_{IV}$$

(по практическим данным соотношение между размерами отверстий грохотов и шириной выходных щелей дробилок примерно равно: при крупном дроблении 1, при среднем дроблении 1,5 – 1,8 и мелком 2-3).

Для замкнутого цикла $a_v = d_{11} = d_{max}$, т.е. размер отверстия грохота принимают равным крупности питания мельницы.

9. Назначают эффективность операций грохочения в соответствии с предполагаемым типом грохота. В 1-й стадии обычно устанавливают неподвижные колосниковые грохоты, эффективность которых $E_I = 0,6 \div 0,7$. Во 2-й и 3-й стадиях принимают вибрационные грохоты, эффективность которых $E_{III} = 0,8 \div 0,85$; $E_V = 0,8 \div 0,85$.

10. Вычисляют массу продуктов для 1-й стадии дробления:

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a_I} E_1 \quad (11)$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 \quad (12)$$

где $\beta_1^{-a_I}$ – содержание класса $-a_I$, определяется по характеристике крупности исходной руды.

11. Определяют массы продуктов, поступающих во 2-ю и 3-ю стадии дробления:

$$Q_7 = Q_1 (\gamma_{исх})_2 \quad (13)$$

$$Q_{12} = Q_1 (\gamma_{исх})_3 \quad (14)$$

где $(\gamma_{исх})_2$ и $(\gamma_{исх})_3$ – выходы продуктов, поступающих соответственно во 2-ю и 3-ю стадии дробления.

Эти выходы ориентировочно принимают по средним данным практики (табл.6).

12. Требования к дробилкам, полученные в результате расчета, сводят в табл.7.

Объемную производительность находят, деля массовую производительность на насыпную плотность ρ_n . Насыпная плотность руды ρ_n приближенно определяется по плотности руды в монолите ρ и по коэффициенту разрыхления K_p , значение которого можно принять 0,6-0,65:

$$\rho_n = \rho K_p \quad (15)$$

Таблица 6

Ориентировочные выходы продуктов, поступающих в операции дробления, в зависимости от твердости руд и схемы дробления

Дробление	Схема стадии дробления	Выход продукта, поступающего в дробление от массы исходной руды, %	
		средней твердости	твердой
Крупное	Открытый цикл, предварительное грохочение	70-80	80-90
Среднее	То же	70-80	80-85
Мелкое	- " -	65-75	75-80
	Замкнутый цикл, предварительное и поверочное грохочение совмещены	120-150	150-190

Таблица 7

Требования к дробилкам

Дробилка для стадии дробления	Размер приемного отверстия	Размер выходной щели, мм	Производительность	
			т/ч	м ³ /ч
1-й	B_1	i_1	Q_3	Q_3/ρ_n
2-й	B_2	i_2	Q_7	Q_7/ρ_n
3-й	B_3	i_3	Q_{12}	Q_{12}/ρ_n

13. С учетом требований к дробилкам на основании их технических характеристик выбирают типоразмер для каждой стадии дробления и определяют требуемое количество дробильных машин для обеспечения заданной производительности. Выбранный типоразмер дробилки должен обеспечивать расчетную ширину выходной щели. В противном случае следует изменить степень дробления таким образом, чтобы обеспечить такое соответствие.

Для дробилок крупного дробления (щековой или конусной), для конусных дробилок среднего и мелкого дробления, работающих

в открытом цикле, требуемое число дробилок рассчитывается по формуле

$$n_{др} = Q_{расч} / Q_i \quad (16)$$

где $Q_{расч}$ – требуемая объемная производительность данной стадии дробления, м³/ч, для 1-й, 2-й и 3-й стадии дробления соответственно Q_3/ρ_n ; Q_7/ρ_n и Q_{12}/ρ_n ; Q_i – производительность дробилки выбранного типоразмера при требуемом размере выходной щели i , м³/ч (принимают или рассчитывают по данным прил. 1 и 2).

Для требуемой щели i производительность дробилки Q_i находят прямолинейной интерполяцией:

$$Q_i = Q_{max} - \frac{Q_{max} - Q_{min}}{Q_{max} - i_{min}}(i_{max} - i) \quad (17)$$

или

$$Q_i = Q_{min} - \frac{Q_{max} - Q_{min}}{i_{max} - i_{min}}(i - i_{min}) \quad (18)$$

где Q_i , Q_{min} , Q_{max} – производительность дробилки при щелях соответственно i , i_{min} , i_{max} .

Для конусных дробилок мелкого дробления, работающих в замкнутом цикле с грохотом (как на схеме рис.5), требуемое число дробилок рассчитывается по формуле

$$n_{др} = Q_{исх} / (Q_i K_{ц}) \quad (19)$$

где $Q_{исх}$ – требуемая объемная производительность дробления в 3-й стадии, м³/ч, $Q_{исх} = Q_{12}/\rho_n$; $K_{ц}$ – коэффициент цикла.

С учетом того, что средняя крупность материала, поступающего в дробление при замкнутом цикле меньше, чем при открытом цикле, $K_{ц} = 1,3 \div 1,4$.

В каталогах производительность дробилок Q_k обычно дается для руд средней крепости с насыпной плотностью $\rho_n = 1,6$ т/м³ (плотность в монолите $\rho = 2,7$ т/м³). Для руд с другими физическими свойствами должны быть введены поправки – на крепость

руды K_f , на ее влажность K_w , крупность $K_{кр}$ и на насыпную плотность K_p .

С учетом всех поправок производительность дробилки

$$Q_{др} = Q_k \cdot K_p \cdot K_f \cdot K_w \cdot K_{кр}$$

где $Q_k = Q_o \cdot \rho_n$; Q_o – объемная производительность дробилки по каталогу, м³/ч.

14. Дробилки выбирают в результате технико-экономического сравнения нескольких возможных вариантов. Сравнение производится по установленной мощности, отражающей эксплуатационные расходы; по массе, пропорциональной стоимости капитальных затрат, и по коэффициенту загрузки. При выборе дробилок 1-й стадии предпочтение следует отдавать одному крупному агрегату перед несколькими меньших размеров, так как установка нескольких дробилок связана с устройством дополнительных приемных бункеров и питателей, с увеличением объема зданий.

Таблица 8

Характеристика выбранных дробилок

Типоразмер, мм	Число	Производительность, м ³ /ч		Коэффициент загрузки	Масса, т		Установленная мощность	
		одной	всех		одной	всех	одной	всех
Щековая ШДП ВхL	n_1	$(Q_i)_1$	$n_1(Q_i)_1$	$Q_{расч}/n_1(Q_i)_1$	W_1	n_1W_1	N_1	n_1N_1
Конусная ККД В/и	n_2	$(Q_i)_2$	$n_2(Q_i)_2$	$Q_{расч}/n_2(Q_i)_2$	W_2	n_2W_2	N_2	n_2N_2

Для сравниваемых вариантов дробилок составляют таблицу (табл.8). Производительность для каждой стадии должна соответствовать размеру выходной щели, намеченной по расчету, т.е. приводится значение Q_i , рассчитанное по формулам (17) или (18) для открытого цикла, и произведению $Q_i K_{ц}$ для замкнутого цикла.

Коэффициенты загрузки определяют как отношение требуемой часовой производительности дробилок по схеме $Q_{расч}$ к общей часовой производительности дробилок выбранного типоразмера для

принятого расчетного значения размера щели. Желательно подбирать дробилки таким образом, чтобы значения коэффициентов загрузки оборудования по стадиям дробления были приблизительно одинаковыми. Для достижения этого приходится в некоторых случаях отступать от намеченных размеров выходных щелей дробилок и назначать новые, более соответствующие характеристикам стандартного оборудования.

4. ОКОНЧАТЕЛЬНЫЙ РАСЧЕТ СХЕМЫ ОТДЕЛЕНИЯ ДРОБЛЕНИЯ, ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ

1. На основании предварительного расчета окончательно назначают размеры выходных щелей дробилок i_{II} ; i_{IV} ; i_{VI} .

2. Определяют размеры максимальных кусков руды после дробления по стадиям:

$$d_4 = i_{II} z_{II} \quad (22)$$

$$d_8 = i_{IV} z_{IV} \quad (23)$$

$$d_{13} = i_{VI} z_{VI} \quad (22)$$

Коэффициенты z_i выбирают по табл.5 по уже намеченному к установке оборудованию с учетом характера руды.

3. Вычисляют окончательно степени дробления по стадиям:

$$S_1 = d_1/d_5, \text{ здесь } d_5 = d_4; \quad (24)$$

$$S_2 = d_5/d_9, \text{ здесь } d_9 = d_8; \quad (25)$$

$$S_3 = d_9/d_{11}. \quad (26)$$

4. Назначают размеры отверстий грохотов и эффективность в операциях грохочения: для открытого цикла

$$d_5 \geq a_I \geq i_{II}; \quad E_I = 0,65; \quad (27)$$

$$d_9 \geq a_{III} \geq i_{IV}; \quad E_{III} = 0,85; \quad (28)$$

для замкнутого цикла

$$a_V = d_{11}; \quad E_V = 0,85.$$

5. Определяют массу продуктов 2 и 3:

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a_I} E_1; \quad Q_3 = Q_1 - Q_2,$$

где $\beta_1^{-a_I}$ – содержание в исходной руде класса мельче размера отверстия грохота; находят по характеристике крупности исходной руды.

6. Рассчитывают гранулометрический состав продукта 5, поступающего во 2-ю стадию дробления. Начинают этот процесс с построения характеристики крупности продукта 4. Для этого в соответствии с заданием и выбранным типом дробилки для 1-й стадии составляют таблицу, аналогичную по форме, приведенной в п.3 раздела 3. По данным этой таблицы строят в удобном масштабе суммарную характеристику по плюсу продукта 4. Гранулометрический состав продукта 5 рассчитывают как смесь продуктов 2 и 4 по следующим формулам: для $d < i_1$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+i_1} \beta_4^{-d}; \quad (29)$$

для $d > i_1$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} \beta_4^{-d}; \quad (30)$$

где β_1^{-d} , β_1^{+d} , $\beta_1^{+i_1}$ находят по характеристике крупности исходной руды; β_4^{-d} – по характеристике крупности продукта 4.

Предварительно намечают значения крупностей d , по которым будет рассчитан состав продукта 5, учитывая при этом следующее: для построения суммарной кривой достаточно четырех-пяти точек; точки должны быть по возможности равномерно распределены на отрезке горизонтальной оси $0-d_4$ ($d_4 = d_5$); для облегчения отсчетов по характеристике крупности продукта 4 при расчете гранулометрического состава продукта 5 желательно принять те же крупности, по которым построена и характеристика продукта 4.

Например, крупный кусок в продукте 4 имеет размер около 200 мм и построена его характеристика по классам 200, 150, 75, 50 и 25 мм. Тогда расчет гранулометрического состава продукта 5 удобнее вести по этим же классам.

При расчете для каждого класса сначала записывают формулы, затем подставляют значения и производят вычисления. По вычисленным содержаниям (выходам) классов строят суммарную по плюсу характеристику крупности продукта 5.

7. Окончательно выбирают дробилку для 1-й стадии дробления по прил.1, рассчитывают потребное число дробилок и коэффициент загрузки (см. п.13 раздела 3).

8. Определяют массы продуктов 6 и 7:

$$Q_6 = Q_1 \beta_5^{-a_{III}} E_{III};$$

$$Q_7 = Q_1 - Q_6,$$

где $\beta_5^{-\text{аш}}$ находят по характеристике крупности продукта 5.

9. По заданию строят характеристику крупности разгрузки дробилки 2-й стадии, соответствующую продукту 8 (по данным табл.4 для заданного номера характеристики крупности). Предварительно составляют таблицу, как при построении характеристик крупности исходной руды (см. п.3 раздела 3).

10. Рассчитывают гранулометрический состав продукта 9 в таком же порядке, что и продукта 5. Расчетные формулы (26) и (27) в этом случае соответственно переписуются так: для $d < i_{\text{II}}$

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+iv} \beta_8^{-d};$$

для $d > i_{\text{II}}$

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+d} \beta_8^{-d},$$

где β_5^{-d} , β_5^{+d} , находят по характеристике крупности продукта 5; а β_8^{-d} - по характеристике крупности продукта 8.

11. Окончательно выбирают дробилку для 2-й стадии по прил.2, выписывают ее характеристику, рассчитывают потребное число дробилок и коэффициент загрузки.

Производительность дробилки выбранного размера при назначенном размере щели определяют по прил.2 (см.п.13 раздела 3).

12. Рассчитывают упрощенно схему 3-й стадии дробления, полагая, что характеристика крупности продукта 13 определена заданием. Характеристику крупности продукта 13 согласно заданному номеру строят аналогично тому, как строились характеристики крупности продуктов 4 и 8.

Массы продуктов 10-13 рассчитывают следующим образом:

$$Q_{10} = Q_9 \left(\frac{1}{E_V} + \frac{\beta_9^{+av}}{\beta_{13}^{-av}} \right), \quad (28)$$

$$Q_{11} = Q_9; Q_{12} = Q_{13} = Q_{10} - Q_9,$$

где β_9^{+av} находят по характеристике крупности продукта 9; β_{13}^{-av} по характеристике продукта 13; $E_V = 0,85$ (см.п.4 раздела 4).

13. Окончательно выбирают дробилку 3-й стадии (по прил.3), выписывают ее характеристику, рассчитывают потребное число

дробилок и коэффициент загрузки. Число дробилок рассчитывают в соответствии с указаниями в п.13 раздела 3, производительность выбранной дробилки для принятой выходной щели определяют по прил.3.

14. Рассчитывают гранулометрический состав продукта 10, как смесь продуктов 9 и 13:

$$\beta_{10}^{-d} = \frac{Q_9 \beta_9^{-d} + Q_{13} \beta_{13}^{-d}}{Q_9 + Q_{13}}, \quad (29)$$

где β_9^{-d} и β_{13}^{-d} находят по характеристикам крупности продуктов соответственно 9 и 13. Классы крупности, по которым производят расчет, намечают аналогично п.6 раздела 4. После расчета составляют таблицу и по ее данным строят суммарную по плюсу характеристику продукта 10.

15. Рассчитывают общую потребную площадь колосникового грохота перед дробилкой 1-й стадии. Для самотечного сопряжения узла “грохот-дробилка” колосниковые грохоты устанавливают перед каждой дробилкой 1-й стадии. Площадь колосникового грохота должна быть не менее определяемой по эмпирической формуле

$$F = Q_1 / (2,4 a_1 n_1), \quad (30)$$

где a_1 – размер щели грохотов, мм; n_1 – число первичных дробилок, а, следовательно, и грохотов, шт.

Обычно площадь по расчету получается весьма малой и размеры грохота назначают конструктивно. Во избежание застревания крупных кусков ширину грохота B берут не менее тройного размера наибольшего куска в питании, а при малом числе крупных кусков – принимают на 100 мм большей двойного размера наибольших кусков. Длину грохота обычно принимают в два раза большей его ширины: $L = 2B$. Окончательно размеры грохота устанавливают при конструктивной разработке узла “грохот-дробилка”.

14. Выбирают и рассчитывают вибрационные грохоты для 2-й и 3-й стадий дробления. Потребную площадь грохочения F для заданных типов грохотов рассчитывают по удельным нагрузкам с учетом поправочных коэффициентов на условия грохочения:

$$F = \frac{Q_{\text{исх}}}{q \rho_n k l m n o p}, \quad (31)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – производительность по исходному питанию, т/ч (Q_5 для 2-й стадии и Q_{10} – для 3-й); k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициенты, определяемые по прил.6; q – удельная производительность грохота по насыпному объему при заданном отверстии сита, м³/ч, находят по прил.5; ρ_n – насыпная плотность руды (см. формулу (15)). По техническим характеристикам прил. 4 подбирают подходящий условиям грохот, имеющий достаточную площадь сетки. Для второй стадии грохочения предпочтительнее ставить инерционные грохоты тяжелого типа, которые принимают крупный кусок. Для 3-й стадии можно применять самобалансные грохоты. Число грохотов определяют делением общей потребной площади грохочения на площадь сита одного выбранного грохота. В каждой стадии дробления желательно иметь по одному грохоту на дробилку, что облегчает конструктивное решение узла «грохот-дробилка».

5. РАСЧЕТ СХЕМЫ ОТДЕЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ

1. Определяют расчетную производительность цеха измельчения в тоннах в час по заданной суточной производительности фабрики:

$$Q_{14} = \frac{Q_{\text{зад}}}{365 \cdot 24 \cdot k_g} \cdot k_n,$$

где k_g - коэффициент использования оборудования главного корпуса.

Из-за разных режимов времени работы цехов дробления и измельчения их производительности не совпадают. Между цехами обычно предусматривают бункер дробленой руды, являющийся буферной емкостью и играющий роль распределителя руды по мельницам.

2. Назначают выход циркулирующих в цикле измельчения песков в зависимости от условий измельчения:

$$\gamma_{18} = C \gamma_{11},$$

где $\gamma_{11} = 100\%$; C – циркулирующая нагрузка, доли единицы.

Значения циркулирующих нагрузок в цикле измельчения для разных типов руд следующие:

Тип руды	Средней твердости	Твердая
$C, \%$ от исходного питания мельниц	200-500	500-700

Чем тоньше измельчение, тем большей принимают циркулирующую нагрузку.

3. Определяют массу продуктов в цикле измельчения (рис.1) по формулам

$$\begin{aligned} Q_{15} &= Q_{14} + Q_{18}; \quad Q_{15} = Q_{14} + Q_{14} \gamma_{18}; \\ Q_{15} &= Q_{14}(1+\gamma_{18}); \quad Q_{16} = Q_{15}; \quad Q_{17} = Q_{14}; \\ Q_{18} &= Q_{14} \gamma_{18}. \end{aligned}$$

4. Порядок расчета мельниц следующий. В зависимости от заданной производительности фабрики намечают по прил. 7 три-четыре типоразмера мельниц для сравнения:

$$D_1 \times L_1; \quad v_1;$$

$$D_2 \times L_2; \quad v_2;$$

$$D_3 \times L_3; \quad v_3.$$

где D и L – диаметр и длина барабана мельницы; v – объем барабана мельницы с учетом футеровки.

Объем

$$v = \left[\pi(D - 0,15)^2 L \right] / 4, \quad (32)$$

где 0,15 – двойная толщина футеровки в рабочем состоянии, м.

Мельницы рассчитываются на основе принятой по заданию удельной нагрузке (так называемая эталонная нагрузка q_0) по расчетному классу –74 мкм. От эталонной нагрузки к удельной производительности мельницы данного типоразмера переходят, вводя ряд коэффициентов:

$$q_D = q_0 k_{и} k_{к} k_D k_T, \quad (33)$$

где q_D – удельная производительность мельниц диаметром выбранного размера ($D_1; D_2; D_3$) по расчетному классу - 74 мкм, т/(м³·ч); $k_{и}$

– коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке руды и эталонной, здесь условно принимается $k_{и} = 1$; $k_{к}$ – коэффициент, учитывающий разницу в крупности исходного и конечного продуктов измельчения по сравнению с эталонными условиями; k_{D} – коэффициент, учитывающий различие диаметров рассчитываемой и эталонной мельниц; k_{T} – коэффициент, учитывающий различие в типе мельницы, выбранной для расчета, и эталонной; при переходе от мельниц сливного типа к мельницам с разгрузкой через решетку $k_{T} = 1,10 \div 1,15$, при переходе к мельницам с разгрузкой через решетку $k_{T} = 0,87 \div 0,9$, если выбранная и эталонная мельницы одного типа, как задано в данной работе, $k_{T} = 1$.

Коэффициент

$$k_D = \frac{(D - 0,15)^{0,5}}{(D_{э} - 0,15)^{0,5}}, \quad (34)$$

где $D_{э}$ – номинальный диаметр мельницы, для которой указана эталонная производительность, $D_{э} = 3,2$ м; D – номинальный диаметр выбранной мельницы, м.

Коэффициент

$$k_K = m/m_{э}, \quad (35)$$

где m – относительная производительность при заданных условиях (см. рис.5 и табл.1); $m_{э}$ – относительная производительность при эталонных условиях, приведенных в исходных данных (см. раздел 2). Относительные производительности для соответствующих крупностей принимаются по прил.8.

После выбора коэффициентов рассчитывают удельные нагрузки по расчетному классу – 74 мкм для мельниц выбранных типоразмеров:

$$q_{Di} = q_{э} k_{и} k_{к} k_D k_T,$$

Определяют общий потребный объем барабанов мельниц каждого типоразмера:

$$V_i = Q_P / q_{Di},$$

где Q_p – количество расчетного класса – 74 мкм, которое образуется в процессе измельчения. Количество Q_p рассчитывается для заданных условий (без учета циркулирующей нагрузки) по формуле (36):

$$Q_p = Q_{11}^{\text{изм}} (\beta_{17}^{-74} - \beta_{11}^{-74}), \quad (36)$$

где Q_{14} – производительность цеха измельчения (получено расчетом), т/ч; β_{17}^{-74} – принимаемое по табл.1 содержание класса – 74 мкм в продукте измельчения (сливе гидроциклона), доли единицы.

Потребное число мельниц каждого типоразмера:

$$n_i = V_i / v_i,$$

где v_i – объем барабана мельницы соответствующего размера.

Окончательно выбирают к установке мельницы определенного типоразмера на основе сравнения их вариантов по массе, мощности и коэффициенту загрузки.

Для удобства сравнения расчетные данные сводят в таблицу (табл.9). Принимают к установке мельницы, имеющие наименьшие общую массу и расход мощности, но больший коэффициент загрузки.

Таблица 9

Характеристика выбранных мельниц

Типоразмер, мм	Число		Коэффициент загрузки	Масса, т		Установленная Мощность, кВт	
	по расчету	принятых к установке (округленно)		одной	всех	одной	всех
МШР $D_1 \times L_1$	n_1	n_1'	$K_1 = n_1 / n_1'$	W_1	$n_1' W_1$	N_1	$n_1' N_1$
МШР $D_2 \times L_2$	n_2	n_2'	$K_2 = n_2 / n_2'$	W_2	$n_2' W_2$	N_2	$n_2' N_2$
МШР $D_3 \times L_3$	n_3	n_3'	$K_3 = n_3 / n_3'$	W_3	$n_3' W_3$	N_3	$n_3' N_3$

5. Производят расчет гидроциклонов. Гидроциклоны выбирают и рассчитывают по ориентировочным данным, приведенным в прил.9. Для заданной крупности слива классификации выбирают к

установке гидроциклоны определенного диаметра. Число гидроциклонов для одной мельницы

$$n_{\text{гц}} = Q_o / Q_{\text{гц}},$$

где $Q_{\text{гц}}$ – объемная производительность гидроциклона выбранного диаметра для требуемой крупности слива (по прил.9) по исходной пульпе, м³/ч; Q_o – требуемая объемная производительность гидроциклонов по исходной пульпе для одной мельницы (сумма объемов слива и песков), м³/ч. Производительность

$$Q_o = Q_c + Q_{\text{п}}, \quad (37)$$

где $Q_c = Q_{16} / n_M [1/\rho + (1-c)/c]$; $Q_{\text{п}} = Q_{18} / n_M [1/\rho + (1-b)/b]$; $Q_{17} = Q_{14}$ – производительность цеха измельчения, принимается по расчету, т/ч; Q_{18} – масса песков, принимается по расчету, т/ч; ρ – плотность твердой фазы пульпы, принимать равной плотности руды, т/м³; c и b – содержание твердого в сливе и песках, находят по прил.10 в зависимости от крупности слива, доли единицы; n_M – число мельниц, работающих в замкнутом цикле.

Как видно из прил.9, для получения слива одной и той же крупности можно устанавливать гидроциклоны разного диаметра с разной производительностью. При этом, естественно, будет меняться и число устанавливаемых гидроциклонов.

Следует выбирать гидроциклоны максимального диаметра, обеспечивающие слив заданной крупности. Необходимо учитывать также и возможную компоновку оборудования (более удобное сочетание гидроциклонов с мельницей).

После расчета числа гидроциклонов выбранного размера следует проверить удельную нагрузку устанавливаемого гидроциклона по пескам. Она должна составлять 0,5 – 2 т твердого в час на 1 см² площади живого сечения песковой насадки.

Удельная нагрузка по пескам рассчитывается по формуле

$$q_{\text{п}} = 4Q_{18} / (n_M n_{\text{гц}} \pi \Delta^2), \quad (38)$$

где $n_{\text{гц}}$ – число гидроциклонов, принятых к установке на одну мельницу; Δ – диаметр пескового отверстия, см, рассчитывают для гидроциклона выбранного размера по данным прил.9.

6. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

После всех расчётов оформляются пояснительная записка и графическая часть проекта. В целом следует выделить отдельно оформление непосредственно пояснительной записки и оформление графической части проекта. Более подробно данные разделы описаны ниже.

6.1 ОФОРМЛЕНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

Пояснительная записка выполняется по правилам оформления, установленным в Университете. В тексте пояснительной записки должны быть ссылки на использованную литературу. Список использованной литературы приводится в конце пояснительной записки. Объем графической части проекта и ее содержание выполняется в соответствии с заданием на курсовой проект.

Пояснительная записка к курсовому проекту (работе) должна содержать:

- задание на разработку проекта за подписью руководителя;
- введение, в котором ставится цель и задачи работы, актуальность, целесообразность и, предположительно, ожидаемый результат;
- основную часть с обоснованием методов решения поставленной задачи и подробно все этапы решения задач с соблюдением всех нормативных;
- расчеты с эскизами, схемами;
- заключительную часть, оценку полученных результатов и выводы.

Для правильного оформления текста пояснительной записки следует внимательно ознакомиться со всеми разделами из [3]. Ниже приведен перечень основных моментов, на которые стоит обратить внимание при подготовке документа:

1) Везде следует использовать шрифт **Times New Roman**, по начертанию – обычный, для заголовков – полужирный, прописными буквами, размер 12 пт. В случае заголовка, занимающего три строки и более, размер шрифта 11 пт. Размер шрифта колонтитула 10 пт. (например, номеров страниц).

2) Поля документа: верхнее, нижнее и правое по 2,5 см, левое 3,0 см; колонтитулы: от края до колонтитула верхнего 1,25 см; нижнего 1,6 см; переплет 0 см.

3) Абзацный отступ (отступ первой строки) должен быть равен 1,25 см.

4) Выравнивание строк текста в абзаце в общем случае должно быть по ширине, а выравнивание строк заголовков - по центру

5) В пояснительной записке межстрочный интервал должен быть полуторным, в заголовке между названиями разделов и подразделов - одинарным.

6) Части, разделы и пр. имеют нумерацию арабскими цифрами. Система нумерации должна быть сквозной, например: 1; 1.1; 1.1.1; 1.1.2; и т.д. Заголовки, начиная с четвертого уровня, не нумеруют и в СОДЕРЖАНИЕ не включают. Наименования частей, разделов должны быть как можно более краткими. Если заголовок содержит несколько предложений, но занимает одну строку, то каждое предложение завершают точкой, исключая последнее; если же каждое предложение заголовка занимает отдельную строку, точки не ставят нигде.

7) Требуется включение режима автоматического переноса слов, также следует установить запрет висячих строк.

8) Аннотацию выполняют на русском английском языке на отдельном листе. Полный объем текста аннотации - до страницы. Указывают объём пояснительной записки (в страницах), количество таблиц, иллюстраций и приложений. Лист с аннотацией имеет номер «3» (номера страниц проставляют, начиная с этого листа), его располагают после листа с заданием.

9) СОДЕРЖАНИЕ располагают на отдельной странице непосредственно после аннотации (размер шрифта в СОДЕРЖАНИИ 10 пт.). Слово СОДЕРЖАНИЕ записывается в виде заголовка, выровненного по центру символического поля, прописными буквами (размер 10 пт.), полужирным стилем.

10) Иллюстрации, занимающие отдельную страницу, размещаются на странице, следующей за первой ссылкой на данную иллюстрацию. Небольшие иллюстрации размещаются после первой ссылки в тексте работы на данную иллюстрацию. Каждая иллюстрация должна иметь наименование. Под каждой иллюстрацией размещается подпись, поясняющая содержание иллюстрации. Все иллю-

страции, если их в работе более одной, нумеруют в пределах раздела арабскими цифрами (ГОСТ 2.105-79). Номер иллюстрации состоит из номера раздела и порядкового номера иллюстрации, разделенных точкой, например: Рис. 1.1, Рис. 1.2 и т.д. Ссылки на иллюстрации даются, например, так: «На рис. 6.1 приведена ...»; или так: «... в соответствии со схемой дробления (рис. 6.1)». Подпись под рисунком (рис. 1.5) должна быть краткой, точной и понятной. Ее содержание должно соответствовать тексту (но не повторять его) и изображению. Не рекомендуется в подписи под рисунком использовать указания на вид изображения. Подписи набирают по центру шрифтом Times New Roman, начертание обычное, размер 10 пт, например, «Рис. 2.3. Схема дробления». Надписи составного рисунка (*a*, *б*, *в*, ...) проставляются слева от рисунка в его верхней части. Ссылки на ранее упомянутые иллюстрации дают с сокращенным словом «смотри»; например, «см. рис. 6.1». Текст в рисунке выполняется шрифтом Times New Roman, размер шрифта 10 пт. Вспомогательные линии должны быть тоньше основных линий. Позиции рисунка нумеруют, начиная с левого нижнего угла, по часовой стрелке.

На рисунке латинские символы должны быть набраны курсивом, а цифры, функции, греческие буквы и другие символы должны иметь начертание обычное.

11) Цифровой материал должен оформляться в виде таблиц. Таблицу располагают в непосредственной близости после текста, в котором она упоминается впервые, или на следующей странице. На все таблицы должны быть ссылки, например: «Основные размеры (табл. 5.1)...» или «В табл. 5.1 указаны...». Таблица (рис. 1.11) должна иметь номер (по правому краю таблицы, прямой, размер шрифта 10 пунктов) и заголовок. Таблицы нумеруют в пределах раздела арабскими цифрами. Номер таблицы состоит из номера раздела и порядкового номера таблицы, разделенных точкой. Заголовок таблицы следует выполнять строчными буквами, кроме первой (начертание: полужирный; размер шрифта: 10 пт.), и помещать над таблицей по центру. Заголовок должен быть кратким и полностью отражать содержание таблицы. Заголовки граф таблицы также начинают с прописных букв. Если таблицу невозможно разместить на одном листе, то ее делят на части. При этом головки второй и после-

дующих частей или полностью повторяются, или указывается только нумерация граф. В этом случае нумерация граф обязательно дается и в строке, следующей за головкой первой части (рис. 1.12). При любом способе оформления составной таблицы слово «Таблица», ее порядковый номер и заголовок указывают один раз. Над последующими частями пишут в правой части слово «Продолжение» и номер таблицы, например: «Продолжение табл. 1.4». Введенный в таблицу текст необходимо отформатировать: шрифт Times New Roman, начертание обычное, размер 10 пт.

12) Для вставки в документ Word формул и символов следует пользоваться приложением «Редактор формул». Размер (в пунктах) символов формулы: обычный - 12, крупный индекс - 7, мелкий индекс - 5, крупный символ - 18, мелкий символ - 12. Латинские буквы набирать курсивом; греческие буквы – всегда прямые; у функций, русских, греческих букв, цифр и химических символов, критериев подобия начертание должно быть обычным. Формулы могут располагаться непосредственно в предложении. Формула, на которую есть ссылки в тексте, должна занимать отдельную строку и сопровождаться порядковым номером (размер номера формулы 12 пт.; нумерацию формул производить по разделам, например, 1.2). В этом случае формула располагается на расстоянии абзацного отступа от левой границы символического поля документа, а номер формулы ставится справа. Все переменные в формулах следует пояснять комментариями. Над и под строкой, содержащей только формулу или формулу с ее номером, задаются пустые строки (пустые абзацы) высотой по 6 пт.

13) Ссылки являются порядковыми номерами литературных источников из приводимого в пояснительной записке библиографического списка. Номера литературных источников заключаются в квадратные скобки.

14) Библиографический список составляется в алфавитном порядке, шрифт Times New Roman, размер 10 пунктов, начертание обычное. Фамилия и инициалы автора выделяются курсивом. Например:

1. *Разумов, К.А.* Проектирование обогатительных фабрик [Текст]: Учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. / К.А. Разумов, В.А. Перов. –

Москва : Недра, 1982. – 518 с. : ил.; 22 см ;– Библиогр.: с. 500–502. – 9000 экз. – Текст : непосредственный

15) Титульный лист пояснительной записки и задания имеют стандартизированную форму.

Пояснительная записка должна включать расчёты количественной схемы дробления и измельчения, выбор и расчёт основного оборудования. Пояснительная записка должна отражать данные представленные в графической части проекта.

6.2 ОФОРМЛЕНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

Графическая часть проекта представляется на листах формата А1 (или меньшего формата по указанию преподавателя).

Линии в графической части наносятся в соответствии с ГОСТ 2.303–68. При выполнении чертежей на листах формата А1 рекомендуется использовать следующие типы линий:

– сплошная основная s (от 0,5 до 1,4 мм) – для условных графических обозначений технологического процесса и оборудования, для основных технологических взаимосвязей (потоков продуктов);

– сплошная утолщенная толщиной $(1,5–1,6)s$ – для вычерчивания полок с названиями операций в принципиальных схемах, характеризующих обогатительный процесс с качественно-количественной стороны;

– сплошная тонкая линия толщиной $(0,3–0,4)s$ – для вычерчивания линий-выносок, позиций, для изображения вспомогательных связей и контура конструкций;

– штрихпунктирная гонкая $(0,3–0,4)s$ с длиной штриха около 15 мм, расстояниями между штрихами 3–5 мм – для показа условно элементов и помещений, не входящих непосредственно в объект;

– штриховая линия толщиной $0,5s$, длиной штриха 6–8 мм и расстоянием между ними 2 мм для изображения вспомогательных взаимосвязей. например, потоков сырья, воды.

Надписи, наносимые на чертежи и другую техническую документацию, наносятся чертёжным шрифтом (ГОСТ 2.304–81). Рекомендуется использовать наклонный шрифт (типа Б), имеющий угол наклона около 75° к основанию строки (размер шрифта в этом случае измеряется по перпендикуляру к основанию строки).

При выполнении чертежа следует обратить внимание на эстетическую сторону, предусматривающую рациональное использование и размещение графического материала на листе (должно быть использовано не менее 70 % поля чертежа).

Все схемы выполняются без соблюдения масштаба и по возможности максимально компактно. Схемы должны иметь минимальное количество изломов и пересечений линий связи. При выполнении чертежей схем следует руководствоваться общепринятыми изображениями схем.

В общем случае графическая часть должна содержать следующие чертежи:

Качественно-количественная и водно-шламовая схема

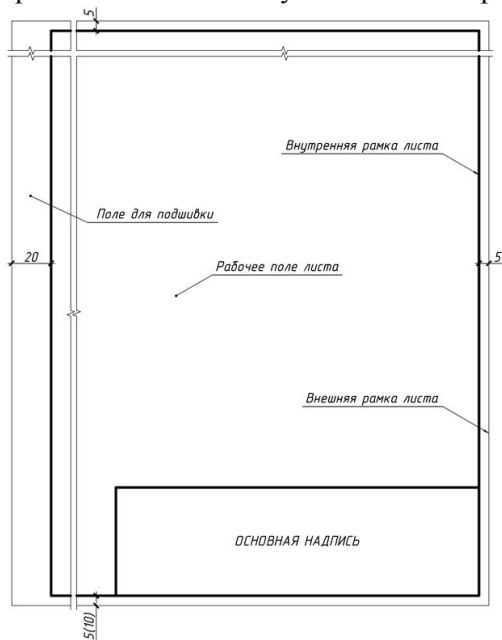
На качественно-количественной и водно-шламовой схеме отображаются последовательные операции процесса переработки. Схемы обогащения изображают в определённом установленном порядке. Технологические операции изображают одной жирной горизонтальной линией толщиной 1-2 мм, над которой написано название операции. Движение продуктов обозначают линиями со стрелкой. При пересечении вертикальных и горизонтальных линий движения продуктов обводку показывают на горизонтальной линии. При построении схемы стремятся обеспечить минимум потоков, направляемых вертикально, и вывод всех продуктов обогащения на горизонтальную прямую внизу схемы. Помимо этого, на качественно-количественной схеме приводятся сведения о количестве и качестве всех продуктов, а на водно-шламовой данные о количестве воды, разжижении и так далее. Операции на схеме нумеруются римскими цифрами с правой стороны листа по вертикальной линии, а продукты – арабскими. Порядок размещения цифровых значений для каждого параметра определяется «легендой» (таблицей), приводимой на листе. В таблицах на схеме для каждого продукта приводятся только цифры без размерностей. В таблицах приводятся только те сведения, которые необходимы для расчёта данного цикла.

Схема цепи аппаратов

На схеме указывается порядок прохождения полезного ископаемого через транспортные, дозирующие, обогатительные аппараты, склады и бункера. При наличии параллельных секций схема да-

ётся для одной секции, с указанием общего числа аппаратов в спецификации.

Элементы на схеме обозначаются в виде условных графических изображений или внешних очертаний. Допускается изображение отдельных элементов в виде прямоугольников. Спецификацию схемы цепи аппаратов составляют по установленной форме.



Примечание. В скобках указан допускаемый размер нижней рамки.

Рис. 5 Рамка установленного образца

Планы и разрезы по цехам фабрики

Приводятся разрезы и планы по согласованным с руководителем проекта цехам (цеха крупного дробления, цеха среднего и мелкого дробления, либо цеха измельчения), выполненного в масштабе. На чертежах указывают основные строительные размеры (шаг колонн, ширина и высота пролётов), отметки, габариты основного устанавливаемого оборудования. Изображение основных аппаратов воспроизводится в масштабе по данным каталогов с учётом

реальных габаритов. На чертежах помимо оборудования изображаются фундаменты каркаса здания и аппаратов, колонн, стены, дверные проёмы, ворота, кровли, подъёмно-транспортное оборудование, переходные мостки, обслуживающие площадки, лестницы, дренажные канавы, монтажные проёмы, ремонтно-монтажные площадки и т.д. При оформлении строительных чертежей существует общее правило: элемент, который нужно выполнить при наличии на чертеже других линий видимой контура, обводят сплошной основной линией. На планах и разрезах все технологическое оборудование изображается основной линией. Все прочие линии имеют толщину $s/2$; $s/3$.

Все чертежи должны иметь рамку (рис. 5) и штамп (рис.6) установленного образца.

Защита курсовых проектов (работ) является формой промежуточной аттестации по образовательной программе. Курсовой проект защищается перед комиссией, состоящей из трех человек, включая руководителя.

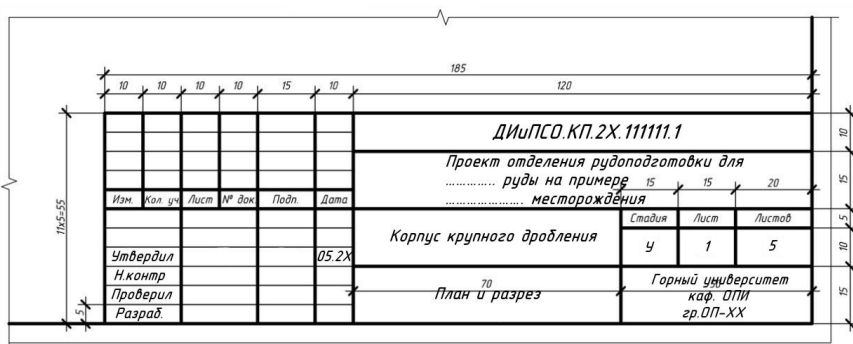


Рис. 6 Штамп установленного образца

На защиту проекта (работы) отводится не более 10-15 минут, после чего студенту задают вопросы члены комиссии (не более десяти вопросов). Публичная защита позволяет студентам научиться логично и кратко излагать содержание своей работы, обосновывать выбранный метод решения поставленной задачи и полученные результаты.

Защита проводится по графику, установленному кафедрой, о чем студенты извещаются заранее. При защите курсового проекта (работы) обучающийся должен:

- логично построить своё сообщение о выполненной работе;
- обосновать целесообразность принятых решений;
- показать понимание теоретических положений, на основе которых выполнен проект;
- дать правильные ответы на вопросы членов комиссии.

Курсовой проект может быть оценена на «отлично», «хорошо», «удовлетворительно», «неудовлетворительно». Оценка проставляется на титульном листе за подписью руководителя. Оценка также вносится в ведомость и подписывается руководителем курсового проектирования в соответствии с протоколом заседания комиссии. В зачетную книжку оценку вносит руководитель курсового проектирования.

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Е.Е.Андреев, О.Н.Тихонов* Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. - СПб. : [Б. и.], 2007. - 439 с.
2. *Е.Е.Серго* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых : Учеб. для вузов. - М. : Недра, 1985. - 285 с.
3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С.Богданова, В.А.Олевского. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1982. - 366 с.
4. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / Гл. ред. О.С.Богданов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1984. - 358 с.
5. *Александрова Т.Н.* Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с. http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bns_string=NWPIB.ELC.ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>
6. *Абрамов, А.А.* Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. Технология переработки и обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2004. — 510 с. <https://e.lanbook.com/book/3266>
7. *Николаев, А.А.* Добыча, подготовка и обогащение сырья цветных металлов [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : МИСИС, 2013. — 53 с. <https://e.lanbook.com/book/47431>
8. Львов В.В., Ромашев А.О. Расчёт технологических схем и выбор оборудования для процессов рудоподготовки: Сборник задач / Санкт-Петербург: Издательство Лема, 2020. – 147 с.
9. *Львов В.В., Кусков В.Б.* Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению. Методические указания по курсовому проектированию/ РИЦ Национального минерально – сырьевого университета "Горный", СПб., 2015 г. -34 с.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2089370%2F%D0%94%2075%2D100177282<.>

10. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению. Методические указания к лабораторным работам/ Санкт-Петербургский Горный университет. Сост.: В.В. Львов. СПб, 2020. 113 с.

11. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению. Методические указания к практическим занятиям. /Санкт-Петербургский горный университет. Сост. Львов В.В., Николаева Н.В. СПб, 2017. 157 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

А. производительность щековых дробилок с простым качанием щеки

Тип дробилки	Приемное отверстие, мм	Пределы регулирования выходной щели, мм	Производительность, м ³ /ч ⁴⁾	Масса дробилки, т	Мощность двигателя, кВт
ЩДП - 9×12	900x1200	95 – 165	130 – 230	65	90
ЩДП - 12×15	1200x1500	105 – 195	230 – 400	123	160
ЩДП - 15×21	1500x2100	135 - 225	450 - 750	214	250

⁴⁾ Производительность указана для минимального и максимального размера выходной щели дробилок

Б. Технические характеристики дробилок крупного дробления

Тип дробилки	Приемное отверстие, мм	Разгрузочная щель, <i>i</i> мм	Производительность, м ³ /ч	Масса, т	Мощность, кВт
ККД – 1200/150	1200	130	860	240	320
		150	1030		
		165	1140		
		180	1220		
ККД – 1500/180	1500	150	1430	406	400
		165	1680		
		180	1900		
		200	2100		
		215	2240		
ККД – 1500/230	1500	180	2100	500	459
		200	2300		
		215	2460		
		230	2620		

Приложение 2

Технические характеристики дробилок среднего дробления при работе в открытом цикле

Тип дробилки	Приемное отверстие, мм	Разгрузочная щель, i , мм	Производительность, $m^3/ч$	Масса, т	Мощность, кВт
КСД – 600 Д	110	12 – 35	19 – 40	5,0	30
КСД – 900 Д	145	15 – 40	46 – 88	13,6	55
КСД – 1200 Гр	185	20 – 50	83 – 125	19,8	75
КСД – 1200 Т	125	10 – 25	46 – 100	19,9	75
КСД – 1750 Гр2-Д	350	35 – 65	230 – 400	51,0	160
КСД – 1750 Гр - Д	250	25 – 60	180 – 320		
КСД – 1750 Т - Д	200	15 – 30	105 – 190		
КСД – 2200Гр2-Д	450	35 – 65	500 – 820	92	250
КСД – 2200 Гр - Д	350	30 – 60	420 – 700		
КСД – 2200 Т - Д	275	15 – 30	180 – 360		
КСД – 2200 Т2 - Д	275	20 – 40	400 – 630	97	250
КСД – 3000 Гр - Д	600	50 – 80	950 – 1450	230	400
КСД – 3000 Т - Д	475	25 – 50	650 – 900		

Приложение 3

Технические характеристики дробилок мелкого дробления при работе в открытом цикле

Тип дробилки	Приемное отверстие, мм	Разгрузочная щель, i , мм	Производительность, $m^3/ч$	Масса, т	Мощность, кВт
КМД – 1200 Гр	80	5 – 15	50 – 65	21	75
КМД – 1200 Т	40	3 – 12	30 – 55		
КМД – 1750 Гр-Д	130	9 – 20	135 – 200	51	160
КМД – 1750 Т - Д	80	5 – 15	85 – 140	52	200
КМД – 1750 Т2 - Д	70	8 – 12	80 – 110		
КМД – 2200Гр2-Д	200	15 – 25	315 – 410	93	250
КМД – 2200 Гр - Д	140	10 – 20	220 – 325		
КМД – 2200 Т1 - Д	100	5 – 15	160 – 250		
КМД – 2200 Т5 - Д	85	7 – 12	160 – 235	94	315
КМД – 2200 Т6 - Д	70	6 – 12	140 – 180		
КМД – 3000 Гр - Д	220	15 – 25	450 – 650	225	400
КМД – 3000 Т - Д	100	5 – 15	300 – 475		
КМД – 3000 Т2-ДП	85	8 – 15	350 – 450	229	500

Приложение 4

Технические характеристики грохотов

Тип грохотов	Крупность питания, мм	Площадь грохочения, м ²
А. Инерционные тяжелого типа		
ГИТ 32 М	200	3,125
ГИТ 41 А	200	4,5
ГИТ 42 М	200	5,1
ГИТ 51 М	300	6,7
ГИТ 52 М	400	7,1
ГИТ 71 М	800	13,2
Б. Инерционные самосинхронизирующиеся		
ГСТ 31	100	3,50
ГСТ 41	150	6,00
ГСТ 61	253 МГр	10,00
	259 МГр	8,00
ГПКТ – 72 У	150	18,00
В. Вибрационные самобалансные		
ГСТ - 31	ГСТ - 31	ГСТ - 31
ГСТ – 41	150	4,50
ГСТ – 51	150	8,00
ГСТ – 61	150	10,40
ГСТ – 62	150	12,00
ГСТ – 72	150	18,50
ГСТ – 81	150	24,40
ГСТ – 92	150	31,50
ГСТ - 102	150	42,0

Приложение 5

Удельная производительность q полувибрационных и вибрационных грохотов по насыпному объему на 1 м² поверхности сита

Размер отверстия сита, мм	$q, \text{ м}^3/(\text{м} \cdot \text{ч})$	Размер отверстия сита, мм	$q, \text{ м}^3/(\text{м} \cdot \text{ч})$	Размер отверстия сита, мм	$q, \text{ м}^3/(\text{м} \cdot \text{ч})$
0,16	1,9	2,00	5,5	25,0	31
0,20	2,2	3,15	7,0	31,5	34
0,30	2,5	5,00	11,0	40,0	38
0,40	2,8	8,00	17,0	50,0	42
0,60	3,2	10,00	19,0	80,0	50
0,80	3,7	16,00	25,5	100,0	63
1,17	4,4	20,00	28,0	-	-

Значение поправочных коэффициентов для расчета производительности грохотов

Коэффициент	Условия грохочения	Условия грохочения и численные значения коэффициентов										
		0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	
<i>k</i>	Влияние мелочи	Содержание в питании зерен меньше половины отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
		Значение <i>k</i>	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
<i>l</i>	Влияние крупных зерен	Содержание избыточных зерен β^{+a} , %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
		Значение <i>l</i>	0,94	0,97	1,00	1,06	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,3
<i>m</i>	Эффективность грохочения, %	Эффективность грохочения, %	40	50	60	70	80	90	92	94	96	98
		Значение <i>m</i>	2,3	2,1	1,9	1,6	1,3	1,0	0,9	0,8	0,6	0,4
<i>n</i>	Форма зерен материала	Форма зерен	Дробленый материал разный (кроме угля)				Зерна округлой формы (например, морская галька)				Уголь	
		Значение <i>n</i>	1,00				1,25				1,5	
<i>o</i>	Влияние влажности материала	Влажность	Для отверстий меньше 25 мм			Для отверстий больше 25 мм в зависимости от влажности						
		Значение <i>o</i>	Сухой	Влажный	Комкующийся	0,8-1,0						
			1,0	0,75-0,85	0,2-0,6							
<i>p</i>	Влияние способа грохочения	Грохочение	Для отверстий сита меньше 25 мм				Для отверстий сита свыше 25 мм					
		Значение <i>p</i>	Сухое		Мокрое		Любое					
			1,0		1,25-1,40		1,0					

Технические характеристики мельниц

Тип мельницы	Объем барабана, м ³	Производительность, т/ч	Масса мельницы, т	Мощность, кВт
А. Шаровые мельницы с решеткой				
МШР 2700×3600	17,5	25 – 73	91	400
МШР 3200×3100	22,0	35 – 103	110	630
МШР 3600×4000	36,0	58 – 165	180	1000
МШР 3600×5000	45,0	68 – 192	185	1250
МШР 4000×5000	55,0	-	258	2000
МШР 4500×5000	68,0	-	290	2500
Б. Шаровые мельницы с центральной разгрузкой				
МШЦ 2700×3600	17,5	22 – 63	86	400
МШЦ 3200×3100	22,4	30 – 86	104	630
МШЦ 3200×4500	32,0	42 – 121	160	800
МШЦ 3600×4500	40,0	50 – 150	172	1120
МШЦ 3600×5500	49,0	65 – 183	181	1250
МШЦ 4000×5500	60,0	-	250	2000
МШЦ 4500×6000	82,0	120 – 340	312	2500
МШЦ 5500×6500	140,0	-	690	4000
МШЦ 5800×6900	160,0	300	559	4000

Значение относительной производительности *m* мельниц по вновь образуемому классу – 74 мкм для руд среднего состава

Крупность исходного продукта, мм ⁵⁾	Значение <i>m</i> в зависимости от содержания класса - 74 мкм в конечном продукте, %						
	20-30	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	1,08	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

⁵⁾ За эталонную крупность для расчета приняты: исходный продукт 10 – 0 мм, конечный продукт 0,2 – 0 мм.

Приложение 9

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов

Диаметр гидроциклона D , мм	Диаметр пескового отверстия d , мм	Производительность по исходному, м ³ /ч	Давление на входе P , Па	Эквивалентный диаметр питающего отверстия d , мм	Крупность слива, мкм	Диаметр сливного отверстия, мм
150	12, 20, 24, 34	15 – 90	0,1 – 0,2	40	20 – 50	50
250	24, 34, 48, 75	90 – 250	0,3 – 2,5	65	30 – 100	80
360	34, 48, 75, 96	165 – 475	0,3 – 2,5	90	40 – 150	115
500	48, 75, 96, 150	300 – 900	0,3 – 2,5	130	50 – 200	160
710	48, 75, 100, 150, 200	450 – 1300	0,3 – 2,5	150	60 – 250	200
1000	75, 150, 200, 250	1150 – 3150	0,6 – 4,5	210	70 – 280	250
1400	150, 200, 250, 300, 350	2200 – 6000	0,6 – 4,5	300	80 – 330	380
2000	250, 300, 350, 400	3900 - 10700	0,6 – 4,5	400	100 - 400	500

Примечание. Угол конусности $\alpha = 20^\circ$. Диаметр пескового отверстия принимается в зависимости от требуемого выхода песков.

Приложение 10

Характеристика продуктов разделения в гидроциклоне

Крупность слива, мм	Содержание твердого	
	в сливе гидроциклона	в песках гидроциклона
0,4	40	70
0,3	35	70
0,2	30	70
0,15	25	65
0,1	20	65

**ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ
И ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ**

*Методические указания к курсовому проекту
для студентов специальности 21.05.04*

Сост.: *В.В. Львов, А.О. Ромашев*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой
обогащения полезных ископаемых

Ответственный за выпуск *В.В. Львов*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 30.05.2022. Формат 60×84/16.
Усл. печ. л. 2,6. Усл.кр.-отг. 2,6. Уч.-изд.л. 2,3. Тираж 50 экз. Заказ 332.

Санкт-Петербургский горный университет
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2