

Документ подписан простой электронной подписью

Информационно-аналитический центр
Министерства науки и высшего образования Российской Федерации

ФИО: Игнатенко Виталий Иванович

Должность: Проректор по образовательной деятельности и молодежной политике
ФГБОУВО «Норильский государственный индустриальный институт»

Дата подписания: 06.02.2023 07:47:04

Уникальный программный ключ:

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых
a49ae343af5448d45d7e3e1e499659da8109ba78

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Методические указания
к выполнению контрольных работ и задач*

Норильск 2018

ББК 33.21я7

Подземная разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: метод. указ. к выполнению контрольных работ и задач / составитель С.Д. Бибики; Норильский гос. индустр. ин-т. – Норильск: НГИИ, 2018. – 56 с.

Контрольные работы и задачи по курсу «Подземная разработка рудных и нерудных месторождений» составлены для студентов специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» всех форм обучения. Отражают основные вопросы курса в соответствии с учебной программой.

Контрольная работа №1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Задание 1.1. Расчет запасов месторождения полезных ископаемых.

На рис. 1.1 дана горизонтальная проекция месторождения полезных ископаемых, условно оконтуренная 9-ю скважинами.

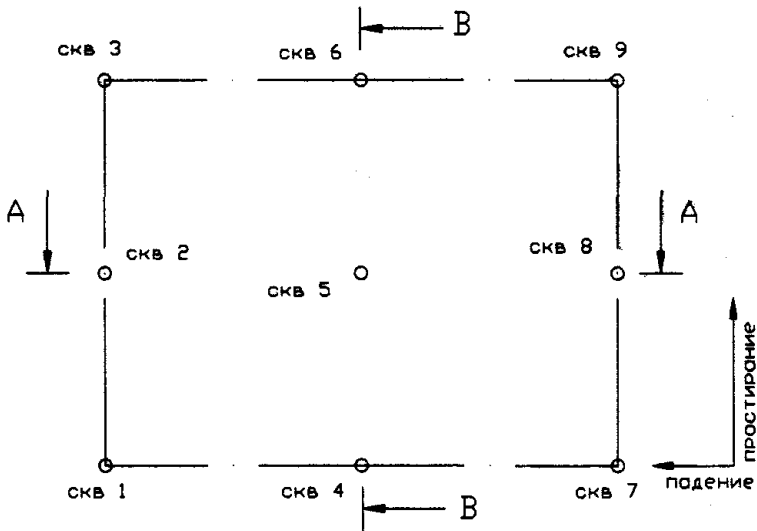


Рис. 1.1. Проекция месторождения полезного ископаемого

Вертикальная мощность m_e полезного ископаемого по скважинам $m_{e1} = 5$ м; $m_{e2} = 7$ м; $m_{e3} = 10$ м; $m_{e4} = 6$ м; $m_{e5} = 9$ м; $m_{e6} = 11$ м; $m_{e7} = 12$ м; $m_{e8} = 10$ м; $m_{e9} = 7$ м. Длина месторождения по линии простирания $L = 1200$ м, по линии падения $B = 800$ м, угол падения месторождения α дан по вариантам в табл. 1.1, плотность руды $\gamma = 4$ т/м³.

Таблица 1.1

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
α , град.	5	8	10	32	14	36	18	20	22	24

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
α , град.	25	26	27	28	29	30	12	16	17	19

Построить вертикальный разрез месторождения по А–А и В–В, если нижняя точка оруденения находится на отметке 900 м. Определить геологические запасы месторождения B_2 , млн. т.

Задание 1.2. Расчет средневзвешенного содержания металла в месторождениях.

В месторождении полезных ископаемых, в котором по заданию 1.1 определили геологические запасы B_2 , разведано три сорта руды: богатые в количестве $B_1 = 1,5$ млн. т, содержание металла $C_1 = 7\%$; богато-вкрапленные $B_2 = 3$ млн. т, $C_2 = 2\%$ и вкрапленные $C_3 = 0,8\%$. Определить средневзвешенное содержание металла в месторождении $C_{ср}$.

Задание 1.3. Рассчитать ценность 1 т руды и условного содержания металла, используя следующие буквенные обозначения:

C_b – балансовая ценность 1 т руды, руб.;

C_v – валовая ценность 1 т рудной массы, руб.;

$C_{изв}$ – извлекаемая ценность 1 т балансовой руды, руб.;

I – сквозной коэффициент извлечения металла при переработке руды, доли ед.;

I_o – коэффициент извлечения металла при обогащении, доли ед.;

I_m – коэффициент извлечения металла в металлургическом переделе, доли ед.;

C – содержание металла в балансовой руде, %;

a – содержание металла в рудной массе, %;

C_o – оптовая цена металла, руб./т;

C_1, C_2, \dots, C_i – содержание металла в полиметаллической руде, %;

C_y – условное содержание металла в полиметаллической руде, %;

$C_{бу}$ – балансовая ценность 1 т полиметаллической руды, приведенной к условному содержанию по металлу.

Определить C_b , C_v и $C_{изв}$ при следующих показателях $I_o = 0,9$, $I_m = 0,92$, $C_o = 1000$ руб./т.

Содержание металла в балансовой руде C и коэффициент качества K_k даны по вариантам в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C	3	4	5	6	7	2	3	4	5	8
K_x	0,95	0,90	0,85	0,80	0,95	0,92	0,82	0,90	0,80	0,84

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C	6	7	1	2	3	4	5	6	7	8
K_x	0,84	0,93	0,83	0,97	0,87	0,96	0,86	0,95	0,85	0,90

В полиметаллической руде содержание никеля $C_1 = 2\%$, меди $C_2 = 4\%$, металлов платиновой группы C_3 даны по вариантам в табл. 1.3. Оптовая цена металлов за 1 т соответственно $C_{01} = 4140$ руб.; $C_{02} = 1400$ руб. и $C_{03} = 3,8$ руб.

Таблица 1.3

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_3 , г/т	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_3 , г/т	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39

Рассчитать условное содержание полиметаллической руды по никелю C_y и ее балансовую ценность $C_{бу}$. Полученные при выполнении заданий 1.1–1.3 величины записать по форме:

№ варианта	B_z , млн. т	C_{cp} , %	C_b , руб.	C_e , руб.	$C_{изв}$, руб.	C_y , %	$C_{бу}$, руб.

Задание 1.4. Расчет количественных и качественных потерь руды при разработке.

При разработке одной из панелей рудника с балансовым запасом $B = 350$ тыс. т и содержанием металла в руде $C = 7\%$ и во вмещающих породах $B = 0,4\%$ получено рудной массы $D = 320$ тыс. т с содержанием металла $a = 6\%$. Оптовая цена C_0 1 т металла задана в табл. 1.4. Годовая производительность рудника A , млн. т, дана по вариантам в табл. 1.4. Себестоимость добычи 1 т руды $C_d = 300$ руб., обогащения $C_0 = 80$ руб., металлургического передела $C_{мл} = 100$ руб.; коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе соответственно $I_0 = 0,8$ и $I_m = 0,95$, доля затрат на геологические работы $P_z = 0,1$.

Рассчитать коэффициенты потерь по руде n и металлу n_m , разубоживания по руде p и содержанию p_m , коэф-

коэффициент качества руды K_k , коэффициент извлечения полезного компонента из недр K_n , количество потерянных балансовых запасов n и перемешанных вмещающих пород B в расчете на годовую производительность рудника, экономический ущерб от потерь и разубоживание за год \mathcal{E}_n , \mathcal{E}_p .

Таблица 1.4

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_0 , тыс. руб.	5	5,5	6	6,5	7	4	4,5	5	5,5	6
A , млн. т	1	1,5	2	2,5	3	1	1,5	2	2,5	3

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_0 , тыс. руб.	4	4,5	5	5,5	6	3	3,5	4	4,5	5
A , млн. т	3	2	3	1	3	1	2	2,5	3	2,5

Полученные ответы записать по следующей форме:

n , тыс. т	B , тыс. т	n , %	n_m , %	p , %	p_m , %	K_k , доли ед.	K_n , доли ед.	$C_{изв}$, руб.

C_0 , руб.	Z_p , руб.	\mathcal{E}_n , руб.	Q_n , тыс. т	\mathcal{E}_n , руб.	\mathcal{E}_p , руб.	A_z , тыс. т	\mathcal{E}_{pz} , тыс. руб.

$C_{изв}$ – извлекаемая ценность из 1 т добытой руды, руб.;

C_0 – себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды, руб.;

Z_p – затраты на геологоразведочные работы, отнесенные на 1 т балансовой руды, руб.;

Q_n – количество теряемых в процессе добычи балансовых запасов в расчете на 1 год работы рудников, руб.;

\mathcal{E}_n – экономический ущерб от потерь 1 т балансовой руды, руб.;

\mathcal{E}_p – экономический ущерб от разубоживания 1 т вмещающих пород, руб.

Задание 1.5. Расчет себестоимости конечной продукции горного производства.

Рассчитать себестоимость C_k , C_m , руб., прибыль Pr_k , Pr_m , руб., и уровень рентабельности P_k , P_m , %, при производстве 1 т концентрата и металла. Данные по вариантам приведены в табл. 1.5.

Для всех вариантов содержание металла в концентрате $C_k = 40\%$. Коэффициент потерь и разубоживания руды при добыче соответственно $n = 0,02$; $p = 0,10$.

Извлечение металла при обогащении $I_0 = 0,8$. При металлургическом переделе $I_0 = 0,95$.

Оптовая цена 1 т концентрата $C_{ок} = 4000$ руб.

Затраты на транспортировку 1 т руды по обогатительной фабрики и 1 т концентрата до металлургического завода $C_{тпр} = C_{трк} = 20$ руб.

Таблица 1.5

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Содержание металла в балансовой руде C , %	6	7	8	5	6	7	8	7	5	6
Себестоимость добычи 1 т руды C_0 , руб.	20	20	25	20	25	25	25	25	20	22
Оптовая цена металла C_0 , тыс. руб.	5	6	5	7	7	6	5	8	8	6

Показатели	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Содержание металла в балансовой руде C , %	5	6	5	7	6	5	6	7	8	7
Себестоимость добычи 1 т руды C_0 , руб.	25	28	25	20	30	27	25	27	24	22
Оптовая цена металла C_0 , тыс. руб.	7	7	8	7	8	8	8	7	6	5

Технико-экономические показатели, полученные в результате расчетов, записать в табл. 1.6.

Таблица 1.6

№ п/п	Наименование показателя	Числовые значения
1	Содержание металла в рудной массе a , %	
2	Балансовая ценность руды C_0 , руб.	
3	Ценность 1 т рудной массы C_0 , руб.	
4	Извлекаемая ценность 1 т руды по концентрату $C_{изв.к}$, руб.	
5	Извлекаемая ценность 1 т руды по металлу $C_{изв.м}$, руб.	
6	Расход руды для получения 1 т концентрата q_p , т	
7	Расход концентрата для получения 1 т металла q_k , т	
8	Расход руды для получения 1 т металла q , т	
9	Себестоимость 1 т концентрата C_k , руб.	
10	Себестоимость 1 т металла C_m , руб.	
11	Прибыль, полученная на 1 т концентрата $P_{рк}$, руб.	
12	Прибыль, полученная на 1 т металла $P_{рм}$, руб.	
13	Уровень рентабельности по концентрату p_k , %	
14	Уровень рентабельности по металлу p_m , %	

Задание 1.6. Расчет производственных расходов на переработку 1 т руды. Данные для расчета приведены в задании 1.5.

Рассчитать производственные расходы на переработку 1 т руды в концентрат Q_k , руб.; металла Q_m , руб.; прибыль, полученную от переработки 1 т руды до конечного

продукта концентрата, металла $P'_{рк}$, руб., $P'_{рм}$, руб.; уровень рентабельности $p'_{к}$, %, $p'_{м}$, %.

Полученные технико-экономические показатели записать в табл. 1.7.

Таблица 1.7

№ п/п	Наименование показателя	Числовые значения
1	Расходы на переработку 1 т руды в концентрат Q_k , руб.	
2	Расходы на переработку 1 т руды в металл Q_m , руб.	
3	Прибыль от переработки 1 т руды в концентрат $P'_{рк}$, руб.	
4	Прибыль от переработки 1 т руды в металл $P'_{рм}$, руб.	
5	Уровень рентабельности по концентрату $p'_{к}$, %	
6	Уровень рентабельности по металлу $p'_{м}$, %	

Задание 1.7. Рассчитать экономический ущерб при оставлении охранного целика, используя следующие буквенные обозначения:

K – капитальные затраты на строительство рудника, руб.;

B_u – балансовые запасы, оставленные в охранном целике, т;

d_n – стоимость металла из охранного целика, оставляемого в потери, руб.;

d_a – стоимость роста амортизации капитальных затрат при оставлении охранного целика в потери, руб.;

\mathcal{E}_u – общий экономический ущерб при оставлении охранного целика в недрах, руб.;

$\Delta \mathcal{E}_u$ – экономический ущерб при оставлении охранного целика, отнесенный на 1 т погашенных балансовых запасов, руб./т.

Рассчитать общий экономический ущерб при оставлении охранного целика в недрах \mathcal{E}_u , руб., и экономический ущерб, отнесенный на 1 т погашенных балансовых запасов $\Delta \mathcal{E}_u$, руб./т, при следующих технико-экономических показателях. Балансовые запасы руды месторождения $B = 100$ млн. т; балансовые запасы в охранном целике $B_u = 2$ млн. т; капитальные затраты на строительство рудника $K = 720$ млн. руб.; коэффициент качества при разработки месторождения $K_k = 0,9$; стоимость добычи 1 т рудной массы $C_d = 530$ руб.; стоимость переработки 1 т рудной массы до конечного продукта $C_{неп} = 20$ руб.; сквозной коэффициент извлечения металла при переработки руды

$I = 0,85$; коэффициент извлечения при разработки месторождения $K_{изв} = 0,90$; балансовая ценность руды C_b задана по вариантам в табл. 1.8.

Таблица 1.8

Показатель	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_b	660	665	670	675	680	685	690	695	700	705

Показатель	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_b	710	715	720	725	730	735	740	745	750	755

Контрольная работа №2. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Задание 2.1. Выбор способа вскрытия месторождения.

Дано: мощность месторождения $m = 20$ м, угол падения $\alpha = 10^\circ$, угол сдвига налегающих горных пород $\gamma = 75^\circ$, другие горнотехнические параметры даны по вариантам в табл. 2.1.

Провести технико-экономическое сравнение с использованием ЭВМ по критерию минимальных проведенных затрат двух вариантов вскрытия месторождения.

1 вариант – вертикальным скиповым стволом, пройденным в лежащем боку месторождения (рис. 2.1).

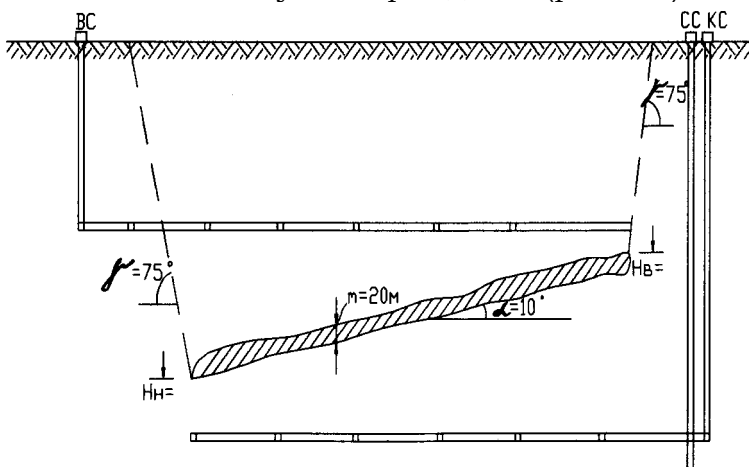


Рис. 2.1. Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом

2 вариант – конвейерным стволом с углом наклона $\delta = 16^\circ$ и дробильным комплексом (рис. 2.2). Клетевой и вентиляционный стволы в обоих вариантах имеют одинаковые параметры и в расчет не включаются.

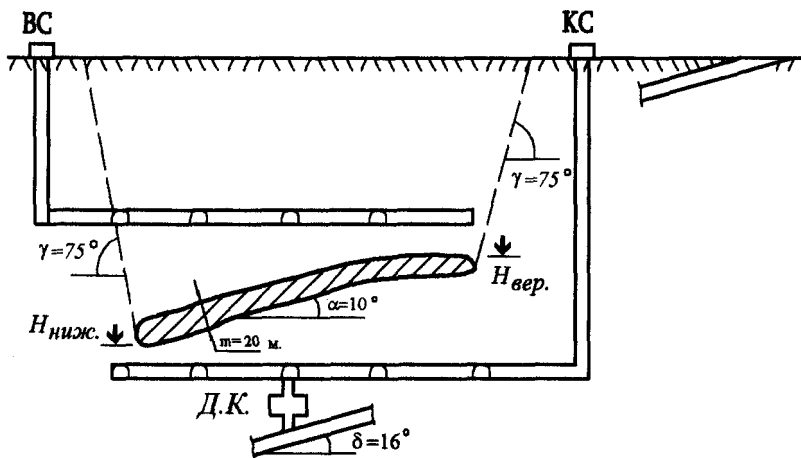


Рис. 2.2. Вскрытие месторождения наклонным стволом

Выполняя практическую работу, начертить схему вскрытия месторождения по исходным параметрам.

При расчете капитальных вложений и эксплуатационных затрат на 1 т добычи использовать условные стоимостные и другие показатели в табл. 2.2–2.4. Результаты расчетов по вариантам вписать в табл. 2.5.

На основании табл. 2.5 составить программу GOR N1 для расчетов на ЭВМ и отдать в вычислительный центр института.

Оптимальный способ вскрытия месторождения будет указан на листинге после расчета на ЭВМ. Полученные расчетные величины записать в следующей форме:

№ варианта	K_{y1}	K_{y2}	Вариант вскрытия

Таблица 2.1

Исходные данные	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	-400	-500	-400	-400	-400	-300	-300	-400	-300	-350
2	-350	-420	-340	-320	-330	-240	-250	-330	-230	-280
3	2	3	1	2	2	3	1,5	2,5	3	2
4	900	950	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1150	1250

Окончание табл. 2.1

Исходные данные	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	-340	-330	-320	-350	-250	-350	-240	-250	-280	-350
2	-260	-270	-260	-300	-170	-390	-160	-190	-200	-280
3	1	2	3	1	1	1,5	3	2	1	2
4	920	980	1050	1120	1180	1250	1320	1350	1380	1420

Примечание. 1 – нижняя отметка месторождения; 2 – верхняя отметка границы орудинения; 3 – годовая производительность рудника, млн.т/год; 4 – размер месторождения по простиранию L_m .

Таблица 2.2

Производительность рудника A , млн. т	Объем дробильной камеры, м ³
1	9 000
2	12 000
3	15 000

Объем околоствольного двора скипового ствола

$$V = 4 + 7,6A, \text{ тыс. м}^3.$$

Условные стоимостные показатели по капитальным затратам вскрытия месторождения приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Проходка и крепления	Стоимость, руб.
1 пог. м скипового ствола	5 0000
1 пог. м квершлага	6000
1 пог. м наклонного ствола	1 0000
1 м ³ околоствольных выработок	800
1 м ³ дробильного комплекса	1400

Условные стоимостные показатели эксплуатационных расходов приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Наименование	Стоимость
Поддержание вертикального ствола	1% от стоимости проходки
Поддержание горизонтальных и вертикальных выработок	2,5% от стоимости проходки
Стоимость подъема скипами 1 т руды на 100 м по вертикали	4 руб.
Электровозная откатка руды по квершлагам	7 руб./т×1000 м
Подъем конвейерами 1 т руды на 100 м по вертикали	2 руб.
Подземное механическое дробление 1 т руды	4 руб.

Таблица 2.5

Капитальные и эксплуатационные расходы	Показатели по вариантам, тыс. руб.	
	1	2
<i>Капитальные затраты K</i>		
Проходка скипового ствола	+	-
Проходка наклонного ствола	-	+
Проходка откаточных квершлагов	+	-
Проходка камер для дробильного комплекса	-	+
Проходка околоствольных выработок скипового ствола	+	-
Всего учитываемых капитальных затрат	+	+
Удельные капитальные вложения $K_y = K / A$, руб./т год	+	+
<i>Годовые эксплуатационные расходы P</i>		
Поддержание скипового ствола	+	-
Поддержание наклонного ствола	-	+
Поддержание квершлагов	+	-
Электровозная откатка руды по квершлагам	+	-
Скиповый подъем руды	+	-
Конвейерный подъем руды	-	+
Подземное дробление руды	-	+
Всего учитываемых эксплуатационных затрат	+	+
Эксплуатационные затраты на 1 т добычи $G = P / A$, руб./т год	+	+

Задание 2.2. Расчет площади земельного отвода при разработке месторождения.

Определить площади земельного отвода в векторах при разработке месторождения, горно-геологические условия залегания которого даны в задании 2.1.

Задание 2.3. Рассчитать годовую производительность подъема $Q_{\text{час}}$, т; наивыгоднейший груз, поднимаемый скипом за один раз Q_z , кг; полезную емкость скипа W , м³; среднюю скорость движения скипа $V_{\text{ср}}$, м/с, при следующих условиях: глубина скипового ствола $H_{\text{сс}}$ (годовую производительность рудника взять из задания 2.1), насыпной вес руды $\gamma_n = 2,8$ т/м³. Коэффициент неравномерности работы подъема $C = 1,2$; число рабочих дней в году $N = 305$; число часов работы подъема в сутки $n = 16$.

Расчетные величины записать в следующей форме:

№ варианта	$Q_{\text{час}}$, т	Q_z , кг	W , м ³	$V_{\text{ср}}$, м/с

Задание 2.4. Расчет технико-экономических показателей схемы подготовки откаточного горизонта.

Рассчитать линейные K_l , м/1000 т, и объемные K_v , м³/1000 т, коэффициенты подготовки откаточного горизонта месторождения, используя параметры задания 2.1. Принять, что сечение откаточных выработок $S = 12$ м², длина панели по падению $L = 120$ м, ширина по простиранию $B = 350$ м. Построить календарный график строительства откаточного горизонта, приняв среднюю скорость проходки выработок $V_{cp} = 75$ т/мес.

Задание 2.5. Планирование подготовительных, нарезных и очистных работ.

Рассчитать подготовительные, нарезные и очистные работы при разработке месторождения полезных ископаемых, используя следующие горно-геологические и технические условия:

- угол падения месторождения α (табл. 2.6);
- нормальная мощность месторождения m (табл. 2.6);
- длина месторождения по простиранию $L = 1200$ м;
- длина блока в этаже $l_6 = 60$ м.
- высота этажа $h_9 = 75$ м;
- время, необходимое на очистные, нарезные и подготовительные работы в блоке, соответственно $t_0 = 4$, $t_n = 1$ и $t_n = 0,5$ мес.;
- коэффициент потерь и разубоживания при добыче $n = 8$ и $p = 10\%$;
- плотность руды $\gamma = 3$ т/м³;
- коэффициент подготовительно-нарезных выработок по системе разработки $K_{nn} = 4$;

Таблица 2.6

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
α , град	30	35	40	45	50	55	60	65	25	28
m , м	26	30	32	34	36	38	40	24	22	20
N_n , мес.	18	19	20	21	22	23	24	16	17	18
N_c , мес.	6	7	8	9	10	5	6	7	8	9

Показатели	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
α , град	32	38	42	48	52	58	62	64	66	68
m , м	18	16	17	19	21	23	24	25	27	29
N_n , мес.	19	20	21	22	23	24	15	16	17	18
N_c , мес.	10	5	6	7	8	9	10	5	6	7

- нормативная обеспеченность рудника подготовительными и готовыми запасами N_e (табл. 2.6);
- коэффициент опережения по времени проходки подготовительно-нарезных выработок по отношению к очистным работам $W = 1,5$;
- количество забоев, которые могут быть обеспечены проходческим оборудованием, $q = 15$;
- очистные работы ведутся на одном этаже.

Определить количество блоков в этаже по стадии работ в очистной выемке n_0 , в подготовке n_n и нарезке n_r ; годовую производительность рудника A , млн. т; требуемую величину подготовительных B_n и готовых к очистной выемке балансовых запасов B_e ; годовой план проходки подготовительно-нарезных выработок $\Sigma \ell_{nn}$; минимальную скорость проведения выработок V_{\min} , м/сек. Полученные данные записать в следующей форме:

n_0 , блок	n_n , блок	n_r , блок	B_n , млн. т	B_e , млн. т	A , млн. т	$\Sigma \ell_{nn}$, м	V_{\min} , м/сек

Контрольная работа №3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Задание 3.1. Выбор системы разработки по горно-геологическим условиям.

В табл. 3.1 даны постоянные и переменные горно-геологические и экономические факторы, обуславливающие выбор системы разработки. Требуется перечислить все системы разработки, технически приемлемые для данного варианта. Из систем разработки отобрать две, которые лучше по показателям и не проигрывают ни по одному из них.

По технической литературе и справочникам установить для выбранных систем разработки технико-экономические величины и вписать в табл. 3.1:

C_d – себестоимость добычи 1 т руды, руб.;

$C_{пер}$ – себестоимость переработки 1 т руды до конечного продукта, руб.;

n – коэффициент потерь руды при добыче, %;

p – разубоживание руды при добыче, %;
 I – коэффициент извлечения при переработке, доли ед.;
 C_0 – оптовая цена 1 т конечного продукта, руб.;
 B – балансовые запасы блока /панели, т;
 C – содержание металла в балансовой руде, $C = 6\%$;
 ρ – доля затрат на геолого-разведочные работы, $\rho = 0,1$.

Таблица 3.1

Постоянные и переменные факторы	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Мощность рудного тела, м	25	20	15	10	5	8	3	10	12	15
Угол падения, град.	6	10	5	8	60	70	80	70	50	40
Устойчивость (+) неустойчивость (-) рудного массива	+	+	+	+	+	-	-	+	+	+
Устойчивость (+) неустойчивость (-) вмещающих пород	-	-	+	-	+	-	-	+	-	-
Сохранение (+) несохранение (-) поверхности слеживаемость (+) неслеживаемость (-) отбитой рудной массы	+	-	+	+	-	-	+	+	+	-
Извлекаемая ценность 1 т руды: небольшая (-)	-	-	+	+	-	-	+	-	-	-
средняя (\pm)	+	-	-	-	\pm	+	+	+	\pm	-
большая (+)										

Постоянные и переменные факторы	Вариант									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Мощность рудного тела, м	30	2	12	10	18	50	14	12	10	15
Угол падения, град.	15	10	15	70	5	70	12	20	35	20
Устойчивость (+) неустойчивость (-) рудного массива	-	+	-	-	+	-	-	-	+	-
Устойчивость (+) неустойчивость (-) вмещающих пород	+	-	+	-	-	-	+	+	-	+
Сохранение (+) несохранение (-) поверхности	+	-	+	-	+	-	+	-	+	-
слеживаемость (+) неслеживаемость (-) отбитой рудной массы	+	+	-	-	+	-	+	-	-	+
Извлекаемая ценность 1 т руды: небольшая (-)	\pm	+	-	+	+	-	+	-	\pm	-
средняя (\pm)										
большая (+)										

Желательно эти величины согласовать с преподавателем.

Таблица 3.2

Наименование систем разработки	C_q , руб.	$C_{пер}$, руб.	n , %	p , %	I , доли ед.	C_0 , руб.	B , т	c , %	ρ
1									
2									

Производится расчет и выбирается окончательно система разработки (из двух ранее выбранных) с учетом экономического ущерба от потерь и разубоживания.

Полученные величины записать в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Наименование показателя	Расчетные величины по вариантам	
	1	2
Содержание металла в рудной массе a , %	+	+
Полученная в результате добычи рудная масса D , т	+	+
Коэффициент качества K_k , доли ед.	+	+
Коэффициент извлечения металла из недр K_n , доли ед.	+	+
Балансовая ценность 1 т руды C_b , руб.	+	+
Себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды C_b , руб.	+	+
Извлекаемая ценность 1 т руды $C_{изв}$, руб.	+	+
Ценность 1 т потерянных балансовых запасов C_n , руб.	+	+
Ущерб от потерь при разработке всех балансовых запасов второй системы по сравнению с первой системой U_n , руб.	-	+
Возмещение затрат при добыче 1 т балансовых запасов второй системы разработки v_d , руб.	-	+
Возмещение убытков при переработке 1 т балансовых запасов второй системы разработки $v_{пер}$, руб.	-	+
Убытки при потерях металла в процессе извлечения при второй системе разработки v_n , руб.	-	-
Суммарное возмещение затрат /или убытки на 1 т балансовых запасов при применении второй системы разработки Σv , руб.	-	+
Полное возмещение затрат /или убытки при разработке балансовых запасов второй системы разработки v , руб.	-	+

По результатам анализа сделать выводы.

Начертить схему выбранной системы разработки в двух или трех проекциях, где указать все подготовительно-нарезные выработки.

Задание 3.2. Выбор варианта системы разработки.

Разработать участок месторождения с балансовыми запасами $B = 200$ тыс. т с содержанием металла в руде $C = 6\%$; оптовая цена C_0 1 т металла дана в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Условия задания	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_0 , млн. руб.	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	2	2,5	3,2

Окончание табл. 3.4

Условия задания	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_0 , млн. руб.	3,7	4,2	4,7	5,2	5,7	6,2	1,5	1,7	1,9	2,1

По горно-геологическим условиям предложены два варианта камерно-целиковой системы разработки: 1) предохранительная рудная корка оставляется в кровле по всей площади; 2) вся кровля камеры крепится штанговой крепью.

Общие потери руды n , разубоживание p , сквозной коэффициент извлечения металла при переработке I , себестоимость добычи C_0 и переработки $C_{пер}$ даны по вариантам в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Варианты	I , тыс. т	P , %	I , доли ед.	C_0 , руб./т	$C_{пер}$, руб./т
1	15	5	0,9	800	500
2	10	10	0,87	1000	800

Выбрать вариант системы разработки по экономическому критерию максимальной прибыли, полученной из 1 т погашенных балансовых запасов. Расчетные показатели по вариантам системы разработки записать в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Наименование показателя	Расчетные величины по вариантам	
	1	2
Содержание металла в рудной массе a , %		
Полученная в результате добычи рудная масса D , тыс. т		
Коэффициент потерь n , доли ед.		
Коэффициент извлечения металла из недр K_n , доли ед.		
Извлекаемая ценность 1 т балансовой руды $C_{изв}$, руб.		
Прибыль, отнесенная к 1 т погашенных балансовых запасов P_p , руб.		

По результатам анализа сделать выводы.

Задание 3.3. Выбор валового или селективного способа отработки месторождения.

Разработать проект участка месторождения мощностью $m = 20$ м, плотностью руды $\gamma = 4$ т/м³, длиной по простиранию и падению $L = 400$ и $B = 200$ м с содержанием

металла в балансовой руде $C = 4\%$. Оптовая цена металла C_0 дана в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Условия задания	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_0 , млн. руб.	5	5,5	6	4	3	3,5	2	2,5	1	1,5

Условия задания	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_0 , млн. руб.	5,5	5,7	6,2	4,2	3,2	2,2	2,7	1,2	1,7	5,4

На этом участке месторождения имеется безрудная зона мощностью $m_1 = 5$ м, плотностью $\gamma = 3$ т/м³, длиной по падению $L_1 = 150$ м, по простиранию $B = 250$ м.

Выбрать способ разработки (валовый или селективный), используя экономический критерий получения максимальной прибыли из 1 т руды.

При валовом способе применить систему блокового принудительного обрушения, а при селективной – слоевую систему с закладкой.

Расчетные технико-экономические показатели по системам разработки приведены в табл. 3.8.

Таблица 3.8

Индекс	C_0 , руб.	C_o , руб.	$C_{мп}$, руб.	n , %	p , %	I_0 , доли ед.	I_m , доли ед.
1	800	500	1400	20	20	0,8	0,95
2	1600	400	1400	5	10	0,9	0,95

Примечание. Индекс 1 относится к валовой добыче; индекс 2 – к селективной добычи; C_0 , C_o , $C_{мп}$ – себестоимость добычи, обогащения металлургического передела 1 т руды; n , p – коэффициент потерь и разубоживания при системах разработки; I_0 , I_m – коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе.

Полученные данные записать в виде табл. 3.9.

Таблица 3.9

Наименование показателя	Способ разработки	
	Валовый	Селективный
Балансовые запасы участка месторождения B , тыс. т		
Запасы безрудного участка Γ_m , т		
Содержание металла в рудной массе a , %		
Полученная в результате добычи рудная масса D , тыс. т		
Коэффициент изменения качества руды при переработке K_k , доли ед.		
Коэффициент извлечения металла из недр K_n , доли ед.		

Окончание табл. 3.9

Наименование показателя	Способ разработки	
	Валовый	Селективный
Извлекаемая ценность 1 т руды $C_{изв}$, руб.		
Прибыль, полученная из 1 т балансовой руды P , руб.		
Себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды C_b , руб.		

По результатам анализа сделать выводы.

Задание 3.4. Расчет минимального промышленного содержания металла в месторождении.

Рудное месторождение с углом падения $\alpha = 5^\circ$ залегает на глубине $H = 300$ м. По содержанию металла в руде месторождение разделяется на три контура. Первый контур с богатой рудной мощностью $m_1 = 4$ м расположен в лежачем боку, содержание металла $C_1 = 5\%$. Над ним располагается второй контур богато вкрапленной руды мощностью $m_2 = 6$ м и $C_2 = 1\%$. Третий контур бедно вкрапленной руды мощностью $m_3 = 10$ м и $C_3 = 0,5\%$ располагается в висячем боку. Руда месторождения устойчивая, налегающие породы неустойчивые.

Поверхность над месторождением не охраняется. Оптовая цена 1 т металла C_0 дана в табл. 3.10.

Таблица 3.10

Условия задания	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
C_0 , млн. руб.	5,5	5	4,5	4	3,8	3,5	3,2	3,7	3,6	5,4

Условия задания	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
C_0 , млн. руб.	5,3	5,2	5,1	4,9	4,8	4,7	4,6	4,4	4,3	3,9

Рассчитать по критерию безубыточной работы предприятия минимальное промышленное содержание металла в руде и на основании этого выбрать, какие контуры месторождения экономически целесообразно отрабатывать.

Используя экономические критерии получения максимальной прибыли из 1 т руды, определить, какой способ разработки применить (валовый или селективный) при выемке контуров с различным содержанием металла в руде. Для этого выбрать системы разработки для каждого из контуров, определить себестоимость добычи 1 т руды C_d ,

коэффициент потерь n и разубоживания p по справочнику или технической литературе.

Коэффициент извлечения металла I и себестоимость переработки балансовой руды $C_{пер}$, руб., по контурам месторождения даны в табл. 3.11.

Таблица 3.11

Контур	I , доли ед.	$C_{пер}$, руб.
Богатой руды	0,85	60
Богато вкрапленной руды	0,8	65
Бедно вкрапленной руды	0,75	70
Богатой руды + богато вкрапленной руды	0,83	63
Богатой руды + богато вкрапленной руды + бедно вкрапленной руды	0,81	66
Богато вкрапленной руды + бедно вкрапленной руды	0,77	68

Полученные данные записать в виде табл. 3.12.

Таблица 3.12

Наименование показателя	Численная величина
Среднее содержание металла по выбранному для разработки контуру	
Минимальное содержание металла по выбранному для разработки контуру	
Прибыль из 1 т руды по контурам:	
1-1	
1-2	
1-3	
2-2	
3-3	

По результатам анализа сделать вывод.

Задание 3.5. Выбор технической мощности при разработке месторождения.

Сделать выбор, используя следующие данные: нормальная мощность пологопадающего месторождения $m = 0,5$ м с содержанием металла в балансовой руде $C = 5\%$; с содержанием металла во вмещающих породах $v = 0,8\%$. Оптовая цена 1 т металла дана в табл. 3.10.

При проектировании разработки месторождения предложены три варианта технической мощности обрабатываемых контуров. По первому варианту мощность обрабатываемого контура $m_1 = 1,5$ м, себестоимость добычи 1 т руды $C_{01} = 780$ руб.; коэффициент качества руды при добыче

$K_{к1} = 0,9$; себестоимость обогащения 1 т руды $C_{01} = 220$ руб.; коэффициент извлечения металла в концентрат при обогащении $I_{01} = 0,9$; себестоимость металлургического передела концентрата из 1 т руды в металл $C_{мл1} = 330$ руб.; коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе $I_{мл} = 0,95$. Расчетные технико-экономические показатели по второму и третьему варианту даны в табл. 3.13.

Таблица 3.13

Вариант	C_0 , руб./т	C_o , руб./т	$C_{мл}$, руб./т	m , м	K_k , доли ед.	I_0 , доли ед.	I_m , доли ед.
2	600	300	3000	2,5	0,95	0,8	0,95
3	400	400	3000	3,5	0,80	0,78	0,95

Используя экономический критерий получения максимальной прибыли из 1 т погашенных балансовых запасов, определить оптимальный вариант технической мощности месторождения.

Технико-экономические показатели, полученные в результате расчетов, записать в виде табл. 3.14.

Таблица 3.14

Наименование показателя	Вариант		
	1	2	3
Извлекаемая ценность 1 т руды $C_{изв}$, руб.			
Себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды C_0 , руб.			
Прибыль, полученная из 1 т балансовой руды P_p , руб.			

По результатам анализа сделать выводы.

Задание 3.6. Расчет минимального содержания металла в руде в последней дозе выпуска при отработке блока системой с обрушением.

Провести расчет, используя следующие данные: балансовые запасы блока $B = 450$ тыс. т с содержанием металла в балансовой руде $C = 2\%$; оптовая цена 1 т концентрата $C_0 = 42000$ руб.; себестоимость добычи 1 т руды $C_0 = 750$ руб.

Выпуск производится через воронки; количество руды, выпущенной без разубоживания, по расчетам составило $D = 270$ тыс. т. Последующие дозы выпуска $D_i = 25$ тыс. т.

Во второй дозе и далее содержание металла в рудной массе составляет $Q_2 = 1,9\%$; $Q_3 = 1,85\%$; $Q_4 = 1,75\%$; $Q_5 = 1,7\%$; $Q_6 = 1,65\%$; $Q_7 = 1,6\%$; $Q_8 = 1,5\%$.

Себестоимость обогащения 1 т рудной массы C_0 и коэффициент извлечения металла I_0 сведены в табл. 3.15.

Таблица 3.15

Показатель	Единицы измерения	Дозы выпуска							
		1	2	3	4	5	6	7	8
C_0	руб./т	600	650	700	750	800	850	900	950
I_0	доли ед.	0,88	0,86	0,84	0,82	0,8	0,78	0,76	0,75

Используя экономический критерий получения максимальной прибыли из 1 т балансовой руды, определить, какую из восьми доз выпуска принять за последнюю, а также нормативные потери и разубоживание.

Результаты технико-экономических расчетов записать в виде табл. 3.16.

Таблица 3.16

Показатель	Дозы выпуска					
	1	2	3	4	5	6
Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, доли ед.						
Коэффициент потерь n , %						
Коэффициент качества K_k , доли ед.						
Разубоживание P , %						
Извлекаемая ценность из 1 т балансовых запасов $C_{изв}$, руб.						
Суммарная себестоимость добычи и обогащения 1 т руды O_{00} , руб.						
Себестоимость 1 т балансовой руды O_b , руб.						
Прибыль, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов P_p , руб.						

По результатам анализа сделать выводы.

Контрольная работа №4. РАСЧЕТ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Задание 4.1. Расчет технико-экономических показателей систем класса с естественным поддержанием очистного пространства.

При подземной разработке пологопадающего рудного месторождения мощностью m , данной в табл. 4.1, коэф-

эффициентом крепости $f = 10$, плотностью руды $\gamma = 3,5 \text{ т/м}^3$ и условным содержанием металла в руде $C = 5\%$ применяется камерно-целиковая система разработки (при помощи рудного тела более 6 м с верхней подсечкой и скважинной отбойкой рудного уступа).

Ширина и длина камер $B_k = 10$, $\ell_k = 100$ м, ширина целиков $B_u = 5$ м. Начертить схему системы разработки со всеми горными выработками и рассчитать технико-экономические показатели при проведении подготовительно-нарезных и очистных работ на условный блок с балансовыми запасами $B = m \times (B_k + B_u) \ell_k \times \gamma$, т (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Мощность m	3	20	3,5	18	4	16	5	14	6	12

Показатели	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Мощность m	7	10	8	3,5	9	19	10	17	11	15

Принимаем, что все подготовительные выработки пройдены по рудному массиву. При проведении горных выработок условно принимаем, что коэффициент потерь и разубоживания соответственно $n = 1$ и $P = 2\%$. Коэффициент потерь при очистных работах в камере (без учета оставляемых целиков) $n = 6\%$, разубоживание $\mu = 10\%$. Крепление подготовительных выработок (откаточного и вентиляционного штреков) и верхней подсечки осуществляется железобетонными штангами, расположенными по сетке $0,8 \times 1,2$ м, глубиной $\ell_m = 1,8$ м. Норма времени на бурение и установку одной штанги $n_s = 0,3$ ч при продолжительности смены $T = 6$ ч.

Для бурения шпуров на подготовительно-нарезных работах применяется буровая каретка со сменной производительностью $n_b = 250$ м, стоимостью $K_b = 5,0$ млн. руб. Для бурения скважин применяется буровой станок со сменной производительностью $H_{bc} = 120$ м, стоимостью $K_{bc} = 3,0$ млн. руб.

Количество шпуров при проведении разработок принимать в зависимости от сечения, при взрывании рудного

уступа линия наименьшего сопротивления (ЛНС) равна 0,8 м, расстояние между скважинами в ряду 1,5 м.

Для механизации взрывных работ используется пневмомозрядчик со сменной производительностью $H_8 = 300$ кг, взрывные вещества (ВВ) стоимостью $K_8 = 80$ тыс. руб.

Удельный расход ВВ принимается условно для подготовительно-нарезных выработок $q_n = 0,5$ кг/т, для очистных работ $q_o = 0,4$ кг/т.

Для доставки руды применяется комплекс самоходной техники производительностью $H_d = 500$ т/смену, стоимостью $K_d = 5120$ тыс. руб. Норма годовой амортизации всех машин $H_A = 25\%$.

Стоимость основных материалов и энергии взять в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Наименование	Стоимость, руб.
Взрывчатые вещества, кг	12
Электродетонаторы, шт.	10
Буровая сталь, кг.	900
Твердые сплавы, кг.	3000
Дизельное топливо, кг	15
Электроэнергия, кВт/ч	1
Авторызина, руб./т	16000

Расход на подготовительно-нарезные и очистные работы электродетонаторов составляет соответственно 0,4 и 0,2 кг/т, буровой стали – 0,024 и 0,01 кг/т, твердых сплавов – 0,002 кг/т.

Расход дизельного топлива на 1 т – 0,236 кг, электроэнергии – 1 кВт/ч.

Полная сменная заработная плата рабочих по профессиям с учетом тарифной ставки, премий, северных надбавок и коэффициента условно для бурильщика и машиниста ПДМ – 2500 руб., взрывника и крепильщика – 2000 руб.

Основные расчетные технико-экономические показатели сводят в таблицы, составленные по формам 1–7.

Полученные результаты расчетов записать в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Технико-экономические показатели системы разработки

Наименование показателя	Величина показателя
Балансовые запасы в расчетном блоке B , тыс. руб.	
Полученная рудная масса D , тыс. руб.	
Коэффициент потерь n , %	
Разубоживание p , %	
Линейный коэффициент подготовки K_L , м/100 т	
Производительность труда рабочего по системе разработки, т/смен	
Трудоёмкость, чел.-смен на 1000 т	
Себестоимость 1 т рудной массы	
Удельный расход ВВ по системе	

Задание 4.2. Расчет технико-экономических показателей систем класса с обрушением руды и вмещающих пород.

При подземной разработке рудного месторождения мощностью m и углом залегания α (см. по вариантам в табл. 4.4) применяется одна из систем класса с обрушением руды и вмещающих пород. Содержание металла в руде $C = 2\%$, коэффициент потерь и разубоживание при очистных работах соответственно $n = 16$ и $p = 15\%$.

Предложить вариант системы разработки, учитывая мощность рудного тела и угол залегания. Начертить схему системы и произвести технико-экономический расчет, используя данные из задания 4.1 и технической литературы [1, 2]. Полученные результаты записать в табл. 4.3.

Форма 1

Распределение балансовых и извлекаемых запасов по элементам систем разработки

Наименование выработок и вида работ	Число выработок	Размеры			Длина, м		Объем, м ³		Балансовый запас B , т	Коэффициент потерь n , %	Количественные потери P , т.	Коэффициент извлечения $K_{изв}$, доли ед.	Разубоживание		Добытая рудная масса
		Ширина, м	Высота, м	Площадь сечения	По руде	По породам	Руды	Породы					Коэффициент разубоживания p , %	Количество пустых пород V , т	
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>	<i>15</i>	<i>16</i>
Подготовительно-нарезные работы															
Очистные работы															
Целики															

Форма 2

Показатели по рабочей силе

Наименование выработок и вида работ	Рудная масса D_r , т	Бурильщик		Взрывник		Машинист погрузочной машины		Крепильщик и т.д.		Производи- тельность труда рабочего по системе		Производи- тельность забоя	
		т/смена	всего чел.-смен	т/смена	всего чел.-смен	т/смена	всего чел.-смен	т/смена	всего чел.-смен	т/смена	всего чел.-смен	т/смена	всего чел.-смен
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14

Форма 3

Показатели расхода основных материалов и энергии

Наименование выработок и вида работ	Рудная масса D_r , т	Взрывчатое вещество		Электро- детонаторы		Буровая сталь		Твердые сплавы		Закладка		Электро- энергия		Дизельное топливо	
		кг/т	всего, т	шт./т	всего, шт.	кг/т	всего, кг	кг/т	всего, кг	м ³ /т	всего, м ³	кВт ч/т	всего, кВтч	л/т	всего, л
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16

Форма 4

Стоимость материалов и энергии

Наименование материала	Количество единиц на 1 т руды	Стоимость единицы, руб.	Стоимость на 1 т руды, руб.
1	2	3	4
Взрывчатые вещества			
Электродетонаторы			
Буровая сталь			
Твердые сплавы			
Дизельное топливо			
Электроэнергия			
Авторезина			
Всего:			

Амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Число ед.	Первоначальная стоимость, руб.		Годовая норма амортизации, %	Продолжительность оборудования	Амортизационные отчисления
		Единицы	Всего			
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
Буровая каретка						
Буровой станок						
ПДМ						
Пневмозарядник						

Заработная плата рабочих

Наименование профессии	Разряд	Тарифная ставка, руб.	Полная сменная зарплата, руб.	Трудоёмкость работ, чел.-смен на 1 т руды	Зарплата на 1 т руды, руб.
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
Бурильщик					
Взрывник					
Машинист ПДМ					
Крепильщик					

Себестоимость 1 т добытой руды франко-люк

Статьи затрат	Затраты, руб.	
	На 1 т руды	Всего
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
Заработная плата		
Материалы и энергия		
Амортизация		

Таблица 4.4

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
<i>m</i>	20	25	27	12	30	24	25	26	20	23
<i>α</i>	2	60	5	70	4	40	6	65	55	65

Показатели	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
<i>m</i>	18	28	25	24	27	20	17	14	25	17
<i>α</i>	6	70	8	6	65	10	70	80	90	70

Задание 4.3. Расчет технико-экономических показателей системы разработки класса с закладкой выработанного пространства.

При подземной разработке месторождения мощностью m (табл. 4.5) с углом залегания $\alpha = 5^\circ$ применяется одна из систем класса с закладкой выработанного пространства. Условное приведенное содержание металла в руде $C = 8\%$, коэффициент потерь и разубоживания при очистных работах соответственно $n = 2\%$ и $p = 10\%$.

Предложить вариант системы разработки, учитывая мощность рудного тела и устойчивость рудного массива при обнажении.

Начертить схему системы и произвести технико-экономический расчет, используя данные задания 4.1 и технической литературы [1, 2]. Полученные результаты записать в табл. 4.3.

Таблица 4.5

Показатели	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
m	18	21	24	20	16	17	19	20	22	18
Устойчивость руды	+	-	+	-	+	-	+	-	+	-

Показатели	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
m	15	16	17	25	21	15	23	24	25	26
Устойчивость руды	-	+	+	-	+	-	+	-	+	-

Примечание. «+» – устойчивая руда; «-» – неустойчивая руда.

Контрольная работа №5. СОСТАВЛЕНИЕ ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПО СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

Задание 5.1. Составление графика организации работ при слоевой системе разработки с восходящим порядком выемки слоев.

Разработка месторождения мощностью $m = 24,5$ м ведется сплошной слоевой системой с закладкой выработанного пространства с восходящим порядком выемки слоев в ленте.

Ширина панели $l_n = 120$ м, ширина и высота отбиваемого слоя соответственно $b = 8$, $h = 3,5$ м; плотность руды $\gamma = 4$ т/м³.

При очистных работах применяется буровая установка типа «Бумер-353» с производительностью H_6 (табл. 5.1).

Сетка бурения слоев 1×1 м.

Таблица 5.1

Показатели	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
H_6 , м/см.	250	300	350	300	350	250	350	300	250	300
H_n , м/см.	450	500	550	500	550	500	550	500	450	450

Показатели	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
H_6 , м/см.	350	300	350	250	300	350	260	290	300	320
H_n , м/см.	500	450	500	550	400	450	420	430	440	430

Используется погрузочно-доставочная машина производительностью H_n (см табл. 5.1). Скорость проходки разрезного штрека по первому слою $V_m = 60$ м/мес. Время расширения разрезного штрека до проектной ширины $t_p = 0,5$ мес. Производительность закладочной установки $H_3 = 500$ м³/смен. Рудник работает по шестидневной рабочей неделе в три смены.

Определить время на отработку ленты $T_{лен}$, которая складывается от времени отработки первого слоя T_c , времени отработки очистных слоев T_o .

Технико-экономические показатели, полученные в результате расчетов, записать в виде табл. 5.2.

Таблица 5.2

Наименование процесса	Расчетное время, сут.
Проведение разрезного штрека и его расширение $T_{рас}$	
Обустройство одного основного слоя $T_{об}$	
Доставка руды из слоя T_o	
Закладка слоя T_3	
Общее время отработки слоя $T_{сл}$	
Общее время отработки ленты $T_{лен}$	

Задание 5.2. Составление графика организации работ при сплошной камерной системе с закладкой выработанного пространства.

Разработка месторождения мощностью $m = 15$ м и плотность руды $\gamma = 4$ т/м³ сплошной камерной системой с закладкой выработанного пространства твердеющими слоями.

Параметры камер: длина $l = 60$ м, ширина $v = 8$ м.

Скорость проходки бурового штрека сечением $Z_6 = 20 \text{ м}^2$ в днище камеры и вентиляционного штрека в кровле камеры сечением $Z_8 = 14 \text{ м}^2$ составляет $V_{68} = 70 \text{ м/мес}$. Время разделки верхней подсечки $t_n = 0,5 \text{ мес}$.

При очистных работах применяется буровая установка типа «Симба» с производительностью H_6 (табл. 5.1). Общая длина скважин в веере $\Sigma l_{скв} = 80 \text{ м}$, расстояние между веерами 1 м.

Отгрузка руды производится скреперной лебедкой с производительностью $H_{ск} = 200 \text{ т/смену}$.

Производительность закладочной установки $H_3 = 600 \text{ м}^3/\text{см}$. Определить время отработки камеры и полной ее закладки T_k . Рудник работает по шестидневной рабочей неделе в три смены.

Технико-экономические показатели, полученные в результате расчетов, записать в виде табл. 5.3.

Таблица 5.3

Наименование процесса	Расчетное время, сут.
Проведение бурового и вентиляционного штреков	
Расширение верхней подсечки	
Обуривание запасов руды в камере	
Закладка камеры	
Общее время отработки камеры	

Задание 5.3. Составление графика организации работ при сплошной камерной системе с нисходящей выемкой слоев.

Разработка месторождения мощностью $m = 27 \text{ м}$ и плотность руды $\gamma = 4 \text{ т/м}^3$ сплошной слоевой системой с нисходящим порядком выемки слоев.

Ширина панели $l_n = 120 \text{ м}$, ширина и высота отбиваемого слоя под перекрытием бетонной кровли соответственно $e = 8$, $h = 8 \text{ м}$.

Скорость проходки разрезного штрека шириной 5 м и высотой 6 м по почве каждого слоя составляет $V_{пу} = 60 \text{ м/мес}$.

Общая длина шпуров в веере при расширении разрезного штрека до проектных размеров слоя $\Sigma l_{ш} = 70 \text{ м}$, расстояние между веерами 1 м.

При бурении применяется буровая установка типа «Бумер-353» с производительностью H_6 (см. табл. 5.1). Ис-

пользуется погрузочно-доставочная машина производительностью H_n (см. табл. 5.1).

Производительность закладочной установки $H_z = 500 \text{ м}^3/\text{см}$. Рудник работает по шестидневной рабочей неделе в три смены.

Определить время отработки ленты $T_{лен}$ по формуле

$$T_{лен} = T_{рш} + T_b + T_d + T_{закл},$$

где $T_{рш}$ – время проходки разрезного штрека; T_b – время на бурение и взрывание слоя; T_d – время на доставку руды; $T_{закл}$ – время на закладку слоев.

По условию задания покровельный слой мощностью $h_n = 3 \text{ м}$ отработан и закладка произведена.

Технико-экономические показатели, полученные в результате расчетов, записать в виде табл. 5.4.

Таблица 5.4

Наименование процесса	Расчетное время, сут.
Проведение разрезного штрека по почве основного слоя $T_{рш}$	
Обуривание взрывание основного слоя $T_{ос}$	
Доставка руды из слоя T_d	
Закладка слоя T_z	
Полная отработка ленты $T_{лен}$	

Контрольная работа №6. ВЫБОР КОМПЛЕКСА МАШИН ДЛЯ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. РАСЧЕТ СЕБЕСТОИМОСТИ 1 Т РУДЫ

Задание 6.1. Выбор состава комплекса самоходных машин для ведения горных работ по критерию минимальных приведенных затрат.

Для очистных работ при камерно-целиковой системе разработки предложены два комплекса самоходного оборудования.

Состав первого комплекса – буровая каретка Бумер-L2D, погрузочно-доставочная машина ST-8.

Капитальные затраты K на приобретение оборудования комплекса составляют соответственно 9,70 и 10,8 млн. руб.

Годовая сумма текущих затрат на каждую машину C соответственно 25,3 и 57,2 тыс. руб.

Производительность машин комплекса А соответственно 300 и 350 т/смен.

Срок службы машин комплекса Т – 5 и 4 года.

Для второго комплекса капитальные затраты, годовая сумма текущих затрат, производительность и срок службы даны по вариантам в табл. 6.1.

Нормативный коэффициент эффективности для обоих комплексов $I = 0,12$. Рассчитать минимальные приведенные затраты и выбрать экономически выгодный комплекс самоходных машин.

Таблица 6.1

№ варианта	Капитальные затраты K , млн. руб.	Годовая сумма текущих затрат C , тыс. руб.	Производительность машин комплекса A , т/см.	Срок службы машин комплекса T , лет
1	10, 18	30, 53	250, 300	5, 4
2	12, 16	25, 40	260, 320	5, 5
3	15, 12	20, 45	280, 290	4, 4
4	9, 25	22, 55	310, 290	4, 4
5	11, 20	25, 50	280, 300	5, 5
6	10, 16	24, 55	320, 300	4, 5
7	8, 20	30, 60	310, 350	5, 4
8	10, 23	26, 55	280, 320	4, 5
9	8, 17	24, 60	260, 300	4, 4
10	9, 23	26, 58	250, 320	5, 4
11	10, 75	6, 95	300, 350	5, 4
12	12, 70	9, 80	280, 320	4, 5
13	13, 65	10, 75	250, 260	4, 3
14	14, 60	9, 80	300, 200	5, 3
15	15, 55	10, 85	250, 210	4, 5
16	16, 63	9, 85	230, 200	3, 5
17	17, 50	10, 75	240, 200	4, 5
18	12, 72	8, 82	200, 210	4, 3
19	13, 62	9, 80	210, 230	5, 4
20	14, 65	10, 86	200, 250	4, 3

Результаты расчетов записать в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Технико-экономические показатели комплексов

Показатели	1 комплекс		2 комплекс по вариантам		
	Б-Л2D	СТ-8	1	2	3
Капитальные затраты K , млн. руб.	9,75	12,0	+	+	+
Годовая сумма текущих затрат C , тыс. руб.	5,5	57,22	+	+	+
Производительность A , т/см.	300	350	+	+	+

Окончание табл. 6.2

Показатели	1 комплекс		2 комплекс по вариантам		
	Б-Л2Д	ST-8	1	2	3
Срок службы T , лет	5	4	+	+	+
Приведенные капитальные вложения Π_p на машину	+	+	+	+	+
Суммарные приведенные капитальные вложения $\Sigma\Pi_p$ на комплекс				+	

Задание 6.2. Расчет производительности комплекса самоходных машин при очистных работах.

На очистных работах при камерно-целиковой системе разработки применяется комплекс машин, составленный из погрузочной машины ST-8 и автосамосвала МОАЗ грузоподъемностью $Q = 20$ т.

Средняя длина транспортирования руды из камеры по панельным штрекам и наклонному стволу до поверхности L_{mp} дана в табл. 6.3 по вариантам.

Таблица 6.3

Величина	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
L_{mp} , км	1,0	1,5	2	2,5	3	0,8	2,8	1,1	1,2	1,3

Величина	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
L_{mp} , км	1,4	1,6	1,7	1,88	1,9	2,2	2,4	2,7	2,9	3,1

Скорость движения груженого автосамосвала $V_v = 6$ км/ч, порожнего $V_n = 15$ км/ч. Погрузочная машина загружает самосвал за $t_n = 6$ мин; время разгрузки на конечном пункте $t_p = 2$ мин. Рассчитать число самосвалов, которое требуется на одну погрузочную машину n_c и сменную производительность комплекса P_k .

Полученные в результате расчетов технико-экономические показатели свести в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Показатели	Результаты
Время одного цикла работы МОАЗ $t_{ц}$, мин.	
Число МОАЗ на одну ST-8 n_c	
Производительность комплекса P_k	

Задание 6.3. Определение экономического эффекта от внедрения новой техники для производства горных работ.

Рассчитать экономический эффект от внедрения новой техники для очистных работ взамен базового морально устаревшего.

Базовый буровой станок (индекс б) имеет следующие технико-экономические показатели: стоимость K_b (см табл. 6.5); годовая норма амортизации $H_{аб} = 41\%$; годовые расходы на материалы $M_b = 10$ тыс. руб.; суммарная среднегодовая зарплата бурильщиков (работа в три смены) $Z_b = 460$ тыс. руб.; количество рабочих смен в году $n_b = 786$; выход с 1 м шпура $q_b = 0,3$ м³; сменная норма выработки бурового станка $H_b = 52$ м.

Таблица 6.5

Величина	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
K_b , тыс. руб.	600	650	700	750	800	850	900	890	950	1000

Величина	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
K_b , тыс. руб.	550	570	620	720	770	820	870	920	970	1020

Новый буровой станок (индекс н) имеет следующие технико-экономические показатели: стоимость $K_n = 660$ тыс. руб.; годовая норма амортизации $H_{ан} = 41\%$; годовые расходы на материалы $M_n = 200$ тыс. руб.; суммарная среднегодовая зарплата бурильщиков (работа в три смены) $Z_n = 460$ тыс. руб.; количество рабочих смен в году $n_n = 786$; выход с 1 м шпура $q_n = 0,3$ м³; сменная норма выработки бурового станка $H_n = 250$ м.

Техническое обслуживание и текущий ремонт буровых станков T принять в размере 50% от суммы годовых отчислений на амортизацию.

Полученные в результате расчетов технико-экономические показатели свести в табл. 6.6.

Таблица 6.6

Показатели	Базовая техника	Новая техника
Сменная производительность по горной массе $P_{см}$, м ³	+	+
Годовая производительность по горной массе P_g , м ³	+	+
Годовые амортизационные отчисления A , руб.	+	+
Годовые расходы на техническое обслуживание и текущий ремонт T_p , руб.	+	+
Амортизационные отчисления на единицу продукта ΔA , руб./м ³	+	+

Окончание табл. 6.6

Показатели	Базовая техника	Новая техника
Расходы на материалы на единицу продукта ΔM , руб./м ³	+	+
Расходы на техническое обслуживание и текущий ремонт, отнесенные на единицу продукта ΔT_p , руб./м ³	+	+
Расходы на зарплату, отнесенные на единицу продукта ΔZ , руб./м ³	+	+
Приведенные эксплуатационные затраты на единицу продукта C , руб./м ³	+	+
Удельные капитальные затраты на единицу продукта K_y , руб./м ³ год	+	+
Приведенные затраты на единицу продукта P_p , руб./м ³	+	+
Прибыль на единицу продукции от внедрения нового бурового станка P , руб.	-	+
Годовой экономический эффект на единицу продукции \mathcal{E}_c , руб.	-	+
Срок окупаемости нового станка T_0 , лет	-	+
Годовой экономический эффект от внедрения новой техники \mathcal{E}_m , руб.	-	+

Задание 6.4. Расчет стоимости 1 т руды.

Рассчитать стоимости 1 т руды по процессам очистной выемки (бурение, доставка руды, крепление) C_0 , имея следующие технико-экономические показатели:

- параметры камеры: ширина $\epsilon_k = 10$ м; высота $h_k = 15$ м; длина l_k (табл. 6.7);
- коэффициент потерь и разубоживания руды при выемке камеры $n = 5\%$, $p = 10\%$;
- плотность руды $\gamma = 4$ т/м³;
- расчетная сетка штангования в кровле камеры 1×1;
- норма выработки в смену бурильщика $H_\delta = 60$ м;
- норма выработки в смену машиниста ПДМ $H_m = 350$ т;
- норма времени на бурение и установку одной штанги $H_\epsilon = 0,1$ ч;
- стоимость буровой машины $C_\delta = 4000$ тыс. руб.;
- стоимость ПДМ $C_n = 50$ тыс. руб.;
- полная сменная зарплата бурильщика $Z_\delta = 2300$ руб.;
- машиниста ПДМ $Z_m = 2500$ руб.; крепильщика $Z_k = 1800$ руб.;
- нормативные годовые амортизационные отчисления за буровую и погрузочно-доставочную машину $H_q = 25\%$;
- норма расхода дизельного топлива $q_m = 0,4$ кг/т;
- стоимость дизельного топлива $p_m = 15$ руб./л;
- нормативный расход буровой стали на 1 т руды $q_c = 0,02$ кг/т;
- стоимость 1 т буровой стали $p_c = 90000$ руб.;

- стоимость одной штанги и других материалов для крепления $p_{ш} = 72$ руб.;
- расчетный выход руды из 1 м скважины $\delta = 5$ т/м;
- время отработки камеры $t_{к}$ (см. табл. 6.7);
- продолжительность рабочей смены $T = 6$ ч.

Таблица 6.7

Величина	Варианты									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$\ell_{к}, \text{ м}$	60	55	50	45	40	43	48	52	57	62
$\ell_{к}, \text{ год}$	0,25	0,22	0,20	0,18	0,16	0,19	0,2	0,22	0,24	0,26

Величина	Варианты									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
$\ell_{к}, \text{ м}$	65	67	70	72	75	77	80	74	63	64
$\ell_{к}, \text{ год}$	0,27	0,3	0,31	0,32	0,33	0,35	0,4	0,31	0,27	0,28

Полученные в результате расчетов технико-экономические показатели свести в табл. 6.8.

Таблица 6.8

Показатели	Результат
Зарплата бурильщика при стоимости 1 т руды ΔZ_b , руб.	
Материалы для буровых работ при стоимости 1 т руды ΔM_b , руб.	
Амортизационные отчисления по буровым работам при стоимости 1 т руды ΔA_b , руб.	
Доля затрат на буровые работы при общей стоимости 1 т руды C_b , руб.	
Зарплата машиниста ПДМ в стоимости 1 т руды ΔZ_n , руб.	
Дизельное топливо в стоимости 1 т руды ΔM_n , руб.	
Амортизационные отчисления по погрузочно-доставочным работам в стоимости 1 т руды ΔA_n , руб.	
Доля затрат на погрузочно-доставочные работы в общей стоимости 1 т руды C_n , руб.	
Зарплата крепильщика в стоимости 1 т руды ΔZ_k , руб.	
Материалы для крепления в стоимости 1 т руды ΔM_k , руб.	
Общая стоимость очистных выемок, отнесенная на 1 т руды C_0 , руб.	

ЗАДАЧИ

Задача 1. Балансовые запасы блока $B = 100$ тыс. т с содержанием металла 7%, коэффициент потерь и разубоживания при разработке, соответственно $n = 2$, $p = 10\%$. Рассчитать, сколько из блока будет получено рудной массы D ,

концентрата Q_k , металла Q_m , если содержанием металла в концентрате $C_k = 40\%$, коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе соответственно $I_0 = 0,8$ и $I_m = 0,95$.

Задача 2. Рассчитать себестоимость производства 1 т металла и получаемую прибыль при следующих технико-экономических показателях:

- содержание металла в рудной массе $a = 6\%$;
- себестоимость добычи 1 т руды $C_d = 3000$ руб.;
- себестоимость обогащения 1 т руда $C_o = 800$ руб.;
- себестоимость металлургического передела $C_{ml} = 1620$ руб.
- коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе соответственно $I_0 = 0,8$, $I_m = 0,95$;
- содержание металла в концентрате $C_k = 40\%$;
- оптовая цена металла $C_o = 500000$ руб.

Задача 3. Определить время отработки месторождения с балансовыми запасами $B = 500$ млн. т, требуемую годовую производительность обогатительной фабрики и металлургического завода A_0 и A_m , если запроектированная общая годовая производительность рудников комбината составляет $A = 10$ млн.т. При разработке месторождения допускается коэффициент потерь руды $n = 2\%$, разубоживания $p = 10\%$. Коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе соответственно $I_0 = 0,8$, $I_m = 0,95$. Содержание металла в балансовой руде и концентрате соответственно $C = 7\%$, $C_k = 40\%$.

Задача 4. Содержание металлов в полиметаллической руде никеля $C_1 = 2\%$, меди $C_2 = 3\%$, кобальта $C_3 = 0,15\%$, платиноидов $C_4 = 16$ г/т. Содержание металлов в разубоживающих породах никеля $\epsilon_1 = 0,3\%$, меди $\epsilon_2 = 0,4\%$, кобальта $\epsilon_3 = 0,05\%$, платиноидов $\epsilon_4 = 3$ г/т. Оптовая цена металлов: никеля $C_{o1} = 500000$ руб./т, меди $C_{o2} = 120000$ руб./т, кобальта $C_{o3} = 2160000$ руб./т, платиноидов $C_{o4} = 3,8 \times 10^8$ руб. При разработке месторождения разубоживание по руде $p = 10\%$. Рассчитать разубоживание по содержанию (металлу) p_m .

Задача 5. В зависимости от содержания металла в расчетных контурах месторождения при проектировании получены следующие расчетные данные:

Наименование показателя	Варианты		
	1	2	3
Содержание металла в руде C , %	2	1	0,5
Себестоимость добычи 1 т руды C_d , руб.	1600	1400	1300
Себестоимость обогащения 1 т руды C_o , руб.	500	600	700
Себестоимость металлургического передела 1 т руды C_m , руб.	600	600	600
Коэффициент качества руды при разработке K_k , доли ед.	0,9	0,85	0,8
Сквозной коэффициент извлечения металла при переработке руды I , доли ед.	0,85	0,8	0,78
Удельные капитальные затраты на строительство ГМК K_y , руб./т год	500	450	350
Коэффициент эффективности капитальных затрат H , доли ед.	0,12	0,12	0,12

Определить по критерию минимальных приведенных затрат на добычу и переработку 1 т руда, какой из трех вариантов является экономически наиболее эффективным.

Задача 6. Определить прибыль, которая будет получена при отработке месторождения с балансовыми запасами $B = 100$ млн. т, содержанием металла $C = 6\%$ при следующих технико-экономических показателях: себестоимость добычи, обогащения и металлургического передела 1 т руды соответственно $C_d = 400$ руб., $C_o = 300$ руб., $C_{мп} = 500$ руб., коэффициент потерь и разубоживания руды соответственно $n = 10\%$, $p = 15\%$, сквозной коэффициент извлечения металла при переработке рудного сырья $I = 0,86$, оптовая цена металла за 1 т $C_o = 160000$ руб., удельные капитальные затраты на строительство горно-металлургического комбината $K_y = 400$ руб./т, коэффициент эффективности капитальных затрат $H = 0,12$.

Задача 7. Месторождение содержит балансовых запасов $B = 100$ млн. т. Годовая производительность рудника $A = 2$ млн. т. Коэффициент потерь и разубоживание при разработке соответственно $n = 20\%$, $p = 5\%$. Определить, за сколько лет отрабатывается месторождение.

Задача 8. Балансовые запасы месторождения $B = 1000$ млн. т, среднее содержание металла $C = 5\%$. Годовая производительность рудника $a = 2$ млн. т. Потери и разубоживание соответственно $n = 20\%$, $p = 10\%$. При переработке добы-

той руды на обогатительной фабрике получается концентрат с содержанием металла $C_k = 40\%$, коэффициент извлечения металла в этом процессе $I_o = 0,8$. Определить срок существования рудника T и годовую производительность обогатительной фабрики A_o .

Задача 9. Общая годовая производительность рудников горно-металлургического комбината $A = 10$ млн. т руды с содержанием металла $C = 6\%$. Сквозной коэффициент извлечения при переработке руды до конечного продукта $I = 0,8$. Определить годовую производительность металлургического передела комбината A_m .

Задача 10. Определить требуемую годовую производительность обогатительной фабрики и металлургического завода при строительстве комбината, если общая годовая производительность рудников составляет $A = 10$ млн. т. Процентное содержание металла в рудной массе $C = 6\%$. Коэффициент извлечения металла в концентрат при металлургическом переделе соответственно $I_o = 0,8$, $I_m = 0,9$. Содержание металла в концентрате $C_k = 40\%$.

Задача 11. Годовая производительность обогатительной фабрики по концентрату составляет $A_o = 800$ тыс. т с содержанием металла по $C_k = 40\%$ и коэффициентом извлечения металла $I = 0,8$. Руда, поступающая на фабрику, имеет содержание металла $C = 5\%$. Рассчитать общую годовую производительность рудников A , поставляющих руду на обогащение.

Задача 12. Плановым годовым заданием горно-металлургическому комбинату определено производство металла в количестве $Q_M = 1$ млн. т. Коэффициент извлечения металла при обогатительном и металлургическом переделе соответственно $I_o = 0,8$, $I_m = 0,9$. Содержание металла в руде и концентрате $a = 6\%$; $C_k = 40\%$. Определить годовую производительность обогатительной фабрики A_o и рудников комбината A .

Задача 13. Балансовые запасы месторождения оцениваются $B = 100$ млн. т, среднее содержание металла $C = 5\%$. Разработка ведется горным предприятием с годовой про-

изводительностью $A = 2$ млн. т, коэффициент извлечения из недр $K_n = 0,8$, коэффициент качества $K_k = 0,9$, сквозной коэффициент извлечения металла при переработке $I = 0,8$. Рассчитать количество рудной массы, которое будет получено из месторождения D , содержания в ней металла C , срок отработки месторождения T , количество металла, получаемого ежегодно Q_m .

Задача 14. Месторождение содержит балансовых запасов $B = 32,4$ млн. т. Очистная выемка при руднике осуществляется из 10 блоков с месячной производительностью каждого $A_b = 8$ тыс. т, потери и разубоживание соответственно $n = 20\%$, $p = 10\%$. Определить, за сколько лет месторождение будет отработано.

Задача 15. Определить общую годовую производительность рудников горно-обогатительного комбината A , разрабатываемого месторождения с содержанием металла в руде $C = 1,5\%$ и разубоживанием $p = 1,5\%$. Обогащительная фабрика имеет годовую производительность по концентрату $A_o = 100$ тыс. т с содержанием металла $C_k = 40\%$, коэффициент извлечения при обогащении $I_o = 0,9$.

Задача 16. Определить экономическую целесообразность отработки месторождения с содержанием металла в балансовой руде $C = 3\%$ при следующих технико-экономических показателях: разубоживание при разработке $p = 10\%$, сквозной коэффициент извлечения при переработке руды $I = 0,8$, оптовая цена 1 т металла $C_o = 100000$ руб., затраты на добычу и переработку 1 т балансовой руды $C_{\partial n} = 3000$ руб.

Задача 17. Определить прибыль Π , получаемую от добычи 1 т балансовой руды при следующих условиях: содержание металла в балансовой руде $C = 5\%$, оптовая цена на 1 т металла $C_o = 500000$ руб., коэффициент качества добытой руды $K_k = 0,8$, сквозной коэффициент извлечения при переработке $I = 0,9$, себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы $C_{\partial n} = 1400$ руб.

Задача 18. Месторождение отрабатывается системой с закладкой, при которой потери $n = 2\%$ и разубоживание

$p = 10\%$. Годовая производительность рудника $A = 1$ млн. т. Определить годовой экономический ущерб от потерь \mathcal{E}_n руды при следующих технико-экономических показателях: извлекаемая ценность 1 т балансовой руды $C_{изв} = 8000$ руб., затраты на разведку 1 т балансовой руды $\mathcal{Z}_p = 200$ руб., затраты на добычу и переработку 1 т рудной массы $C_{дн} = 2000$ руб.

Задача 19. Потери и разубоживание руды при разработке месторождения соответственно $n = 10\%$ и $p = 18\%$. Годовая производительность рудника $A = 2$ млн. т. Определить количество ежегодно недоизвлекаемых балансовых запасов B и количество разубоживающих пород p , примененных в процессе добычи.

Задача 20. Разработка месторождения ведется системой этажного обрушения руды с разубоживанием $p = 20\%$. Себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т рудной массы $C_{\partial} = 1200$ руб. Определить экономический ущерб от разубоживания 1 т балансовых запасов \mathcal{E}_p , руб.

Задача 21. Месторождение отрабатывается системой с закладкой, с разубоживанием руды $p = 10\%$. Годовая производительность рудника $A = 1$ млн. т. Себестоимость добычи и обогащения 1 т рудной массы $C_{до} = 1200$ руб. Определить годовой экономический ущерб по руднику от разубоживания руды $\mathcal{E}_{рп}$.

Задача 22. При проектировании вскрытия месторождения в охранном целике скипового и клетового стволов оставлено балансовых запасов $B = 1$ млн. т. Содержание металла в руде $C = 3\%$ с оптовой ценой за 1 т $C_0 = 400000$ руб.

Определить недополученную прибыль от разработки месторождения при оставлении охранного целика, если расчетная себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы $C_{дн} = 5000$ руб.; коэффициент потерь и разубоживание соответственно $n = 8\%$, $p = 10\%$; сквозной коэффициент извлечения металла при переработке $I = 0,8$.

Задача 23. Месторождение отрабатывается слоевой системой с закладкой выработанного пространства, при которой разубоживание составляет $p = 10\%$. Годовая про-

изводительность рудника $A = 2$ млн. т, себестоимость добычи 1 т руда по руднику $C_d = 2000$ руб. Определить годовой экономический ущерб, который терпит рудник в результате разубоживания руды $\mathcal{E}_{р}$.

Задача 24. Определить прибыль, получаемую от 1 т балансовой руда Π , при следующих горнотехнических и экономических условиях: содержание металла в балансовой руде $C = 3\%$, содержание металла в концентрате $C_k = 15\%$, разубоживание при добыче руды $p = 0,1$, коэффициент извлечения металла в концентрате при обогащении $I_o = 0,9$, коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе $I_m = 0,95$, себестоимость добычи 1 т руды $C_d = 400$ руб., стоимость транспорта 1 т руды на обогатительную фабрику $C_{тр} = 10$ руб., себестоимость обогащения 1 т руды $C_o = 300$ руб., затраты на транспортировку 1 т концентрата до металлургического завода $C_{тр.к} = 15$ руб., себестоимость металлургического передела 1 т руды $C_{мл} = 80$ руб., оптовая цена 1 т металла $C_o = 110000$ руб.

Задача 25. Определить площадь земельного отвода S при разработке месторождения системами с обрушением руды и вмещающих пород, имеющего следующие элементы залегания: нижняя точка оруденения $H_n = 400$ м; угол падения $\alpha = 10^\circ$, длина по падению и простиранию соответственно $B = 500$ и $L = 1000$ м. Угол сдвигения горных пород $\gamma = 75^\circ$.

Задача 26. Определить часовую производительность скипового ствола $Q_{ч}$, емкость скипа W , m^3 , и требуемую скорость подъема V_n , м/с, при следующих условиях: глубина подъема $H = 700$ м; годовая производительность рудника $A = 1,5$ млн. т; насыпной вес руды $\gamma_H = 2,4$ т/ m^3 ; рабочих дней в году $N = 350$, время работы подъема в сутки $n = 16$ ч.

Задача 27. Пологопадающее месторождение мощностью $m = 20$ м залегает на глубине от поверхности земли $H = 200$ м. По проектным расчетам при разработке месторождения себестоимость добычи 1 т руды подземным способом $C_{дн} = 600$ руб., открытым способом $C_o = 200$ руб., себестоимость 1 т вскрышных работ при открытом способе

добычи $C_s = 50$ руб. Определить, какой способ обработки месторождения, открытый или подземный, будет экономически целесообразным.

Задача 28. Предложить три варианта вскрытия месторождения мощностью $m = 20$ т, залегающего в гористой местности с максимальной отметкой возвышенности $+350$ м, отметка длины $+10$ м, угол падения месторождения $\alpha = 20^\circ$, нижняя точка оруденения -110 м, верхняя $+170$ м. Начертить по вариантам вертикальные проекции месторождения с вскапывающими выработками.

Задача 29. Крутопадающее месторождение с длиной по простиранию и падению соответственно $L = 1500$ м и $B = 900$ м залегает в равнинной местности. Начертить:

1) схему деления месторождения по простиранию на три шахтных поля;

2) схему деления месторождения по падению на два шахтных поля.

Задача 30. Верхняя отметка оруденения крутопадающего месторождения -450 м, нижняя отметка -750 м. Начертить схему вскрытия месторождения скиповым стволом, расположенным в лежащем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород, и двумя концентрационными горизонтами, расположенными на отметках -600 и 750 м.

Задача 31. Общая длина откаточных квершлагов рудника с годовой производительностью $A = 2$ млн. т составляет $\Sigma L_{кв} = 1200$ м, стоимость электровозной откатки 1 т руды на 1 км $q_{от} = 7$ руб. Определить удельные затраты рудника на откатку 1 т руды по квершлагам $C_{отк}$.

Задача 32. При технико-экономических расчетах вариантов вскрытия месторождения по первому варианту капитальные затраты составляют $K_1 = 1450$ млн. руб., годовые эксплуатационные затраты $p_1 = 2800$ тыс. руб. По второму варианту $K_2 = 1600$ млн. руб., $p_2 = 2400$ тыс. руб., годовая производительность рудника $A = 2$ млн. т. Выбрать из двух вариантов наиболее экономичный.

Задача 33. При составлении календарного плана строительства рудника намечены два варианта распределения капитальных затрат K (см. таблицу). Обосновать наиболее экономичный вариант по приведенным капитальным вложениям на окончание строительства при коэффициенте дисконтирования $E = 0,08$.

Вариант	Годы строительства				
	1	2	3	4	K
1	10	20	40		70
2	10	10	20	20	60

Задача 34. Месторождение мощностью $m = 20$ м, плотностью руды $\gamma = 3$ т/м³ отрабатывается системой этажного принудительного обрушения. При этой системе разработки на блок параметрами по простиранию $L = 30$ м и падению $B = 6$ м пройдены следующие подготовительно-нарезные выработки: откаточный штрек длиной 30 м, сечением $S = 12$ м², рудоспуск глубиной 10 м, сечением $S = 4$ м², вентиляционный восстающий глубиной 40 м и сечением $S = 6$ м², штреки скреперования длиной 180 м, сечением $S = 8$ м², вентиляционный штрек длиной 30 м, сечением $S = 9$ м². Определить линейный K_l и объемный K_v коэффициенты подготовительно-нарезных выработок.

Задача 35. Годовая производительность рудника $A = 1$ млн. т. Коэффициент потерь и разубоживание при разработке соответственно $n = 10\%$ и $p = 15\%$, линейный коэффициент подготовительно-нарезных выработок $K_l = 4$ м на 1000 т. Определить общий метраж выработок ΣL , который необходимо пройти на руднике за 1 год.

Задача 36. Годовой план проходки подготовительно-нарезных выработок $\Sigma L_{nm} = 3778$ м, коэффициент опережения подготовительных работ над очистными $W = 1,5$, количество одновременно действующих проходческих забоев $q = 6$.

Определить минимальную месячную скорость проведения подготовительно-нарезных выработок при подготовке блоков к очистной выемке V .

Задача 37. Рудник с годовой производительностью $A = 3$ млн. руб. обрабатывает месторождение с коэффициентом потерь и разубоживания соответственно $n = 20\%$ и $p = 10\%$. Нормы обеспеченности по времени подготовительными и готовыми балансовыми запасами составляют соответственно $N_n = 2$ и $N_g = 0,5$ года. Определить количество блоков, в которых необходимо проводить подготовительные работы n_n и количество готовых к выемке блоков n_r , если в них содержится балансовых запасов $B = 100$ тыс. т.

Задача 38. Определить величину подготовленных B_n и готовых B_g балансовых запасов для рудника с годовой производительностью $A = 2$ млн. т при норме обеспеченности по времени подготовительными и готовыми запасами соответственно $N_n = 1,5$ и $N_g = 0,5$ года. Коэффициент потерь и разубоживания при разработке месторождения соответственно $n = 10\%$ и $p = 8\%$.

Задача 39. Один из этажей месторождения полезных ископаемых по простиранию разделен на $n = 10$ блоков. Время очистной выемки в одном блоке $t_o = 4$ мес., время проходки подготовительных выработок $t_n = 1$ мес., нарезных выработок $t_h = 0,5$ мес. Определить количество блоков в этаже, в которых должны проводиться подготовительные n_n , нарезные n_h и очистные n_o работы.

Задача 40. Пологопадающее месторождение мощностью $m = 20$ м залегает на глубине от поверхности земли $H = 200$ м. По проектным расчетам при разработке месторождения себестоимость добычи 1 т руды подземным способом $C_n = 600$ руб., открытым способом $C_o = 200$ руб., себестоимость 1 т вскрышных работ при открытом способе добычи $C_v = 50$ руб. Определить, какой способ отработки месторождения, открытый или подземный, будет экономически целесообразным.

Задача 41. При проекции на горизонтальную прямую величины сосредоточенных запасов в расчетных блоках месторождения составляют $Q_1 = 60$ тыс. т, $Q_2 = 100$ тыс. т, $Q_3 = 110$ тыс. т, $Q_4 = 50$ тыс. т.

Определить по правилу акад. В.Д. Шевякова, между какими сосредоточенными блоками располагается грузо-подъемный ствол.

Задача 42. Начертить разрез месторождения по падению и простиранию, рассчитать балансовые запасы B и перепад высот между нижней и верхней точками оруденения h , имея следующие данные: глубина залегания нижней точки оруденения $H_n = -700$ м; длина по линии падения $B = 400$ м; длина по линии простирания $L = 1200$ м; угол падения месторождения $\alpha = 30^\circ$; плотность руды $\gamma = 4$ т/м³.

Задача 43. Крутопадающее месторождение с верхней отметкой оруденения – 400 м, нижней – 950 м. Начертить схему ступенчатого вскрытия вертикальным стволом в породах висячего бока до отметки – 700 м и слепым стволом в лежачем боку до конца оруденения.

Задача 44. Пологопадающее месторождение на глубине $H = 800$ м и мощностью $m = 20$ м отрабатывается слевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Определить, выйдет ли сдвигение горных пород на поверхность.

Задача 45. Начертить схему вскрытия месторождения клетевым стволом, расположенным в лежачем боку месторождения и рассчитать длину квершлага на отметке –620 м при следующих горнотехнических условиях: нижняя и верхняя границы оруденения располагаются соответственно на отметках –620 м и –500 м, угол падения месторождения $\alpha = 20^\circ$, угол сдвигения налегающих пород $\gamma = 70^\circ$.

Задача 46. Предложить три варианта вскрытия месторождения, залегающего в гористой местности с максимальной отметкой возвышенности +350 м, отметка долины +10 м, угол падения месторождения $\alpha = 20^\circ$, нижняя точка оруденения –110 м, верхняя +70 м, длина по простиранию $L = 1200$ м. Начертить горизонтальную и вертикальную проекции месторождения с вскрывающими выработками.

Задача 47. Предложить схему вскрытия фланга месторождения штольной, проведенной из карьера.

Задача 48. Месторождение полезных ископаемых мощностью $m = 20$ м залегает в равнинной местности. Верхняя отметка оруденения -150 м, нижняя -650 м; между отметками -150 и -300 м угол падения месторождения $\alpha_s = 70^\circ$, между отметками -300 и -650 м угол $\alpha_n = 45^\circ$. Начертить вертикальную схему залегания месторождения, предложить два варианта вскрытия и рассчитать длину вскрывающих выработок.

Задача 49. Крутопадающее месторождение с длиной по простиранию соответственно $L = 1500$ м и $B = 400$ м залегает в равнинной местности. Начертить:

1. Схему деления месторождения по падению на два шахтных поля.

2. Схему деления месторождения по простиранию на три шахтных поля.

Задача 50. Пологопадающее месторождение длиной по простиранию и падению соответственно $L = 8200$ м и $B = 6500$ м залегает в равнинной местности. Начертить схему деления месторождения на три шахтных поля.

Задача 51. Верхняя отметка оруденения крутопадающего месторождения -450 м, нижняя отметка -750 м. Начертить схему вскрытия месторождения скиповым стволом, расположенным висячем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород, и двумя концентрационными горизонтами, расположенными на отметках -600 м и -750 м.

Задача 52. Месторождение мощностью $m = 8$ м залегает под углом $\alpha = 15^\circ$ в гористой местности. Верхняя и нижняя точки оруденения соответственно $+500$ м и $+200$ м. Начертить схему вскрытия месторождения двумя штольнями, расположенными; а) по простиранию месторождения; б) вкрест простирания месторождения.

Задача 53. Пологопадающее месторождение мощностью $m = 20$ м, залегающее на глубине $H = 300$ м в устойчивых породах, имеет следующие параметры: размер по простиранию $L = 1200$ м по падению $B = 400$ м. Вскрытие месторождения осуществлено скиповым и клетевым отво-

дами, расположенными по простиранию месторождения вне зоны сдвижения горных пород. Два вентиляционных ствола расположены на флангах месторождения. Начертить в двух проекциях рудную и долевую схемы панельной подготовки месторождения с длиной $l_n = 120$ м, шириной $B_n = 200$ м. В схемах показать горизонт вентиляции.

Задача 54. Крутопадающее месторождение мощностью $m = 8$ м вскрыто скиповым и клетевым стволами, пройденными в лежачем боку вне зоны сдвижения горных пород и вентиляционным отвалом на фланге месторождения. Согласно проекту, месторождение делится на 4 этажа высотой $h_э = 70$ м. Начертить в двух проекциях схему ортовой подготовки месторождения.

Задача 55. Крутопадающее месторождение мощностью $m = 40$ м вскрыто скиповым и клетевым стволами, расположенными в лежачем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород и вентиляционным стволом на фланге месторождения. Высота этажа $h_э = 80$ м. Начертить в двух проекциях кольцевую схему подготовки, при которой длина блока $l_б = 60$ м.

Задача 56. По проекту на строительство рудника капитальные затраты распределяются по годам: 1 год $K_1 = 100$ млн. руб., 2 год $K_2 = 200$ млн. руб., 3 год $K_3 = 300$ млн. руб. Однако по вине смежников строительство затянулось на пять лет, и распределение основных капитальных затрат происходит $K_1 = 10$, $K_2 = 20$, $K_3 = 10$, $K_4 = 10$, $K_5 = 10$. Определить экономический ущерб от продления срока строительства.

Задача 57. Определить количество этажей высотой $h_э = 50$ м, которые необходимо пройти при разработке месторождения с углом падения $\alpha = 30^\circ$ и размером по падению $B = 1000$ м.

Задача 58. Один из этажей месторождения полезных ископаемых по простиранию разделен на 10 блоков. Время очистной выемки в одном блоке $t_о = 4$ мес., время проходки подготовительных выработок $t_n = 1$ мес., нарезных выработок $t_{н} = 0,5$ мес. Определить количество блоков в

этаже, в которых должны проводиться подготовительные n_n , нарезные n_n и очистные n_o работы.

Задача 59. Для обеспечения годовой производственной мощности рудника в очистной выемке находится 6 блоков, время очистной выемки блока $t_o = 0,5$ года. Нарезные работы t_H в блоке осуществляются за 3,6 мес. Определить, сколько нужно иметь блоков, в которых проводятся нарезные работы n_n , чтобы сохранить производительность рудника.

Задача 60. Установленная годовая производительность рудника $A = 1$ млн. т. В очистной выемке находятся 6 блоков. Время очистной выемки блока $t_o = 3$ мес., и на подготовку блока необходимо $t_n = 1$ мес. Определить, сколько блоков нужно иметь в очистной выемке и во скольких вести подготовительные работы n_n , если производительность рудника увеличена на 200 тыс. т в год.

Задача 61. Месторождение имеет три зоны оруденения. Первая расположена в лежачем боку мощностью $m_1 = 1$ м, с содержанием металла в балансовой руде $C_1 = 4\%$, вторая в центре мощностью $m_2 = 2$ м и $C_2 = 1\%$ и третья в висячем боку мощностью $m_3 = 3$ м и $C_3 = 0,5\%$. Оптовая цена 1 т металла $C_0 = 120000$ руб. В результате расчетов получены следующие технико-экономические показатели. При отработке 1 зоны оруденения себестоимость добычи и переработки 1 т руды $C_{\partial 1} = 1500$ руб., коэффициент потерь и разубоживания $n_1 = 5$ и $p_1 = 10\%$, сквозной коэффициент извлечения при переработке $I_1 = 0,85$.

При совместной отработке первой и второй зоны оруденения: $C_{\partial 2} = 1200$ руб., $n_2 = 8\%$ и $p_2 = 15\%$, $I_2 = 0,8$.

При совместной отработке всех трех зон оруденения $C_{\partial 3} = 800$ руб., $n_3 = 10\%$ и $p_3 = 20\%$, $I_3 = 0,75$.

Требуется определить, используя экономический критерий получения максимальной прибыли из 1 т руды, какую их трех зон оруденения целесообразно обрабатывать.

Задача 62. Определить экономическую целесообразность отработки месторождения с содержанием металла в балансовой руде $C = 3\%$ при следующих технико-экономи-

ческих показателях: разубоживание при разработке $p = 10\%$, сквозной коэффициент извлечения при переработке руды $I = 0,8$, оптовая цена 1 т металла $C_o = 100000$ руб., затраты на добычу и переработку 1 т балансовой руды $C_d = 3000$ руб.

Задача 63. Определить прибыль Π , получаемую от добычи 1 т балансовой руды при следующих условиях: содержание металла в балансовой руде $C = 5\%$, оптовая цена на 1 т металла $C_o = 50000$ руб., коэффициент качества добытой руды $K_k = 0,8$, сквозной коэффициент извлечения при переработке руды $I = 0,9$, себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы $C_d = 1400$ руб.

Задача 64. Определить прибыль, получаемую от 1 т балансовой руды B при следующих горнотехнических и экономических условиях: содержание металла в балансовой руде $C = 3\%$, содержание металла в концентрате $C_k = 15\%$, разубоживание при добыче руды $p = 0,1$, коэффициент извлечения металла в концентрате при обогащении $I_o = 0,9$, коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе $I_m = 0,95$, себестоимость добычи 1 т руды $C_d = 400$ руб., стоимость транспорта при перевозке 1 т руды на обогатительную фабрику $C_{тр} = 100$ руб., себестоимость обогащения 1 т руды $C_o = 300$ руб., затраты на транспортировку 1 т концентрата до металлургического завода $C_{мп} = 150$ руб., себестоимость металлургического передела 1 т руды $C_{мп} = 800$ руб., оптовая цена 1 т металла $C_o = 110000$ руб.

Задача 64. Блок месторождения полезных ископаемых с балансовыми запасами $B = 100$ тыс. т с содержанием металла $C = 6\%$ разрабатывается системой этапного принудительного обрушения. При выпуске из блока обрушенной руды с коэффициентом потерь $n = 10\%$, разубоживание $p = 15\%$, себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы $C_d = 5000$ руб., сквозной коэффициент извлечения металла при переработке $I = 0,8$. Если продолжить выпуск из блока, то можно снизить коэффициент потерь до $n = 7\%$, но разубоживание повысится до $p = 20\%$, при этом себестоимость добычи и переработки составит $C_d = 6000$ руб., сквозной коэффициент извлечения металла снизится $I = 0,75$. Определить, какой из двух вариантов выпуска

экономически целесообразен, используя экономический критерий максимальной прибыли от добычи 1 т балансовой руды.

Задача 65. При разработке панели ангидритового месторождения камерно-столбовой системой разработки возможны два варианта: 1) с применением шганговой крепи в кровле камер, которая уменьшает разубоживание; 2) без крепления кровли. Себестоимость добычи и валовая ценность 1 т ангидрита соответственно для первого и второго вариантов $C_{\partial 1} = 50$ руб., $C_{\partial 2} = 40$ руб., $Ц_{\epsilon 1} = 100$ руб., $Ц_{\epsilon 2} = 80$ руб.

Рассчитать, какую из систем разработки экономически целесообразно принять, используя экономический критерий получения максимальной прибыли от реализации ангидрита.

Задача 66. Извлекаемая ценность основных запасов балансовой руды разрабатываемого месторождения составляет $Ц_{изв} = 6000$ руб., затраты на добычу и переработку 1 т руды $C_{\partial} = 4500$ руб. В месторождении есть участки, где повышенное содержание серы и фосфора требует дополнительных расходов при обогащении и металлургическом переделе в размере $C_{\partial p} = 1600$ руб. на 1 т руды.

Определить экономическую целесообразность отработки этих участков (т.е. кондиционность этой руды).

Задача 67. В небольшом удалении от основного разрабатываемого месторождения разведано другое небольшое месторождение, извлекаемая ценность 1 т руды которого составляет $Ц_{изв} = 3000$ руб. Расчетами установлено, что затраты на проходку выработок для вскрытия и подготовки к разработке этого месторождения составляют $C_B = 500$ руб. на 1 т руды, себестоимость добычи $C_{\partial} = 600$ руб., себестоимость переработки $C_{пер} = 2000$ руб.

Определить целесообразность отработки разведанного месторождения.

Задача 68. Проектируется к отработке глубоко залегающее месторождение с балансовыми запасами $B = 100$ млн. т с извлекаемой ценностью 1 т руда $Ц_{изв} = 850$ руб. Расчетами

ми при проектировании установлены следующие технико-экономические показатели: капитальные затраты на вскрытие и подготовку месторождения составляют $K = 2000$ млн. руб.; годовая производительность рудника $A = 2$ млн. т; затраты на добычу 1 т руды $C_d = 200$ руб.; затраты на транспорт и переработку до конечного продукта $C_{пер} = 500$ руб.; коэффициент эффективности капитальных затрат 0,12.

Определить экономическую целесообразность отработки месторождения.

Задача 69. Ведется проходка вентиляционного штрека длиной $L = 120$ м, сечением $S = 12$ м² в породах с плотностью $\gamma = 3$ т/м³. Количество шпуров на забой по паспорту буровзрывных работ $n_{ш}$ = 45; сменная норма буровой машины $H_{см}$ = 170 м.

Определить производительность бурильщика, т/см., и количество чел.-см. для прохода штрека.

Задача 70. Буровые работы при очистной выемке камеры ведутся из верхней подсечки. Ширина камеры $b = 10$ м, длина $l_k = 60$ м. Плотность руды $\gamma = 4$ т/м³. Параметры нисходящих скважин: глубина $l_{скв}$ = 15 м, расстояния между скважинами $a = 0,8$ м, расстояние между рядами скважин $e = 1$ м. При очистных работах одновременно взрываются 4 ряда скважин. Сменная норма бурового станка $H_{см}$ = 50 м.

Определить производительность бурильщика n_b , т/см., и трудоемкость r_b , чел.-см., при отработке камеры.

Задача 71. Очистные работы ведутся в камере ширинок $b = 8$ м, длиной $l = 60$ м из верхней подсечки; высота уступа $h = 12$ м; плотность руды $\gamma = 4$ т/м³; сменная норма взрывника на зарядку скважин $H_{см}$ = 500 кг; удельный расход ВВ $q = 0,4$ кг/т.

Определить производительность взрывника n_v , т/см., трудоемкость r_v , чел.-см., при отработке камеры.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ломоносов, Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений [Текст]: учебник / Г.Г. Ломоносов. – 2-е изд., стер. – М.: Горная книга, 2013. – 517 с.
2. Каплунов, Д.Р. Комбинированная разработка рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова. – М.: Горная книга, 2012. – 344 с.
3. Пучков, Л.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых [Текст]: учеб. пособие для студентов вузов. В 2-х т. Т. 2 / Л.А. Пучков, Ю.А. Жежелевский. – М.: Горная книга, 2013. – 720 с.
4. Лазченко, К.Н. Геотехнологические способы разработки месторождений полезных ископаемых [Текст]: учеб. пособие / К.Н. Лазченко, Б.Д. Терентьев. – 3-е изд. – М.: Изд-во МГГУ, 2007. – 75 с.
5. Казикаев, Д.М. Геомеханика подземной разработки руд [Текст]: учеб. пособие / Д.М. Казикаев. – 2-е изд., стер. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 542 с.
6. Склянов, В.И. Технология и техника геологоразведочных работ при разработке месторождений твердых полезных ископаемых [Текст]: учеб. пособие / В.И. Склянов, Л.К. Мирошникова; Норильский гос. индустр. ин-т. – Норильск: НГИИ, 2017. – 116 с.
7. Казикаев, Д.М. Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд [Текст]: учеб. пособие / Д.М. Казикаев, Г.В. Савич. – М.: Горная книга, 2012. – 224 с.
8. Надретт, А.Дж. Магматические сульфидные месторождения медно-никелевых и платинометаллических руд [Текст] / А.Дж. Надретт; [пер. с англ.]. – СПб.: СПбГУ, 2003.
9. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий [Текст]: учеб. пособие / О.В. Михеев, В.Г. Виткалов, Г.И. Козовой, В.А. Атрушкевич. – 2-е изд., перераб. и доп.; под ред. Л.А. Пучкова. – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – 487 с.

10. Ялтанец, И.М. Практикум по открытым горным работам [Текст]: учеб. пособие / И.М. Ялтанец, М.И. Щадов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 429 с.

11. Городниченко, В.И. Основы горного дела [Текст]: учебник / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – М.: Горная книга; МГГУ, 2008. – 464 с.

СОДЕРЖАНИЕ

<i>Контрольная работа №1. Горно-геологическая и экономическая характеристика месторождения</i>	3
<i>Контрольная работа №2. Вскрытие и подготовка месторождения</i>	9
<i>Контрольная работа №3. Системы разработки месторождений полезных ископаемых.....</i>	14
<i>Контрольная работа №4. Расчет технико-экономических показателей системы разработки</i>	22
<i>Контрольная работа №5. Составление графика организации работ по системе разработки</i>	28
<i>Контрольная работа №6. Выбор комплекса машин для ведения горных работ. Расчет себестоимости 1 т руды</i>	31
<i>Задачи</i>	36
<i>Библиографический список</i>	53

Редактор Т.В. Телелева

Темплан ФГБОУВО «НГИИ» 2018 г. Подписано в печать 7.12.2017.
Формат 60x84 1/16. Бум. для копир.-мн.ап. Гарнитура *Bookman Old Style*.
Печать плоская. Усл.п.л. 3,5. Уч.-изд.л. 3,5. Тираж 30 экз. Заказ 21.

Редакционно-издательский отдел ФГБОУВО «НГИИ»
663310, Норильск, ул. 50 лет Октября, 7. E-mail: rio_ngii@norvuz.ru

Отпечатано с готового оригинал-макета в отделе ТСОиП ФГБОУВО «НГИИ»