

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ
Кафедра транспортних систем та енергомеханічних комплексів

ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня бакалавра
зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека

Дніпро
НТУ «ДП»
2025

Кононенко М.М.

Технологія підземної розробки рудних родовищ [Електронний ресурс]: методичні рекомендації до виконання практичних робіт для здобувачів ступеня бакалавра зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко, Р.Р. Єгорченко, А.О. Герасименко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2025. – 40 с.

Автори:

М.М. Кононенко, д-р техн. наук, проф.;

О.Є. Хоменко, д-р техн. наук, проф.;

А.В. Косенко, канд. техн. наук, доц.;

Р.Р. Єгорченко, PhD, доц.;

А.О. Герасименко, PhD, асистент.

Затверджено кафедрою транспортних систем та енергомеханічних комплексів (протокол № 4 від 04.02.2025)

Уміщено теоретичні відомості за темами лекційного курсу, варіанти практичних завдань з рекомендаціями до їх виконання, контрольні питання, список використаної та рекомендованої літератури.

Орієнтовано на активізацію навчальної діяльності здобувачів ступеня бакалавра зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека для закріплення практичних навичок у засвоєнні дисципліни «Технологія підземної розробки рудних родовищ».

Відповідальний за випуск завідувач кафедри транспортних систем та енергомеханічних комплексів Л.Н. Ширін, д-р техн. наук, проф.

ЗМІСТ

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ	4
Практична робота № 1. Визначення показників видобування руди та її цінності	5
Практична робота № 2. Розрахунок запасів та збіднення руди	9
Практична робота № 3. Побудова зони зрушення гірських порід. Розрахунок висоти поверху та кроку розкриття родовища	12
Практична робота № 4. Вибір схеми підготовки та розрахунок розмірів відкотного штреку	18
Практична робота № 5. Вибір та обґрунтування систем за факторами	24
Практична робота № 6. Розрахунок потужності шахти та терміну її існування	31
КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ	38
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ТА РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ ...	39

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

Технологія підземної розробки рудних родовищ містить у собі основні положення підземної розробки рудних родовищ, технології проведення підготовчих і нарізних виробок, сучасні системи розробки, схеми підготовки та розкриття балансових запасів руди.

Дисципліна «Технологія підземної розробки рудних родовищ» – вибіркова освітня компонента за освітньою програмою «Гірництво» першого (бакалаврського) рівня вищої освіти.

Метою дисципліни є формування компетентностей обґрунтовано обирати раціональні способи та технології підземної розробки рудних родовищ корисних копалин.

Методичні рекомендації призначені для формування практичних навичок, що пов'язані з закріпленням, поглибленням та узагальненням теоретичних знань, при вирішенні конкретних інженерних задач з добору, обґрунтування і проектування технології підземної розробки рудних родовищ.

В методичних рекомендаціях представлено практичні роботи, текст яких викладено за типовою структурною схемою: тема, мета роботи, подання теоретичних положень за темою, завдання для самостійного виконання та питання для самоконтролю. Використання методичних рекомендацій полегшить сприйняття та рівень засвоєння навчального матеріалу, а також надасть змогу здобувачу освіти набути досвіду використання знань, вмінь і навичок з технології підземної розробки рудних родовищ у безпосередній практичній діяльності.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 1

ВИЗНАЧЕННЯ ПОКАЗНИКІВ ВИДОБУВАННЯ РУДИ ЇЇ ЦІННОСТІ

Мета роботи: надбання навичок розрахунку прогнозних даних з визначення показників видобування руди її цінності й оцінки їх взаємного впливу на ефективність технології підземного видобування руд

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** вміти обирати, обґрунтовувати та розробляти для конкретних гірничо-геологічних умов раціональний спосіб розкриття, підготовки та систему розробки, користуючись знаннями про властивості масиву гірських порід і сучасні методи діагностики стану елементів ланок гірничих систем та технологій підземної розробки рудних родовищ у промислових і лабораторних умовах; володіти сучасними методиками техніко-економічної оцінки систем розробки рудних родовищ корисних копалин, методами нормування витрат і збіднення руди за системою розробки.

1.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Вилучення металу з руди передбачає реалізацію технологічного ланцюга від видобування, збагачення, металургійної переробки та витрат на транспортування. Мінімальний промисловий вміст металу в руді, який визначається за умови зазначених витрат на видобування 1 тони руди в гірших умовах, має дорівнювати ціні металу, який отримано з цієї руди.

Це співвідношення визначається за рівнянням

$$C_v + C_z + C_{m.n} + C_t \leq C_m \frac{K_{вил.м} \times \alpha_p}{10^4}, \quad (1.1)$$

де C_v , C_z , $C_{m.n}$, C_t – відповідно, собівартість видобутку, збагачення, металургійної переробки і транспортування 1 т руди (див. табл. 1.1), грн; C_m – ціна 1 т металу, грн; $K_{вил.м}$ – коефіцієнт вилучення металу з 1 т руди, %; α – вміст металу у масиві руди (згідно з табл. 1.1), %.

З рівняння (1.1) знаходиться мінімальний промисловий вміст металу

$$\alpha_{min.p} = \frac{C_v + C_z + C_{m.n} + C_t}{K_{вил.м} \cdot C_m} \cdot 10^4. \quad (1.2)$$

Собівартість видобутку руди C_v не буде істотно впливати на її якість з урахуванням прямих витрат і приймається постійною згідно подальших розрахунків.

Цінність руди визначається модулем цінності – відношення вмісту корисного компонента в масиві до мінімального промислового вмісту його

$$\beta = \frac{a}{\alpha_{min.p}}, \quad (1.3)$$

де a – вміст корисного компонента в масиві руди, %.

Далі за класифікацією модуля цінності визначають до якого сорту відноситься руда кольорових металів: бідні – $\beta=1-1,25$; середньої цінності – $\beta=1,26-2,9$; багаті – $\beta>3$.

Якість руди впливає на вихід концентрату при збагаченні, який вимірюється у частках одиниць

$$b_k = \frac{\alpha_{p.m} \cdot E_k}{\beta_k} = \frac{a \cdot E_k \cdot (-\gamma_c)}{\beta_k}, \quad (1.4)$$

де $\alpha_{p.m}$ – вміст металу (корисного компонента) у видобутій руді, %; a – вміст металу в масиві руди, % (див. табл. 1.1); E_k – вилучення металу в концентрат, частка од. (див. табл. 1.1); γ_c – зниження вмісту металу в руді (див. табл. 1.1), частка одиниць (ч.о); β – вміст металу в концентраті (див. табл. 1.1), %.

Вихід металу в концентрат

$$b_m = \frac{\beta_k \cdot E_m}{\delta}, \quad (1.5)$$

де E_m – вилучення металу в концентрат, ч.о.; δ – вміст металу в чорновому металі, %.

Загальний вихід готового продукту з руди

$$b = \frac{\alpha_{p.m} \cdot E}{\delta}, \quad (1.6)$$

де $E = E_k \times E_m$ – загальне вилучення металу при переробці руди, %; E_k та E_m – вилучення металу в концентрат та вилучення металу після металургійної переробки, відповідно, %.

Ціна 1 т руди визначається з виразу

$$C_{вирт} = \frac{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot E}{\delta} \cdot C_m, \quad (1.7)$$

де \bar{p} – коефіцієнт зубожіння руди. Приймається згідно табл. 1.1; C_m – ціна металу, що вилучається з 1 т руди дорівнює 8000 грн.

Витрати на металургійну переробку, віднесені до 1 т концентрату, складають

$$C_{m.n} = \frac{\beta_k \cdot E_m}{\delta} \cdot C_{вирт} \text{ грн}, \quad (1.8)$$

де $C_{вирт}$ – витрати на виплавку 1 т чорнового металу, які дорівнюють 7000 грн.

Виробничі витрати з видобутку та переробки, віднесені до 1 т видобутої руди, складають

$$\sum C_{вирт} = \frac{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot E_k}{\beta_k} \cdot (C_{n.k} + C_{m.n}) + (C_v + C_m + C_3), \text{ грн.} \quad (1.9)$$

Прибуток від промислового використання 1 т руди визначається з виразу

$$P_p = C_{вирт} - \sum C_{вирт}, \text{ грн.} \quad (1.10)$$

Собівартість 1 т чорнового металу становить

$$C_m = \frac{\delta}{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot E} \cdot (C_v + C_m + C_3) + \frac{\delta}{\beta_k \cdot E_m} \cdot (C_{n.k} + C_{m.n}), \text{ грн.} \quad (1.11)$$

де $C_{n.k}$ – витрати на перевезення концентрату, грн/т.

Прибуток від виплавки 1 т чорнового металу

$$P_{p.m} = C_{мет} - C_{мет}, \text{ грн.} \quad (1.12)$$

1.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 1.1, визначити показники видобування мідної руди та її цінність.

Таблиця 1.1 – Вихідні дані для визначення показників видобування мідної руди та її цінність

№ варіанта	Вміст C_u , %			Коефіцієнт збіднення руди, \bar{p}	Вилучення C_u , %		Витрати на 1т руди, грн.			
	у масиві руди, a	у концентраті, β_k	у чорновій міді, δ		у концентраті, E_k	після металургійної переробки, E_m	видобування, C_e	транспортування на збагачувальну фабрику, C_m	збагачення, C_z	перевезення концентрату, $C_{п.к}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
0	2,50	14	99	0,05	0,90	0,95	45,0	1,0	25,0	1,5
1	2,00	14	98	0,40	0,89	0,97	44,0	1,0	34,0	1,5
2	2,10	13	98	0,04	0,90	0,96	44,8	1,0	46,0	1,5
3	2,05	15	97	0,03	0,83	0,94	44,3	1,0	67,0	1,5
4	1,80	12	98	0,05	0,79	0,95	44,9	1,0	37,0	1,5
5	1,20	12	98	0,04	0,89	0,99	46,1	1,0	52,0	1,5
6	0,80	14	99	0,02	0,87	0,98	44,3	1,0	80,0	1,5
7	0,65	16	97	0,07	0,89	0,96	48,6	1,0	100,0	1,5
8	0,50	12	98	0,03	0,85	0,99	47,8	1,0	90,0	1,5
9	3,20	18	99	0,08	0,79	0,96	42,0	1,0	40,0	1,5
10	2,70	16	97	0,10	0,90	0,97	44,0	1,0	32,0	1,5
11	1,50	17	97	0,06	0,81	0,95	44,2	1,0	51,0	1,5
12	1,20	15	99	0,02	0,89	0,94	46,3	1,0	68,0	1,5
13	1,00	20	99	0,03	0,87	0,95	48,7	1,0	50,0	1,5
14	0,70	14	99	0,05	0,76	0,96	44,5	1,0	67,0	1,5
15	0,85	16	97	0,07	0,89	0,95	49,0	1,0	51,0	1,5
16	0,90	18	99	0,10	0,88	0,95	45,3	1,0	72,0	1,5
17	0,95	16	99	0,04	0,78	0,98	35,6	1,0	80,0	1,5
18	1,45	17	99	0,07	0,90	0,95	44,5	1,0	110,0	1,5
19	1,25	13	99	0,10	0,89	0,99	45,3	1,0	47,0	1,5
20	0,55	14	98	0,05	0,86	0,94	45,9	1,0	120,0	1,5
21	0,75	12	99	0,10	0,85	0,95	45,1	1,0	65,0	1,5
22	0,68	13	99	0,12	0,87	0,95	44,2	1,0	55,0	1,5
23	1,15	17	98	0,04	0,84	0,94	41,9	1,0	60,0	1,5
24	1,25	16	97	0,03	0,88	0,98	46,8	1,0	78,0	1,5
25	1,40	18	99	0,02	0,83	0,95	43,5	1,0	57,0	1,5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
26	1,55	17	98	0,03	0,85	0,99	47,5	1,0	60,0	1,5
27	1,85	12	97	0,05	0,79	0,95	46,1	1,0	42,0	1,5
28	2,00	15	99	0,10	0,80	0,97	42,8	1,0	71,0	1,5
29	1,40	19	98	0,09	0,63	0,98	43,5	1,0	40,0	1,5
30	1,90	14	97	0,11	0,85	0,99	48,6	1,0	82,0	1,5

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

1.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо економічність розробки родовища мідної руди за варіантом №0.

Визначимо коефіцієнт вилучення металу з 1 т руди

$$K_{вил.м} = E = E_k \cdot E_m = 0,90 \cdot 0,95 = 0,855 \text{ ч. о.}$$

Визначимо ціну вилучення за формулою (1.7)

$$C_{вил.м} = \frac{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot K_{вил.м}}{\delta} \cdot C_m = \frac{2,50 \cdot (1 - 0,05) \cdot 85,5}{99} \cdot 8000 = 16401,38 \text{ грн.}$$

Знайдемо витрати на металургійну переробку, віднесені до 1 т концентрату за формулою (1.8)

$$C_{м.п} = \frac{\beta_k \cdot E_m}{\delta} \cdot C_{вил.м} = \frac{14 \cdot 0,95}{99} \cdot 7000 = 940,40 \text{ грн.}$$

За формулою (1.9) визначимо виробничі витрати з видобування та переробки, віднесені до 1 т видобутої руди

$$\begin{aligned} \sum C_{вил.м} &= \frac{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot E_k}{\beta_k} \cdot (C_{п.к} + C_{м.п}) + (C_v + C_m + C_3) = \\ &= \frac{2,50 \cdot (1 - 0,05) \cdot 90}{14} \cdot (1,5 + 940,40) + (45,0 + 1,0 + 25,0) \\ &= 15907,59 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Прибуток від виплавки 1 т чорного металу визначимо за формулою (1.12)

$$P_{р.м} = C_{вил.м} - \sum C_{вил.м} = 16401,38 - 15907,59 = 493,79 \text{ грн.}$$

Собівартість однієї тони чорного металу визначимо за формулою (1.11)

$$\begin{aligned} C_m &= \frac{\delta}{a \cdot (1 - \bar{p}) \cdot E} \cdot (C_v + C_m + C_3) + \frac{\delta}{\beta_k \cdot E_m} \cdot (C_{п.к} + C_{м.п}) = \\ &= \frac{\delta}{2,50 \cdot (1 - 0,05) \cdot 85,5} \cdot (45,0 + 1,0 + 25,0) + \frac{\delta}{14 \cdot 0,95} \cdot (1,5 + 940,40) = \\ &= 7045,74 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Прибуток від виплавки 1 т чорного металу

$$P_{р.м} = C_{мет} - C_m = 8000 - 7045,74 = 954,56 \text{ грн.}$$

Визначимо мінімальний промисловий вміст металу у руді

$$\alpha = \frac{C_v + C_3 + C_{м.п} + C_m^4}{K_{вил.м} \cdot C_m} = \frac{45,0 + 25,0 + 1,5 + 1,0}{85,5 \cdot 7045,74} = 1,2\%.$$

Визначимо модуль цінності

$$\beta = \frac{a}{\alpha_{\min.p}} = \frac{2,5}{1,2} = 2,08.$$

Висновок: за результатами розрахунку та згідно з класифікацією модуля цінності для руд кольорових металів визначаємо, що руда відноситься до середньої цінності.

Питання для самоконтролю

1. Як визначається собівартість виплавки 1 т чорного металу, розкрийте основні показники витрат?
2. Що таке коефіцієнт вилучення металу з руди?
3. Що таке збіднення руди?
4. Що таке мінімальний промисловий вміст металу у руді, та модуль цінності?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 2 РОЗРАХУНОК ЗАПАСІВ ТА ЗБІДНЕННЯ РУДИ

Мета роботи: надбання навичок розрахунку запасів руди у родовищі та визначення основних показників – коефіцієнтів втрат і вилучення руди.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** володіти сучасними методиками техніко-економічної оцінки систем розробки рудних родовищ корисних копалин, методами нормування втрат і збіднення руди за системою розробки.

2.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Всі запаси корисної копалини в межах виявленої частини родовища називаються *геологічними*. Геологічні запаси підрозділяють на *балансові* і *забалансові*. У балансові запаси включаються промислові запаси і проектні втрати. В процесі розробки частина промислових запасів втрачається, ці втрати називаються *експлуатаційними*.

Геологічні запаси родовища руди

$$A_{\text{геол}} = A_{\text{бал}} + A_{\text{заб}}, \text{ т}, \quad (2.1)$$

де $A_{\text{бал}}$ – балансові запаси, т; $A_{\text{заб}}$ – забалансові запаси, т.

Балансові запаси:

– для пологих та горизонтальних родовищ

$$A_{\text{бал}} = S \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.2)$$

– для похилих та крутоспадних родовищ

$$A_{\text{бал}} = \frac{L \cdot H \cdot m \cdot \gamma_p}{\text{Sin}\alpha} = L \cdot H \cdot m_2 \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.3)$$

де S – площа родовища, м²; m – нормальна потужність рудного тіла, м; m_2 – горизонтальна потужність рудного тіла, м; L – довжина родовища за

простяганням, м; H – вертикальна висота рудного тіла, м; α – кут падіння рудного тіла, град; γ_p – щільність руди в масиві, т/м³.

Промислові запаси

$$A_{\text{пром}} = A_{\text{бал}} - P_{\text{проект}}, \text{ т}, \quad (2.4)$$

де $P_{\text{проект}}$ – проектні втрати, які в середньому дорівнюють 10–15% від балансових запасів, т.

Видобувні запаси

$$A_{\text{вид.з}} = A_{\text{пром}} - P_{\text{експл}}, \text{ т}, \quad (2.5)$$

де $P_{\text{експл}}$ – експлуатаційні втрати, приймаються згідно табл. 2.1, та визначаються від промислових запасів.

Таблиця 2.1 – Припустимі експлуатаційні втрати для різної цінності руди

Якість руди	Припустимі експлуатаційні втрати, %
Багаті	2–5
Середньої цінності	5–20
Бідні	20–50

Коефіцієнт втрат руди – це відношення кількості втраченої при видобутку руди до промислових її запасів

$$K_{\text{втр.р}} = \frac{P_{\text{експл}}}{A_{\text{пром}}}, \quad (2.6)$$

але

$$P_{\text{експл}} = A_{\text{пром}} - A_{\text{вид.з}}, \text{ т},$$

то

$$K_{\text{втр.р}} = \frac{A_{\text{пром}} - A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}} = 1 - \frac{A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}},$$

де $K_{\text{вид.р}} = \frac{A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}}$ – коефіцієнт видобутку (вилучення) руди.

Коефіцієнт збіднення прийнято виражати

$$R = \frac{a - b}{a - c}, \text{ ч. о.}, \quad (2.7)$$

де a – вміст корисного компонента в руді, %; b – вміст корисного компонента у видобутій рудній масі, %; c – вміст корисного компонента у вмісних породах, %.

2.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 2.2, розрахувати запаси рудного родовища та збіднення руди.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 2.2 – Вихідні для розрахунку запасів рудного родовища та збіднення руди

№ варіанта	Вміст коричневого компоненту, %			Довжина родовища по простяганню, L , м	Вертикальна висота рудного тіла, H , м	Горизонтальна потужність покладу, m_z , м	Кут падіння покладу, α , град	Щільність руди, γ_p , т/м ³	Якість руди
	у руді, a	у видобутій рудній масі, b	у породах, c						
0	64,4	61,8	34,8	800,0	700	80,0	67,0	4,0	багата
1	53,9	50,5	27,1	500,0	600	40,0	55,0	3,9	середня
2	38,7	36,1	18,2	550,0	650	35,0	60,0	3,5	бідна
3	62,3	59,0	38,5	600,0	700	45,0	70,0	3,6	багата
4	54,5	53,0	39,7	650,0	750	25,0	75,0	3,7	середня
5	39,1	35,5	19,4	700,0	600	30,0	50,0	3,4	бідна
6	61,6	57,3	39,1	750,0	650	20,0	45,0	3,8	багата
7	53,4	49,7	26,8	500,0	700	40,0	55,0	3,9	середня
8	39,8	35,0	12,3	550,0	750	35,0	60,0	3,5	бідна
9	57,6	55,3	32,4	600,0	600	45,0	70,0	3,6	багата
10	51,1	48,2	26,9	650,0	650	25,0	75,0	3,7	середня
11	38,2	34,6	16,2	700,0	700	30,0	50,0	3,4	бідна
12	58,9	56,0	29,7	750,0	750	20,0	45,0	3,8	багата
13	54,5	51,2	31,0	500,0	600	40,0	55,0	3,9	середня
14	39,7	36,0	19,8	550,0	650	35,0	60,0	3,5	бідна
15	59,8	57,1	30,7	600,0	700	45,0	70,0	3,6	багата
16	44,3	41,4	13,8	650,0	750	25,0	75,0	3,7	середня
17	27,9	25,3	11,4	700,0	600	30,0	50,0	3,4	бідна
18	68,6	64,8	44,1	750,0	650	20,0	45,0	3,8	багата
19	50,8	48,1	23,6	500,0	700	40,0	55,0	3,9	середня
20	28,9	27,2	11,1	550,0	750	35,0	60,0	3,5	бідна
21	58,3	56,1	28,8	600,0	600	45,0	70,0	3,6	багата
22	50,6	47,5	20,3	650,0	650	25,0	75,0	3,7	середня
23	31,9	28,7	8,5	700,0	700	30,0	50,0	3,4	бідна
24	57,1	55,5	24,7	750,0	750	20,0	45,0	3,8	багата
25	48,9	45,6	14,4	500,0	600	40,0	55,0	3,9	середня
26	33,8	30,4	10,1	550,0	650	35,0	60,0	3,5	бідна
27	60,2	58,5	44,7	600,0	700	45,0	70,0	3,6	багата
28	54,1	50,3	18,6	650,0	750	25,0	75,0	3,7	середня
29	39,3	37,0	12,1	700,0	600	30,0	50,0	3,4	бідна
30	62,8	60,0	35,2	750,0	650	20,0	45,0	3,8	багата

2.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо запаси рудного родовища та збіднення руди за варіантом №0.

Балансові запаси, для похилих та крутоспадних родовищ визначаємо за формулою (2.3)

$$A_{\text{бал}} = 800 \cdot 700 \cdot 80 \cdot 4 = 179200000 \text{ т.}$$

Промислові запаси визначаємо за формулою (2.4)

$$A_{\text{пром}} = 179200000 - 0,1 \cdot 179200000 = 161280000 \text{ т.}$$

Видобувні запаси визначаємо за формулою (2.5)

$$A_{\text{вид.з}} = 161280000 - 0,05 \cdot 161280000 = 153216000 \text{ т.}$$

Коефіцієнт втрат руди визначаємо за формулою (2.6)

$$K_{\text{втр.р}} = \frac{8064000}{161280000} = 0,05.$$

Коефіцієнт втрат руди (вилучення) руди

$$K_{\text{вид.р}} = \frac{153216000}{161280000} = 0,95.$$

Коефіцієнт збіднення визначаємо за формулою (2.7)

$$R = \frac{64,4 - 61,8}{64,4 - 34,8} = 0,088.$$

Висновок: за результатами розрахунку балансові запаси рудного родовища становлять 179,2 млн т, а промислові запаси – 161,28 млн т. Коефіцієнти втрат, вилучення та збіднення руди дорівнюють 0,05, 0,95 та 0,088 відповідно.

Питання для самоконтролю

1. Надайте визначення балансовим і забалансовим запасам?
2. Що входить до експлуатаційних втрат?
3. Наведіть визначення коефіцієнту втрат руди?
4. Що таке коефіцієнт збіднення?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 3 ПОБУДОВА ЗОНИ ЗРУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД. РОЗРАХУНОК ВИСОТИ ПОВЕРХУ ТА КРОКУ РОЗКРИТТЯ РОДОВИЩА.

Мета роботи: надбання умінь побудови зони зрушення гірських порід навколо рудного покладу та безпечної запобіжної берми за якою розташовують головні розкриваючі виробки. Вміти розраховувати висоту поверху та кроку розкриття родовища.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** знати сучасні системи розробки рудних родовищ, умови застосування, принципи оптимізації і визначення основних параметрів їх конструктивних елементів, порядок розташування в просторі та послідовність проведення розкривних, підготовчих і нарізних виробок та порядок ведення очисних робіт за кожною системою; вміти обирати, обґрунтовувати та розробляти для конкретних гірничо-геологічних умов раціональний спосіб розкриття, підготовки та систему розробки, користуючись знаннями про властивості масиву гірських порід і сучасні методи діагностики стану елементів ланок гірничих систем та технологій підземної розробки рудних родовищ у промислових і лабораторних умовах.

3.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

В результаті ведення гірничих робіт при підземній розробці рудних родовищ в товщі земної кори утворюються порожні порожнини. Поступово вони збільшуються настільки, що стійкість їх порушується, і вони заповнюються породами, що обрушуються з покрівлі. З часом процес обвалення охоплює всю товщу порід які налягають, і обвалення розповсюджується вгору, із-за чого поверхня осідає, і утворюються так звані зони обвалення і зрушення. Крапки, де виявилось зрушення поверхні, відзначають на карті – розрізі вхрест простягання і сполучають з контуром рудного тіла на горизонті, де проведена виїмка руди. Таким чином отримують кути зрушення. Якщо кути зрушення для рудного родовища не відомі, їх величину рекомендується визначати відповідно до даних, приведених в таблиці 3.1 для середнього значення міцності порід.

Таблиця 3.1 – Кути зрушення порід для середнього значення міцності гірських порід

Міцність гірських порід, МПа	Кут падіння рудних тіл α , градус	Кут зрушення, градус		
		δ	β	γ
<50	0–45	55	45	45
	46–75	55	40	30
	76–90	55	45	30
50–80	0–45	60	50	50
	46–60	60	40	50
	61–75	60	40	40
	76–90	60	45	40
>80	0–45	65	50	55
	46–60	65	45	55
	61–75	65	45	40
	76–90	65	50	40

Кут зрушення в наносних породах приймають рівним на всіх напрямках. У сухих породах він дорівнює 50° , але не перевищує значень кутів зрушення. При потужності шарів рудних тіл $m > 15$ м, глибині розробки $H < 100$ м, потужності наносів більше 30 м кут приймають рівним 40° . У наносах, що обводненні, значення набуває рівним 35° .

Шахтні стволи та інші споруди на поверхні, які повинні служити десятки років, не допускають навіть малих зсувів земної поверхні і не можуть будуватися в межах зони впливу гірничих робіт. Оскільки при виборі кутів зрушення і обвалення гірських порід не можна врахувати всі чинники, які можуть робити вплив на розміри зон зрушення і обвалення, при виборі місця заставлення основних розкриваючих виробок залишають безпечні запобіжні берми шириною 20 м (для стовбурів шахт, поверхневих споруд і полотна залізниці). Для інших споруд ширину берми приймають 10 м. Ці берми створюють певну гарантію для збереження споруд у разі зменшення кутів зрушення. Тому розкриваючи виробки завжди розташовують поза зоною впливу гірничих робіт.

За отриманими з таблиці 3.1 кутами зрушення гірських порід креслять зону зрушення порід навколо рудного покладу (рис. 3.1), та будують безпечну запобіжну берму.

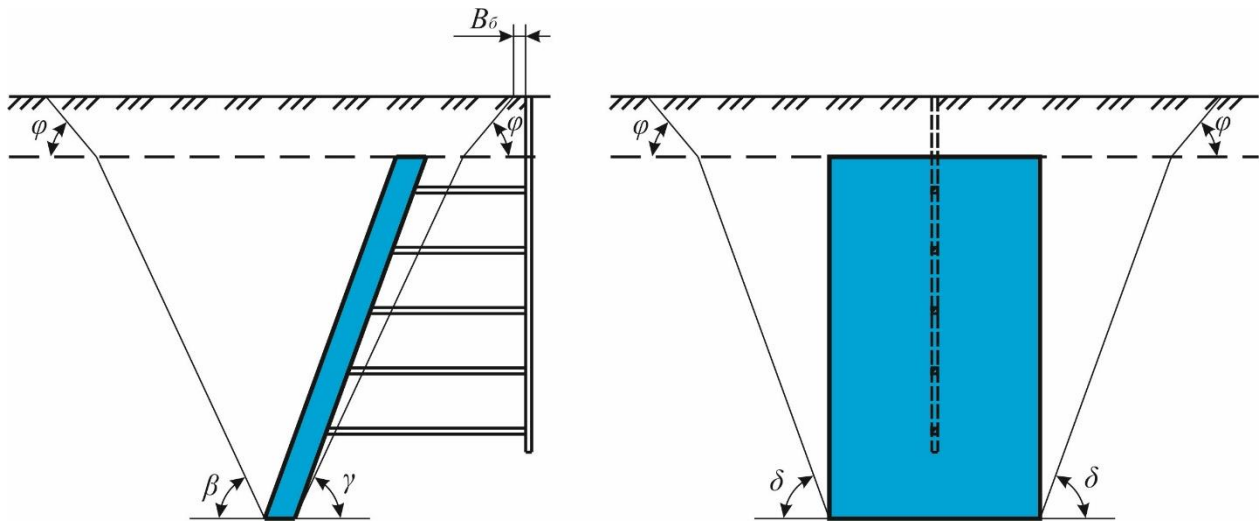


Рис. 3.1 – Розрахункова схема побудови зони зрушення гірських порід

Орієнтовно висоту поверху визначають за формулою

$$h_{нов} = \frac{A \cdot t_o \cdot K_p}{S \cdot \gamma_p \cdot K_{втр}}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

де A – проектна виробнича потужність шахти, т/рік; t_o – оптимальний термін відробки запасів поверху при даній потужності шахти, років; S – горизонтальна експлуатаційна площа родовища в поверхсі, м^2 , дорівнює $S = m_z \cdot L_{нрост}$; γ_p – об'ємна щільність руди в масиві, $\text{т}/\text{м}^3$; $K_{втр}$ – коефіцієнт втрат руди, ч. о., дорівнює $K_{втр} = 1 - K_n$; K_p – коефіцієнт збіднення руди, ч. о., дорівнює $K_p = 1 - R$.

Орієнтовано крок розкриття визначається по формулі:

$$Ш_p = H_{zn} + n_{нов} \cdot h_{нов} + h_{м.о}, \text{ м}, \quad (3.2)$$

де H_z – глибина залягання родовища від земної поверхні, тобто глибина наносів, м; $n_{нов}$ – кількість поверхів, які розкриваються одночасно, дорівнює 3–5 поверхів; $h_{м.о}$ – величина технологічного відхилення від останнього горизонту, для розміщення дробильно-бункерного комплексу, рівна 40–60 м.

3.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 3.2, побудувати зони зрушення гірських порід і розрахувати висоту поверху та крок розкриття родовища.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 3.2 – Вихідні дані для побудови зон зрушення гірських порід і розрахунку висоти поверху та кроку розкриття родовища

№ варіанта	Міцність порід, МПа	Кут падіння покладу, α , град	Проектна виробнича потужність шахти, A , млн т/рік	Оптимальний термін відпрацювання запасів поверху, t_0 , років	Довжина родовища по простяганню, $L_{прост}$, м	Глибина наносів, H_n , м	Горизонтальна потужність покладу, m_z , м	Втрати руди, K_n , ч. од.	Збіднення руди, R , ч. од.	Об'ємна щільність руди в масиві, γ_p , т/м ³
0	80–100	Приймається за вихідними даними ПРН№2	5,7	5	Приймається за вихідними даними ПРН№2	90	Приймається за вихідними даними ПРН№2	Приймається за вихідними даними ПРН№2	Приймається за вихідними даними ПРН№2	Приймається за вихідними даними ПРН№2
1	60–80		3,0	6		80				
2	40–50		3,5	7		70				
3	50–60		4,0	8		60				
4	90–110		4,5	9		50				
5	100–140		5,0	10		80				
6	110–150		2,5	5		70				
7	90–100		3,0	6		60				
8	80–90		3,5	7		50				
9	70–80		4,0	8		80				
10	60–70		4,5	9		70				
11	20–30		5,0	10		60				
12	30–40		2,5	5		50				
13	40–50		3,0	6		80				
14	50–60		3,5	7		70				
15	60–80		4,0	8		60				
16	80–90		4,5	9		50				
17	60–80		5,0	10		80				
18	40–50		2,5	5		70				
19	50–60		3,0	6		60				
20	90–110		3,5	7		50				
21	100–140		4,0	8		80				
22	110–150		4,5	9		70				
23	90–100		5,0	10		60				
24	80–90		2,5	5		50				
25	70–80		3,0	6		80				
26	60–70		3,5	7		70				
27	20–30		4,0	8		60				
28	30–40		4,5	9		50				
29	40–50		5,0	10		80				
30	50–60	2,5	5	70						

3.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо запаси рудного родовища за варіантом №0.

Визначаємо орієнтовну висоту поверху за формулою (3.1)

$$h_{нов} = \frac{5700000 \cdot 5 \cdot 0,912}{64000 \cdot 4,0 \cdot 0,95} = 107 \text{ м.}$$

Приймаємо висоту поверху 100 м.

Орієнтовано крок розкриття визначається за формулою (3.2)

$$Ш_g = 90 + 5 \cdot 100 + 50 = 640 \text{ м.}$$

За вихідними і за допомогою таблиці 3.1 визначаємо кути зрушення гірських порід які дорівнюють: $\delta=65^\circ$, $\beta=45^\circ$ і $\gamma=40^\circ$. Кут зрушення в наносних породах приймають рівним на всіх напрямках. У сухих породах він дорівнює 50° , так як він повинен не перевищувати значень кутів зрушення порід, то кут зрушення буде дорівнювати $\varphi = 40^\circ$. У масштабі будуємо схему зрушення порід (рис. 3.2).

Висновок: за вихідними даними та з таблиці 3.1 встановлено кути зрушення гірських порід, що дорівнюють: $\delta=65^\circ$, $\beta=45^\circ$ і $\gamma=40^\circ$. Кут зрушення в наносних породах дорівнює $\varphi=40^\circ$. За розрахунками прийнято висоту поверху 100 м, а крок розкриття 640 м.

Питання для самоконтролю

1. Чим відрізняються зони обвалення і зрушення?
2. Чому дорівнює кут зрушення в наносних породах?
3. Наведіть послідовність побудови зони зрушення порід?
4. Надайте визначення термінам висота поверху та крок розкриття родовища?

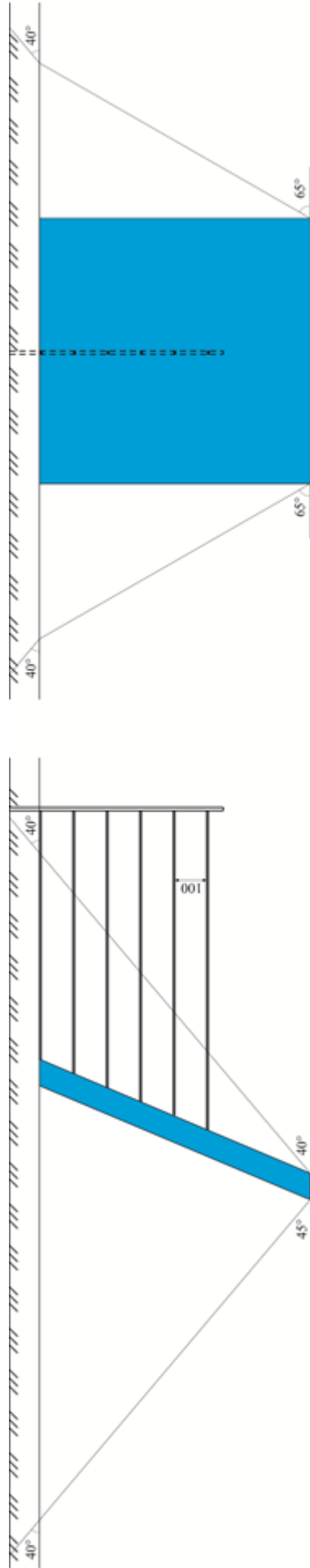


Рис. 3.2 – Схема зрушення порід

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4

ВИБІР СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ТА РОЗРАХУНОК РОЗМІРІВ ВІДКОТНОГО ШТРЕКУ

Мета роботи: надбання умінь для заданих гірничо-геологічних умов обрати схему підготовки поверху та розраховувати розміри підготовчої виробки.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** знати сучасні системи розробки рудних родовищ, умови застосування, принципи оптимізації і визначення основних параметрів їх конструктивних елементів, порядок розташування в просторі та послідовність проведення розкривних, підготовчих і нарізних виробок та порядок ведення очисних робіт за кожною системою; вміти обирати, обґрунтовувати та розробляти для конкретних гірничо-геологічних умов раціональний спосіб розкриття, підготовки та систему розробки, користуючись знаннями про властивості масиву гірських порід і сучасні методи діагностики стану елементів ланок гірничих систем та технологій підземної розробки рудних родовищ у промислових і лабораторних умовах.

4.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Схеми підготовки основного горизонту залежать від потужності і кута падіння рудного покладу, фізико-механічних властивостей руди і вмісних порід, порядку очисного виймання у поверсі, способу транспортування корисної копалини. Умови застосування схем підготовки при поверховому способі підготовки наведено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Умови використання схем підготовки

Схема підготовки	Потужність рудного покладу, m , м
Рудним поверховим штреком	≤ 8
Польовим поверховим штреком	8–12
Польовим штреком лежачого боку і рудним штреком	10–18
Рудним і польовим штреками з діагональними заїздами	10–18
Рудним і польовим штреками з кільцевими заїздами	10–18
Тупиковими ортами і рудним штреком	15–40
Тупиковими ортами і польовим штреком лежачого боку	15–40
Тупиковими ортами і польовим штреком висячого боку	15–40
Кільцевими ортами і польовими штреками лежачого і висячого боків	>40

На більшості рудних шахт застосовується рейковий транспорт, тому необхідно за річною продуктивністю обрати ємність (табл. 4.2) і тип вагонеток з глухим кузовом (табл. 4.3), які будуть переміщувати гірську масу по підготовчих виробках на відкотному горизонті.

Таблиця 4.2 – Ємність вагонеток з глухим кузовом залежно від річної виробничої потужності шахти

Виробнича потужність шахти, млн т/рік	Ємність вагонеток, м ³
<0,2	0,7–1,2
0,2–0,5	1,2–2,2
0,5–1,0	2,2–2,5
1,0–3,0	4,5
>3,0	4,5–10,0

Таблиця 4.3 – Технічні характеристики вагонеток з глухим кузовом

Параметр	Показник							
	ВГ-1	ВГ-1,2	ВГ-1,3	ВГ-2,2	ВГ-2,5	ВГ-4,5А	ВГ-9,0А	ВГ-10
Вантажо-підйомність, т	2,5	2,75	3,25	4,0	4,5	11,0	27,0	25,0
Ємність кузова, м ³	1,0	1,1	1,3	2,2	2,5	4,5	9	10
Ширина колії, мм	600	600	600	600, 750	900	750, 900	750; 900	750; 900
Жорстка база, мм	500	550	550	1000	800	1250	4000	4000
Довжина, м	1,5	1,8	2,0	2,95	2,975	3,95	7,85	7,595
Ширина, м	0,85	0,85	0,85	1,2	1,24	1,35	1,35	1,8
Висота, м	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,55	1,55	1,6
Маса, т	0,521	0,587	0,62	1,518	1,153	3,66; 3,725	9,1	8,8

Згідно габаритів обраного типу вагонетки розраховують розміри поперечного перерізу відкотного одноколійного штреку прямокутно-склепільної форми з набризкбетонним кріпленням у наступній послідовності.

Ширина відкотного штреку у світлі

$$B = m + A + n, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де m – зазор між стінкою та габаритами рухомого складу, рівний $\geq 0,2$ м;
 A – ширина вагонетки, м; n – мінімально допустимий зазор для проходу людей, рівний $\geq 0,7$ м.

Висота прямокутного склепіння:

- при $f \leq 12$

$$h_o = B/3, \text{ м}; \quad (4.2)$$

- при $f > 12$

$$h_o = B/4, \text{ м}; \quad (4.3)$$

Висота стінки виробки від головки рейки

$$h_1 = 1,8 - h_a, \text{ м}; \quad (4.4)$$

де h_a – висота від баласного шару до головки рейки, дорівнює 0,19 м.

Висота стінки виробки від баласту

$$h_2 = h_1 + h_a, \text{ м}; \quad (4.5)$$

Висота стінки виробки від підосви

$$h_3 = h_2 + h_6, \text{ м}; \quad (4.6)$$

де h_6 – висота баласного шару, рівна 0,2 м.

Ширина відкотного штреку в проходці

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ м}, \quad (4.7)$$

де δ – товщина набризкбетонного кріплення, що дорівнює 0,05–0,07 м.

Висота відкотного штреку у світлі

$$H = h_3 + h_o, \text{ м}. \quad (4.8)$$

Висота відкотного штреку в проходці

$$H_1 = h_3 + h_o + \delta, \text{ м}. \quad (4.9)$$

Радіус осьової дуги прямокутного склепіння в світлі:

- при $f \leq 12$

$$R = 0,692 \cdot B, \text{ м}. \quad (4.10)$$

- при $f > 12$

$$R = 0,905 \cdot B, \text{ м}. \quad (4.11)$$

Радіус бокової дуги прямокутного склепіння в світлі:

- при $f \leq 12$

$$r = 0,262 \cdot B, \text{ м}. \quad (4.12)$$

- при $f > 12$

$$r = 0,173 \cdot B, \text{ м}. \quad (4.13)$$

Площа поперечного перерізу виробки в світлі:

- при $f \leq 12$

$$S_{cv} = B \cdot (h_2 + 0,26 \cdot B) \text{ м}^2; \quad (4.14)$$

- при $f > 12$

$$S_{cv} = B \cdot (h_2 + 0,175 \cdot B) \text{ м}^2; \quad (4.15)$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

- при $f \leq 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,26 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (4.16)$$

- при $f > 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,175 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (4.17)$$

Після розрахунку всіх необхідних розмірів та площі поперечного перерізу креслять перетин виробки у масштабі 1:50 згідно розрахунковій схемі поданій на рис. 4.1.

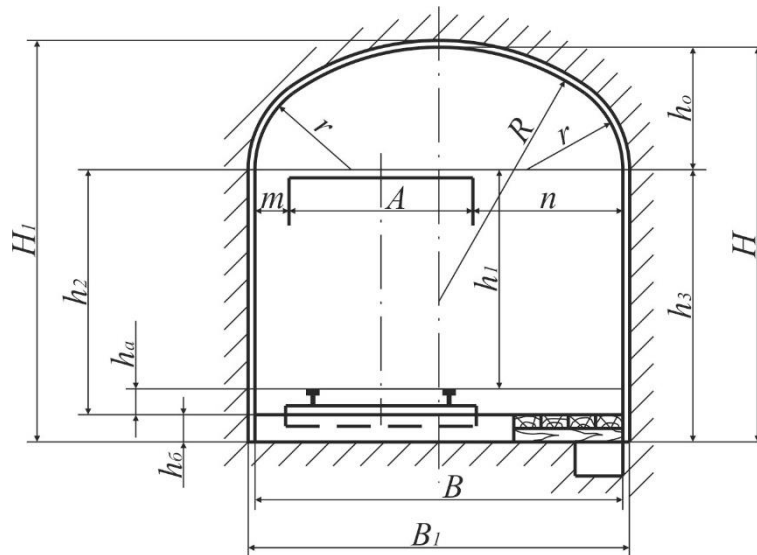


Рис. 4.1 – Розрахункова схема відкотного одноколієного штреку прямокутно-склепільної форми з набризкбетонним кріпленням

4.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 4.4, визначити дані для вибору схеми підготовки та розрахунку розмірів відкотного штреку

Таблиця 4.4 – Вихідні дані для вибору схеми підготовки та розрахунку розмірів відкотного штреку

№ варіанта	Горизонтальна потужність покладу, m_2 , м	Виробнича потужність шахти, A , млн т/рік	Міцність руди або породи, f
1	2	3	4
0	Приймається за результатами ПР№2	Приймається за результатами ПР№3	10
1			8
2			12
3			14
4			6
5			11
6			9
7			13
8			15
9			17
10			5
11			7
12			18
13			8
14	12		

1	2	3	4
15	Приймається за результатами ІПР №2	Приймається за результатами ІПР №2	14
16			6
17			11
18			9
19			13
20			15
21			17
22			5
23			7
24			18
25			8
26			12
27			14
28			6
29			11
30			9

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

4.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Виберемо схему підготовки та розрахуємо розміри відкотного штреку за варіантом №0.

Для покладу з горизонтальною потужністю $m_e=80$ м приймаємо схему підготовки кільцевими ортами і польовими штреками лежачого і висячого боків.

За річною продуктивністю шахти обираємо вагонетку з глухим кузовом ВГ-9А ємністю 9 м^3 .

Згідно габаритів обраної вагонетки ВГ-9А розраховуємо розміри поперечного перерізу відкотного одноколійного штреку прямокутно-склепільної форми з набризкбетонним кріпленням.

Визначаємо ширину відкотного штреку у світлі за формулою (4.1)

$$B = m + A + n = 0,25 + 1,35 + 1,1 = 2,7 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту прямокутного склепіння при $f \leq 12$ за формулою (4.2)

$$h_o = \frac{B}{3} = \frac{2,7}{3} = 0,9 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту стінки виробки від головки рейки за формулою (4.4)

$$h_1 = 1,8 - h_a = 1,8 - 0,19 = 1,61 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту стінки виробки від баласту за формулою (4.5)

$$h_2 = h_1 + h_a = 1,61 + 0,19 = 1,8 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту стінки виробки від підшви за формулою (4.6)

$$h_3 = h_2 + h_6 = 1,8 + 0,2 = 2,0 \text{ м.}$$

поперечного перерізу відкотного одноколійного штреку прямокутно-склепільної форми з набризкбетонним кріпленням, ширина якого у проходці дорівнює 2,8 м, висота – 2,9 м.

Питання для самоконтролю

1. Надайте визначення терміну спосіб підготовки шахтного поля?
2. Що називають схемою підготовки шахтного поля?
3. Від чого залежить схема підготовки основного горизонту?
4. Що впливає на розміри відкотного штреку?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5 ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМ ЗА ФАКТОРАМИ

Мета роботи: надбання умінь за заданими гірничо-геологічними умовами обрати та обґрунтувати систему розробки.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** знати сучасні системи розробки рудних родовищ, умови застосування, принципи оптимізації і визначення основних параметрів їх конструктивних елементів, порядок розташування в просторі та послідовність проведення розкривних, підготовчих і нарізних виробок та порядок ведення очисних робіт за кожною системою; вміти працювати з текстовою та графічною гірничою документацією, оцінювати ступінь складності гірничо-геологічних умов ведення підземних гірничих робіт; вміти обирати, обґрунтовувати та розробляти для конкретних гірничо-геологічних умов раціональний спосіб розкриття, підготовки та систему розробки, користуючись знаннями про властивості масиву гірських порід і сучасні методи діагностики стану елементів ланок гірничих систем та технологій підземної розробки рудних родовищ у промислових і лабораторних умовах.

5.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Ефективність розробки родовища залежить від правильного вибору системи розробки. За гірничотехнічних умов на більшості рудних родовищ можливе застосування декількох різних систем розробки. Але для кожного родовища повинна бути обрана найбільш раціональна система, яка б задовольняла вимоги, що висувають до систем розробки.

Кожну систему можна застосовувати лише в окремих гірничо-геологічних умовах. На вибір системи розробки найбільш істотний та постійний вплив здійснюють головні гірничо-геологічні чинники, в основному визначають можливість застосування тієї чи іншої системи розробки, до яких належать умови залягання родовища: кут падіння і потужність покладу, фізичні властивості руди та вмісних порід – це постійні фактори. Ряд інших гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників впливають при розробці деяких родовищ – це змінні фактори. До них відносяться – розміри рудних тіл за простяганням і падінням, морфологія, цінність руд, характер розподілу в них

металу, глибина розробки, схильність руди до злежування, окислювання та самозаймання, гідрогеологічні умови, необхідність збереження земної поверхні та ін. В окремих випадках ці фактори обмежують можливість застосування деяких систем розробки. Врахування змінних факторів дозволяє уточнити та конкретизувати вибір системи розробки, додати окремі деталі, елементи в технологію видобування руди. Розглянемо *постійні фактори*, які враховують при виборі системи розробки.

Потужність покладу дуже різко обмежує можливий асортимент систем розробки для заданих умов. Жильні родовища мають малу потужність і при їх розробці виключають групи систем з підповерхового і поверхового обвалення. У цих умовах можливі лише системи з підтриманням виробленого простору. І, навпаки, при великій потужності, перш за все, виникає потреба у застосуванні груп систем підповерхового та поверхового обвалення.

Кут падіння родовища також досить суттєвий фактор впливу. При горизонтальному і пологому заляганні та стійкій руді і породі найбільш вірогідним є застосування камерно-стовпових систем розробки. Кут падіння і потужність рудного тіла спільно впливають на можливий спосіб доставки руди, вибір підтримання виробленого простору, умови випуску руди, умови управління гірським тиском.

Таблиця 5.1 – Стійкість руди і вмісних порід, та можливі класи або групи систем розробки

Випадки поєднання стійкості руди та вмісних порід	Можливі класи або групи систем розробки
Стійка руда та вмісні породи	Прийнятні всі класи систем розробки, окрім систем з обваленням
Стійка руда та нестійкі вмісні породи	3 класу систем із закладенням прийнятна група систем горизонтальними шарами із закладенням, можливе застосування групи систем похилих шарів із закладенням. Прийнятний клас систем розробки з обваленням, крім групи систем поверхового самообвалення але поверхове обвалення повинно бути примусовим
Нестійка руда та стійкі вмісні породи	Прийнятний клас систем з кріпленням. Можливе застосування групи систем розробки низхідного шарового виймання із закладенням
Нестійка руда та нестійкі вмісні породи	Прийнятний клас систем розробки з кріпленням

Фізичні властивості руди і вмісних порід. З фізичних властивостей найважливішим є стійкість руди і вмісних порід, згідно з якою обрається спосіб управління гірським тиском і параметри системи розробки, що забезпечують

безпечні умови ведення гірничих робіт. На практиці трапляються такі випадки поєднання стійкості руди і вмісних порід, які подано в табл. 5.1.

Змінні фактори. *Цінність руди* – один з найважливіших змінних чинників. При розробці бідних руд намагаються застосувати системи з низькою собівартістю, що обумовлюють високі втрати та збіднення. І, навпаки, при видобуванні цінних руд застосовують системи з високою повнотою вилучення, хоча і дорожчі.

Можливість порушення розміщених вище порід і поверхні. Великий вплив на вибір системи розробки здійснює розташування рудного тіла відносно споруд, джерел води або сусідніх рудних тіл. Умови розробки рудних тіл, що розташовані під охоронюваними спорудами та водоймами, визначають вимогами залишення охоронних ціликів. Наявність над відпрацьовуваним покладом рудних тіл викликає необхідність застосовувати системи, що не викликають порушення розміщених вище порід. З метою безпеки при наявності підземних джерел води не допускають порушень розміщених вище порід, що досягається застосуванням систем розробки із закладанням. Для збереження поверхні застосовують системи, що виключають обвалення порід, до яких відносяться системи із закладанням виробленого простору.

Форма родовища обмежує коло можливих систем розробки. Наприклад, системи з магазинуванням можна застосовувати при достатньо правильній формі родовища, а системи із закладанням або кріпленням дозволяють розробляти родовища складної форми.

Схильність руди до самозаймання, злежування й окислювання визначає можливості застосування систем, при яких відбита руда або тривалий час зберігається в блоці або випускається відразу після відбивання.

Глибина розробки визначає підвищені вимоги до розмірів очисного простору. Системи розробки з відкритим очисним простором застосовують на глибинах розробки до 1500 м. На більших глибинах необхідне суцільне (без залишення ціликів) відпрацьовування рудних тіл.

Складність морфології й характер розподілу в руді металу практично не створюють ускладнень при розробці родовища шаровими системами.

Інші фактори – ступінь розвідки родовища, наявність дешевих кріпильних і закладних матеріалів поблизу шахти й інше фактори роблять непрямий вплив на вибір системи розробки.

Послідовність вибору системи розробки методом виключень:

- відбирають можливі класи систем розробки, описують характеристики постійних і змінних факторів, та заповнюють форму, що подану в табл. 5.2;
- з можливих систем розробки обирають 2–3 найбільш ефективні з технологічного погляду (втрати, збіднення, продуктивності праці, необхідність у закладанні).
- проводять техніко-економічне порівняння двох-трьох систем розробки за збільшеними показниками.

Таблиця 5.2 – Вибір системи розробки за постійними та змінними факторами

Найменування фактору	Характеристика фактору	Можливі класи або групи систем розробки
Постійні		
Потужність покладу		
Кут падіння покладу		
Стійкість: - руди - порід		
Змінні		
Цінність руди		
Можливість порушення земної поверхні		
Схильність руди до самозаймання, злежування й окислювання		
Глибина розробки		
Обводненість родовища й вмісних порід		

Для економічної оцінки системи за прибутком від продажу руди виконується в такому порядку.

Кількість рудної маси

$$A_{p.m.} = \frac{A_{бал} \cdot (1 - P) \cdot (a - c)}{(b - c)}, \text{ т}, \quad (5.1)$$

де $A_{бал}$ – балансові запаси руди в родовищі, т, розраховується за формулою (2.3); P – втрати руди за системою розробки, ч.о.; a – вміст корисного компонента в руді, %; b – вміст корисного компонента у видобутій руді, %; c – вміст корисного компонента у вмісних породах, %.

Прибуток від продажу руди

$$\Pi = A_{p.m.} \cdot (Ц - С), \text{ грн.}, \quad (5.2)$$

де $Ц$ – ціна 1 т руди при вмісті металу, рівному вмісту корисного компонента в видобутій рудній масі, грн.; $С$ – собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки приймається за техніко-економічними показниками, грн.

5.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 5.3, вибрати систему розробки.

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

Таблиця 5.3 – Вихідні дані для вибору системи розробки

№ варіанту	Корисний компонент	Довжина родовища за простяганням, L , м	Кут падіння покладу, α , град	Вертикальна висота рудного покладу, H , м	Горизонтальна потужність покладу, m_e , м	Щільність руди, γ_r , т/м ³	Вміст корисного компонента, %			Ціна 1 т руди, C , у.о.	Стійкість	
							у руді, a	у видобутій рудній масі, b	у породі, c		руди	порід
0	Fe	800	70	800	80	4,0	64,4	61,8	33,2	120	Стійка	Стійка
1	Cu	700	80	900	15	2,6	2,67	2,64	-	400		
2	Sn	800	75	850	2	2,5	0,45	0,41	0,02	100		
3	Pb	900	70	800	5	3,9	4,11	3,89	-	350		
4	Fe	700	65	750	20	3,9	54,2	53,1	28,3	80		
5	Cu	800	60	700	16	2,8	3,41	3,12	-	500		
6	Sn	900	80	900	3	2,6	0,87	0,81	0,03	120		
7	Pb	700	75	850	4	3,8	2,43	2,23	-	300		
8	Fe	800	70	800	60	4,0	60,5	59,0	31,3	100		
9	Cu	900	65	750	15	3,0	1,95	1,84	-	300		
10	Sn	700	60	700	2	2,8	0,33	0,29	0,01	90		
11	Pb	800	80	900	5	4,0	5,16	5,05	-	400		
12	Fe	900	75	850	20	3,5	62,1	59,0	30,6	100		
13	Cu	700	70	800	16	2,6	2,67	2,64	-	400		
14	Sn	800	65	750	3	2,5	0,45	0,41	0,02	100		
15	Pb	900	60	700	4	3,9	4,11	3,89	-	350		
16	Fe	700	80	900	60	3,9	54,2	53,1	28,3	80		
17	Cu	800	75	850	15	2,8	3,41	3,12	-	500		
18	Sn	900	70	800	2	2,6	0,87	0,81	0,03	120		
19	Pb	700	65	750	5	3,8	2,43	2,23	-	300		
20	Fe	800	60	700	20	4,0	60,5	59,0	31,3	100		
21	Cu	900	80	900	16	3,0	1,95	1,84	-	300		
22	Sn	700	75	850	3	2,8	0,33	0,29	0,01	90		
23	Pb	800	70	800	4	4,0	5,16	5,05	-	400		
24	Fe	900	65	750	60	3,5	62,1	59,0	30,6	100		
25	Cu	700	60	700	15	2,6	2,67	2,64	-	400		
26	Sn	800	80	900	2	2,5	0,45	0,41	0,02	100		
27	Pb	900	75	850	5	3,9	4,11	3,89	-	350		
28	Fe	700	70	800	20	3,9	54,2	53,1	28,3	80		
29	Cu	800	65	750	16	2,8	3,41	3,12	-	500		
30	Sn	900	60	700	3	2,6	0,87	0,81	0,03	120		

5.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Вибираємо систему розробки згідно з варіантом №0.

За гірничо-геологічних умов заповнюємо форму подану в табл. 5.2 та визначаємо можливі варіанти систем розробки за постійними й змінними факторами.

Найменування фактору	Характеристика фактору	Можливі класи або групи систем розробки
Постійні		
Потужність покладу, м	80	Камерні або підповерхово-камерні
Кут падіння покладу, град	70	Камерні або підповерхово-камерні
Стійкість: - руди - порід	стійка стійкі	Камерні або підповерхово-камерні
Змінні		
Цінність руди	багата	Камерні або підповерхово-камерні із закладанням
Можливість порушення земної поверхні	-	
Схильність руди до самозаймання, злежування й окислювання	-	
Глибина розробки	-	
Обводненість родовища й вмісних порід	-	

Для заданих гірничо-геологічних умов прийнятні групи поверхово-камерних або підповерхово-камерних систем розробки із закладанням, а саме варіанти підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням та підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням.

Виконавши аналіз техніко-економічних показників обраних груп систем розробки можна зробити висновок, що для заданих гірничо-геологічних умов найбільш прийнятною є група підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням.

Виконаємо аналіз техніко-економічних показників обраних груп

Техніко-економічні показники групи
підповерхово-камерних систем розробки із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	30,0–100,0
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	10,0–100,0
Витрати погонажу	м/1000 т	2,0–4,0
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,05–0,2
Втрати	%	3,0–10,0
Збіднення	%	3,0–8,0
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	8,0–17,0

Техніко-економічні показники групи
поверхово-камерних систем розробки із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	40,0–100,0
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	10,0–80,0
Витрати погонажу	м/1000 т	2,0–6,0
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,05–0,25
Втрати	%	3,0–10,0
Збіднення	%	3,0–10,0
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	5,0–17,0

Остаточне рішення приймемо після надання економічної оцінки обом варіантам систем розробки.

Визначаємо балансові запаси залізної руди у родовищі за формулою (2.3)

$$A_{\text{бал}} = L \cdot H \cdot m_z \cdot \gamma_p = 800 \cdot 800 \cdot 80 \cdot 4 = 204800000 \text{ т.}$$

Кількість рудної маси визначаємо за формулою (5.1)

– варіант підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням

$$A_{p.m.} = \frac{204800000 \cdot (1 - 0,06) \cdot (64,4 - 33,2)}{(61,8 - 33,2)} = 214513371 \text{ т;}$$

– варіант поверхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням

$$A_{p.m.} = \frac{204800000 \cdot (1 - 0,06) \cdot (64,4 - 33,2)}{(61,8 - 33,2)} = 214513371 \text{ т.}$$

Прибуток від продажу руди визначаємо за формулою (5.2)

– варіант підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням

$$\Pi = 214513371 \cdot (120 \cdot 24,5 - 12,5 \cdot 24,5) = 5,65 \cdot 10^{11} \text{ грн;}$$

– варіант поверхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням

$$П = 214513371 \cdot (120 \cdot 24,5 - 11 \cdot 24,5) = 5,73 \cdot 10^{11} \text{ грн.}$$

Обрати остаточно один варіант системи розробки.

Висновок: так як різниця прибутку між варіантами не перевищує 10%, то варіанти систем розробки вважаються економічно рівноцінними, тоді за технічними показниками та з точки зору практичного використання остаточно обираємо варіант підповерхово-камерної системи розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням.

Питання для самоконтролю

1. Надайте визначення терміну система розробки рудних родовищ?
2. Наведіть постійні фактори, які впливають на вибір системи розробки?
3. Наведіть змінні фактори, які впливають на вибір системи розробки?
4. Послідовність обрання варіанту системи розробки?

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6 РОЗРАХУНОК ПОТУЖНОСТІ ШАХТИ ТА ТЕРМІНУ ЇЇ ІСНУВАННЯ

Мета роботи: надбання умінь розрахунку виробничої потужності шахти та терміну її існування.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** знати принципи керування станом масиву гірських порід навколо виробленого простору та застосовувати правила і норми технічної експлуатації систем та технологій підземної розробки рудних родовищ; володіти навичками збору, аналізу та використання інформації, що необхідна для прийняття на експертному рівні різноманітних технологічних рішень з підземної розробки рудних родовищ.

6.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Виробнича потужність шахти (рудника) – це кількість руди в тонах, яка видобувається за певний період роботи шахти (за зміну, добу, місяць, рік). На шахті за період роботи приймається рік, тому виробничу потужність називають *річною продуктивністю рудника*. Від річної продуктивності гірничого підприємства залежать кількість капітальних вкладень в його будівництво або реконструкцію, собівартість видобутку і переробки 1 т корисної копалини, приведені витрати, очікуваний або отриманий прибуток, ефективність капіталовкладень та інші техніко-економічні показники. Продуктивність сучасних гірничих підприємств коливається в значних межах: від 100 тис. т/рік до 5 млн. т/рік. Виробнича потужність підприємства залежить від гірничих

можливостей: розмірів родовища, його запасів, умов залягання родовища, технології та організації гірничих робіт.

Річна продуктивність рудника за гірничими можливостям при куті падіння рудного тіла (рудних тіл) менше 30°

$$A_2 = S \cdot K_g \cdot \sum_{i=1}^{i=n} k_i \cdot \frac{d_i}{S_i}, \text{ т/рік}, \quad (6.1)$$

де S – горизонтальна площа родовища, тис. м²; K_g – коефіцієнт використання рудної площі (див. табл. 6.1); n – число використовуваних на рудній шахті систем розробки; k_i – частка використовуваних систем розробки у загальному обсязі видобутку руди на шахті, що дорівнює

$$k_i = \frac{S_{cp}}{S}, \text{ ч.о.}, \quad (6.2)$$

де S_{cp} – рудна площа, яка розробляється застосовуваною системою розробки, тис. м²; d_i – продуктивність блоку або панелі в залежності від застосовуваної системи розробки, при суцільних або камерно-стовпових системах розробки може становити 360–720 тис. т/рік, при стовпових системах розробки – 720–1200 тис. т/рік; S_i – площа блоку або панелі в очисному вийманні, в залежності від застосовуваної системи розробки, яка дорівнює при суцільних або камерно-стовпових системах розробки 30–60 тис. м², при стовпових системах розробки – 60–90 тис. м².

Таблиця 6.1 – Коефіцієнт використання рудної площі в залежності від горизонтальної площі родовища

Горизонтальна площа родовища, тис. м ²	Коефіцієнт використання рудної площі
5–10	0,35–0,27
10–20	0,27–0,23
20–50	0,23–0,17
50–100	0,17–0,13
100–200	0,13–0,09
200–400	0,09–0,06
>400	0,05

Річна продуктивність рудника за гірничими можливостям при куті падіння рудного тіла (рудних тіл) більш 30°

$$A_2 = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S_2 \cdot \gamma_p \frac{1-P}{1-R}, \text{ т/рік}, \quad (6.3)$$

де V – середньорічне зниження рівня виймки, м/рік, (див. табл. 6.2); K_1 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від кута падіння рудного тіла, (див. табл. 6.3); K_2 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від потужності рудного тіла, (див. табл. 6.4); K_3 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від застосовуваної системи розробки, (див. табл. 6.5); K_4 – поправний коефіцієнт до

величини річного зниження в залежності від числа поверхів, що знаходяться одночасно у відпрацюванні, (див. табл. 6.6); S_2 – середня горизонтальна рудна площа поверху, що дорівнює

$$S_2 = L \cdot m_2 = L \cdot \frac{m}{\sin \alpha}, \text{ м}^2. \quad (6.4)$$

де L – довжина шахтного поля за простяганням, м; m_2 – горизонтальна потужність рудного тіла, м; m – нормальна потужність рудного тіла, м; α – кут падіння рудного тіла, град; P – втрати за системою розробки, ч.о.; R – збіднення за системою розробки, ч.о.

Таблиця 6.2 – Середньорічне зниження рівня виїмки в залежності від середньої горизонтальної рудної площі поверху

S_2 , тис. м ²	<4	4–6	6–12	12–20	>20
V , м/год	26–33	23–30	17–25	13–22	9–15

Таблиця 6.3 – Поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від кута падіння рудного покладу

α , град	30	45	60	90
K_1	0,8	0,9	1,0	1,2

Таблиця 6.4 – Поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від потужності рудного покладу

m , м	<3	3–5	5–15	15–25	>25
K_2	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

Таблиця 6.5 – Поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від застосовуваної системи розробки

Група систем розробки	K_3
1	2
Покрівлеуступні системи (ПУС)	1,0
Підповерхово-камерні системи (ПдКС)	1,0
Поверхово-камерні системи (ПКС)	1,0
Системи з відбиванням з магазину (СВМ)	1,0
Поверхово-камерні системи з магазинуванням руди (ПКСМ)	1,0
Системи з посиленням розпирним кріпленням (СПРК)	0,9
Системи зі станковим кріпленням (ССК)	0,9
Системи горизонтальними шарами із закладанням (СГШЗ)	0,75
Системи розробки похилими шарами із закладанням (СРПШЗ)	0,8
Покрівлеуступні системи із закладанням (ПУСЗ)	0,8
Системи розробки низхідною шаровою виїмкою із закладанням (СРНШВЗ)	0,8

1	2
Підповерхово-камерні системи із закладанням (ПдКСЗ)	0,85
Поверхово-камерні системи із закладанням (ПКСЗ)	0,85
Системи шарового обвалення (СШО)	0,8
Стовпові системи з обваленням покрівлі (ССОП)	0,8
Системи підповерхового обвалення (СПДО)	1,0
Системи поверхового обвалення (СПО)	1,0
Системи поверхового самообвалення (СПС)	1,0

Таблиця 6.6 – Поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від числа поверхів що знаходяться одночасно у відпрацюванні

$N_{поверх.}$	1	2	≥ 3
K_4	1,0	1,2–1,5	1,5–1,7

Економічно доцільна або оптимальна річна продуктивність – це річна продуктивність рудника, при якій можливе досягнення найбільш високих економічних показників розробки родовища. Економічно доцільна річна продуктивність може бути приблизно розрахована за емпіричною формулою

$$A_o = 0,1 \cdot A_{бал}^{0,77}, \text{ млн. т/рік.} \quad (6.5)$$

Проектна річна продуктивність шахти встановлюється на основі порівняння отриманих результатів розрахунку економічно доцільною річної продуктивності і продуктивності за гірничими можливостям. Якщо річна продуктивність за гірничими можливостям більше економічно доцільної, то проектну річну продуктивність приймають рівною економічно доцільній, тобто $A_{np} = A_o$. Якщо річна продуктивність за гірничими можливостям менше економічно доцільної, то проектну річну продуктивність приймають рівною річній продуктивності за гірничими можливостям, тобто $A_{np} = A_z$.

Річна продуктивність рудника визначає термін його існування, тобто час, за який буде відпрацьоване родовище. При відомій розрахунковій річній продуктивності рудника термін його існування становитиме

$$T = T_p + T_{np} + T_z, \text{ років,} \quad (6.6)$$

де T_p – час розгортання гірничих робіт, що становить 2–3 роки; T_{np} – час роботи рудника з проектною річною продуктивністю

$$T_{np} = \frac{A_{бал} \cdot K_{вид.р}}{A_{np} \cdot (1 - R)}, \text{ років,} \quad (6.7)$$

де T_z – час згорання гірничих робіт, що становить 2–4 роки.

Розрахунковий термін існування рудника повинен бути більшим мінімально припустимого. Ця умова необхідна для забезпечення найбільш сприятливого співвідношення між капітальними та експлуатаційними витратами. Значення річної продуктивності рудника в залежності від терміну його існування подано в табл. 6.7.

Таблиця 6.7 – Значення річної продуктивності рудника в залежності від терміну його існування

Виробнича потужність рудника, млн. т/рік	Мінімальний термін існування рудника, років
0,1–0,5	10–20
0,5–1,0	20–25
1,0–3,0	25–30
3,0–5,0	30–35
5,0–7,0	35–40
7,0–10,0	40–45
10,0–15,0	45–50

Якщо рудник входить до складу гірничо-збагачувального комбінату або іншої виробничої одиниці, що включає в себе комплекс зі збагачення корисних копалин, табличне значення мінімального терміну його існування слід збільшити на 20–30%.

6.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 6.8, розрахувати запаси рудного родовища та строк служби шахти.

Таблиця 6.8 – Вихідні дані для підрахунку запасів рудного родовища та строку служби шахти

№ варіанту	Довжина родовища за простяганням, L , м	Вертикальна висота рудного тіла, H , м	Горизонтальна потужність покладу, m_z , м	Кут падіння покладу, α , град	Щільність руди, γ_p , т/м ³	Втрати за системою розробки, P , %	Збіднення за системою розробки, R , %	Коефіцієнт видобутку (виглучення) руди, $K_{вид.p}$	Назва системи розробки
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	4	За результатами практичної роботи №2	За результатами практичної роботи №2	ПдКСЗ
1						5			ПКСЗ
2						6			ПдКСЗ
3						7			ПКСЗ
4						8			ПдКСЗ
5						4			ПКСЗ
6						5			ПдКСЗ
7						6			ПКСЗ
8						7			ПдКСЗ

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
9	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	Практична робота №2	8	За результатами практичної роботи №2	За результатами практичної роботи №2	ПКСЗ
10						4			ПдКСЗ
11						5			ПКСЗ
12						6			ПдКСЗ
13						7			ПКСЗ
14						8			ПдКСЗ
15						4			ПКСЗ
16						5			ПдКСЗ
17						6			ПКСЗ
18						7			ПдКСЗ
19	8	ПКСЗ							
20	4	ПдКСЗ							
21	5	ПКСЗ							
22	6	ПдКСЗ							
23	7	ПКСЗ							
24	8	ПдКСЗ							
25	4	ПКСЗ							
26	5	ПдКСЗ							
27	6	ПКСЗ							
28	7	ПдКСЗ							
29	8	ПКСЗ							
30	4	ПдКСЗ							

Завдання 2. Надати письмові відповіді на питання для самоконтролю.

Зміст практичної роботи повинен включати: титульний аркуш, назву та мету роботи, завдання на практичну роботу, розрахунки, письмові відповіді на питання для самоконтролю, висновки.

6.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахуємо запаси рудного родовища та строк служби шахти згідно з варіантом №0.

Балансові запаси родовища визначаємо за формулою (2.3)

$$A_{\text{бал}} = 800 \cdot 700 \cdot 80 \cdot 4 = 179200000 \text{ т.}$$

Середня горизонтальна рудна площа поверху визначається за формулою (6.4)

$$S_2 = 800 \cdot 80 = 64000 \text{ м}^2.$$

Річна продуктивність рудника за гірничими можливостям при куті падіння рудного тіла (рудних тіл) більш 30° визначаємо за формулою (6.3)

$$A_2 = 18 \cdot 1,05 \cdot 0,6 \cdot 0,85 \cdot 1,35 \cdot 64000 \cdot 4 \cdot \frac{1 - 0,04}{1 - 0,088} = 3507794 \text{ т/рік.}$$

Економічно доцільна річна продуктивність визначаємо за формулою (6.5)

$$A_o = 0,1 \cdot 179,2^{0,77} = 5,43 \text{ млн. т/рік.}$$

Так як, річна продуктивність за гірничими можливостям менше економічно доцільної, то проектну річну продуктивність приймаємо рівною річній продуктивності за гірничими можливостям, тобто $A_{np} = A_2$, тобто $A_{np} = 3,5$ млн. т/рік.

Час роботи рудника з проектною річною продуктивністю визначається за формулою (6.7)

$$T_{np} = \frac{179200000 \cdot 0,95}{3500000 \cdot (1 - 0,088)} = 53 \text{ роки.}$$

Термін існування рудної шахти визначається за формулою (6.6)

$$T = 3 + 53 + 4 = 60 \text{ років.}$$

Висновок: розрахунковий термін існування рудника більше мінімально припустимого (табл. 6.7), ця умова виконується.

Питання для самоконтролю

1. Надайте визначення терміну виробнича потужність шахти (рудника)?
2. Що таке економічно доцільна або оптимальна річна продуктивність рудника?
3. Як встановлюють проектну річну продуктивність шахти?
4. Як визначають термін існування рудної шахти?

КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ

Навчальні досягнення здобувачів вищої освіти за результатами вивчення курсу оцінюватимуться за шкалою, що наведена нижче:

Рейтингова шкала	Інституційна шкала
90–100	відмінно
74–89	добре
60–73	задовільно
0–59	незадовільно

Здобувачі вищої освіти можуть отримати **підсумкову оцінку** з навчальної дисципліни на підставі поточного оцінювання знань за умови, якщо набрана кількість балів з поточного тестування та самостійної роботи складатиме не менше як 60 балів.

Максимальне оцінювання:

Теоретична частина	Практична частина		Разом
	При своєчасному складанні	При несвоєчасному складанні	
60	40	20	100

Практичні роботи приймаються за контрольними запитаннями до кожної з робіт. Оцінювання практичних робіт здійснюється шляхом розрахунку середнього арифметичного балу за складеними практичними роботами.

Теоретична частина оцінюється за результатами здачі контрольної тестової роботи, що містить 30 запитань.

Критерії оцінювання контрольної роботи

30 тестових завдань з чотирма варіантами відповідей, 1 правильна відповідь оцінюється у 2 бали (разом 60 балів). Опитування за тестом проводиться з використанням технології Microsoft Forms Office 365.

6.4. Критерії оцінювання практичної роботи

За кожну практичну роботу здобувач вищої освіти може отримати таку кількість балів:

40 балів: отримано правильну відповідь (згідно з еталоном), використано формулу з поясненням змісту окремих її складових, зазначено одиниці виміру.

30 балів: отримано правильну відповідь з незначними неточностями згідно з еталоном, відсутня формула та/або пояснення змісту окремих складових, або не зазначено одиниці виміру.

20 балів: отримано неправильну відповідь, проте використано формулу з поясненням змісту окремих її складових, зазначено одиниці виміру.

10 балів: отримано неправильну відповідь, проте використано формулу без пояснень змісту окремих її складових та не зазначено одиниці виміру.

0 балів: наведено неправильну відповідь, до якої не надано жодних пояснень.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ТА РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Хоменко О.Є. Технологія підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, М.В. Савченко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450 с.
2. Хоменко О.Є. Процеси підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, А.В. Косенко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2022. – 206 с.
3. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.
4. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.
5. Геомеханіка створення підземної інфраструктури при видобуванні руд із застосуванням емульсійних вибухових речовин: монографія / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, І.Л. Коваленко, І.Г. Миронова, А.В. Косенко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2024. – 252 с.
6. Косенко А.В. Новітні технології підповерхового обвалення у видобуванні залізних руд: монографія / А.В. Косенко, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2023. – 112 с.
7. Kononenko, M., Khomenko, O., & Astafiev, D. (2017). New Classification of Ore Deposits Mining Methods. *Advanced Engineering Forum*, 25, 71-79.

Навчальне видання

КОНОНЕНКО Максим Миколайович
ХОМЕНКО Олег Євгенович
КОСЕНКО Андрій Володимирович
ЄГОРЧЕНКО Ростислав Русланович
ГЕРАСИМЕНКО Андрій Олександрович

ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня бакалавра
зі спеціальностей 184 Гірництво та 263 Цивільна безпека

Видано в авторській редакції

Електронний ресурс
Підписано до видання 18.02.2025. Авт. арк. 2,9.

Національний технічний університет «Дніпровська політехніка».
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19