

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



НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ
Кафедра транспортних систем та енергомеханічних комплексів

М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко

ПРОЄКТУВАННЯ РУДНИХ ШАХТ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня магістра
освітньо-професійної програми «Гірничорудна інженерія»
зі спеціальності 184 Гірництво

Дніпро
НТУ «ДП»
2024

Кононенко М.М.

Проектування рудних шахт [Електронний ресурс] : методичні рекомендації до виконання практичних робіт для здобувачів ступеня магістра освітньо-професійної програми «Гірничорудна інженерія» зі спеціальності 184 Гірництво / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, А.В. Косенко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2024. – 45 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.

Затверджено науково-методичною комісією зі спеціальності 184 Гірництво (протокол № 7 від 06.06.2024) за поданням кафедри транспортних систем та енергомеханічних комплексів (протокол № 17 від 14.05.2024)

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 магістра освітньо-професійної програми «Гірничорудна інженерія» спеціальності «Гірництво» та закріплення практичних навичок у засвоєнні дисципліни «Проектування рудних шахт».

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. Оптимальна потужність рудної шахти	5
Практична робота № 2. Обґрунтування схеми розкриття	11
Практична робота № 3. Обґрунтування схеми підготовки	19
Практична робота № 4. Розкриття та підготовка нового горизонту	25
Практична робота № 5. Проектування контурів блока	31
Практична робота № 6. Календарний план відпрацювання поверху	37
КРИТЕРІЇ ОЦІНЮВАННЯ	43
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ТА РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ ...	44

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

Проектування рудних шахт містить у собі теоретичні, методичні й організаційні основи проектування будівництва нових, розширення або реконструкції діючих гірничорудних підприємств з підземним способом розробки, а також визначення їх оптимальних параметрів, що забезпечують раціональну взаємодію очисних і підготовчих вибоїв, транспорту та підйому, на основі попереднього встановлення розкритих, підготовлених та готових до виймання запасів рудних і нерудних корисних копалин для високоефективної роботи всього підприємства загалом.

Дисципліна «Проектування рудних шахт» – фахова освітня компонента за освітньою програмою «Гірничорудна інженерія» другого (магістерського) рівня вищої освіти.

Метою дисципліни є формування компетентностей щодо сучасних методів і принципів проектування нових та реконструкції діючих гірничорудних підприємств з урахуванням технічних інновацій в гірничорудній промисловості за допомогою раціонального використання матеріальних і природних ресурсів.

Методичні рекомендації призначені для формування практичних навичок, що пов'язані з теорією, методикою та організацією проектування гірничорудних підприємств при будівництві нових або реконструкції діючих рудних шахт.

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 проектування рудних шахт у безпосередній практичній діяльності.

В результаті виконання практичних робіт студенти мають досягти таких результатів навчання:

- здійснювати планування і організацію проектної діяльності в гірництві та приймати раціональні технологічні рішення при проектуванні гірничих робіт підземної розробки рудних і нерудних корисних копалин;

- оцінювати стан і технічну готовність устаткування усіх ланок шахти за критеріями забезпечення заданої продуктивності та безпеки експлуатації;

- виконувати інженерні роботи з проектування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов;

- уміти розробляти робочі проекти, креслення, робочу документацію, приймати оптимальні організаційно-технічні рішення із будівництва, модернізації, технічного переоснащення або реконструкції гірничорудних підприємств.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 1 ОПТИМАЛЬНА ПОТУЖНІСТЬ РУДНОЇ ШАХТИ

Мета роботи: надбання навичок розрахунку оптимальної потужності рудної шахти, яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** здійснювати планування і організацію проектної діяльності в гірництві та приймати раціональні технологічні рішення при проектуванні гірничих робіт підземної розробки рудних і нерудних корисних копалин; оцінювати стан і технічну готовність устаткування усіх ланок шахти за критеріями забезпечення заданої продуктивності та безпеки експлуатації; виконувати інженерні роботи з проектування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

1.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Економічно доцільна виробнича потужність рудної шахти визначається за мінімальними питомими приведеними витратами на видобуток 1 т руди

$$Z_{np} = E_n K_y + K_\delta + C_e = E_n K_y + C_\delta \rightarrow \min, \text{ грн}, \quad (1.1)$$

де E_n – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних витрат, який дорівнює 0,1; K_δ – величина погашення капітальних витрат, грн/т; C_e – експлуатаційні витрати на видобуток 1 т руди, грн; C_δ – повна собівартість видобутку 1 т руди з урахуванням погашення капітальних витрат, що дорівнює $C_\delta = K_\delta + C_e$, грн; K_y – питомі капітальні вкладення

– для шахт чорної металургії

$$K_y = 37,1 \cdot A_i^{-0,272}, \text{ грн};$$

– для шахт кольорової металургії

$$K_y = 41,69 \cdot A_i^{-0,314}, \text{ грн}.$$

Орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності від балансових запасів родовища визначається за формулою

$$A'_o = 0,1 \cdot A_{\delta_{bal}}^{0,77}, \text{ млн т/рік}. \quad (1.2)$$

де $A_{\delta_{bal}}$ – балансові запаси родовища, млн т.

Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

$$A_{\min} = 0,5 \cdot A'_o, \text{ млн т/рік}; \quad (1.3)$$

$$A_{\max} = 1,5 \cdot A'_o, \text{ млн т/рік}; \quad (1.4)$$

$$0,5 \cdot A'_o \leq A_i \leq 1,5 \cdot A'_o, \text{ млн т/рік}. \quad (1.5)$$

У вказаних межах, за формулою (1.5) обирають 11 значень річної продуктивності, починаючи з $A_1 = A_{\min}$ з інтервалом вимірювань млн т який визначається за формулою

$$\Delta A = \frac{A_{\max} - A_{\min}}{N - 1} = \frac{A_o'}{10} = 0,1 \cdot A_o', \text{ млн т/рік}, \quad (1.6)$$

де N – кількість варіантів, що розраховуються, тобто $N = 11$.

Чергове значення річної продуктивності визначається за формулою

$$A_i = A_{i-1} + \Delta A, \text{ млн т/рік}. \quad (1.7)$$

Загальна сума капітальних витрат визначається за формулою

$$K_i = K_y \cdot A_i, \text{ млн грн}. \quad (1.8)$$

Величина погашення капітальних витрат на 1 т балансових запасів родовища визначається за формулою

$$K_{\bar{o}} = \frac{K_i}{A_{\text{бал}}}, \text{ грн/т}. \quad (1.9)$$

Повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від системи розробки, що застосовується

$$C_{\bar{o}} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_i} \right|^{\frac{A_i}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\bar{o}}', \text{ грн}. \quad (1.10)$$

де $C_{\bar{o}}'$ – орієнтовна собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки, що застосовується, за даними практики шахт, грн.

На підставі отриманих розрахунків будують графік залежності $Z_{np} = f(A_i)$, за яким визначається економічно доцільна виробнича потужність рудної шахти A , яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

1.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 1.1, розрахувати оптимальну потужність рудної шахти, яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

Таблиця 1.1 – Вихідні дані для розрахунку оптимальної потужності шахти

Варіант №	Балансові запаси родовища, $A_{\text{бал}}$, млн т	Орієнтовна собівартість видобутку 1 т залізної руди за системою розробки, $C_{\bar{o}}'$, грн/т
1	2	3
0	190,8	150
1	215,2	80
2	256,1	85
3	277,7	90
4	292,3	95
5	319,8	100
6	386,4	105
7	354,5	110

1	2	3
8	301,3	115
9	250,4	120
10	202,6	125
11	182,7	130
12	167,8	135
13	144,5	140
14	112,3	145
15	100,6	155
16	92,4	80
17	106,9	85
18	128,2	90
19	156,7	95
20	191,8	100
21	216,2	105
22	259,1	110
23	283,7	115
24	298,3	120
25	309,8	125
26	366,4	130
27	354,5	135
28	300,7	140
29	251,4	145
30	201,6	155

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 оптимальну потужність рудної шахти, яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам за варіантом №0.

Визначимо орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності за формулою (1.2)

$$A'_o = 0,1 \cdot A_{\text{гал}}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,8^{0,77} = 5,7 \text{ млн т/рік.}$$

Визначимо можливі межі зміни річної продуктивності за формулами (1.3) і (1.4)

$$A_{\text{min}} = 0,5 \cdot A'_o = 0,5 \cdot 5,7 = 2,85 \text{ млн. т/рік;}$$

$$A_{\text{max}} = 1,5 \cdot A'_o = 1,5 \cdot 5,7 = 8,55 \text{ млн т/рік;}$$

$$2,9 \leq A_i \leq 8,6 \text{ млн т/рік.}$$

У вказаних межах, за формулою (1.5) обираємо $N = 11$ значень річної продуктивності, починаючи з $A_1 = A_{\min}$ з інтервалом вимірювань млн т який визначаємо за формулою (1.6)

$$\Delta A = \frac{A_{\max} - A_{\min}}{N - 1} = \frac{A'_o}{10} = 0,1 \cdot A'_o = 0,1 \cdot 5,7 = 0,57 \text{ млн т/рік.}$$

Визначимо чергове значення річної продуктивності за формулою (1.7)

$$\begin{aligned} A_1 &= A_{\min} = 2,85 \text{ млн.т,} \\ A_2 &= A_1 + \Delta A = 2,85 + 0,57 = 3,42 \text{ млн т/рік;} \\ A_3 &= A_2 + \Delta A = 3,42 + 0,57 = 3,99 \text{ млн т/рік;} \\ A_4 &= A_3 + \Delta A = 3,99 + 0,57 = 4,56 \text{ млн т/рік;} \\ A_5 &= A_4 + \Delta A = 4,56 + 0,57 = 5,13 \text{ млн т/рік;} \\ A_6 &= A_5 + \Delta A = 5,13 + 0,57 = 5,7 \text{ млн т/рік;} \\ A_7 &= A_6 + \Delta A = 5,7 + 0,57 = 6,27 \text{ млн т/рік;} \\ A_8 &= A_7 + \Delta A = 6,27 + 0,57 = 6,84 \text{ млн т/рік;} \\ A_9 &= A_8 + \Delta A = 6,84 + 0,57 = 7,41 \text{ млн т/рік;} \\ A_{10} &= A_9 + \Delta A = 7,41 + 0,57 = 7,98 \text{ млн т/рік;} \\ A_{11} &= A_{10} + \Delta A = 7,98 + 0,57 = 8,55 \text{ млн т/рік.} \end{aligned}$$

Визначимо питомі капітальні вкладення для рудних шахт чорної металургії

$$\begin{aligned} K_y &= 37,1 \cdot A_1^{-0,272} = 37,1 \cdot 2,85^{-0,272} = 23,84 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_2^{-0,272} = 37,1 \cdot 3,42^{-0,272} = 22,69 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_3^{-0,272} = 37,1 \cdot 3,99^{-0,272} = 21,76 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_4^{-0,272} = 37,1 \cdot 4,56^{-0,272} = 20,98 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_5^{-0,272} = 37,1 \cdot 5,13^{-0,272} = 20,32 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_6^{-0,272} = 37,1 \cdot 5,7^{-0,272} = 19,75 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_7^{-0,272} = 37,1 \cdot 6,27^{-0,272} = 19,24 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_8^{-0,272} = 37,1 \cdot 6,84^{-0,272} = 18,79 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_9^{-0,272} = 37,1 \cdot 7,41^{-0,272} = 18,39 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_{10}^{-0,272} = 37,1 \cdot 7,98^{-0,272} = 18,02 \text{ грн/т;} \\ K_y &= 37,1 \cdot A_{11}^{-0,272} = 37,1 \cdot 8,55^{-0,272} = 17,68 \text{ грн/т.} \end{aligned}$$

Визначимо загальну суму капітальних витрат за формулою (1.8)

$$\begin{aligned} K_1 &= K_y \cdot A_1 = 23,84 \cdot 2,85 = 67,94 \text{ млн грн;} \\ K_2 &= K_y \cdot A_2 = 22,69 \cdot 3,42 = 77,60 \text{ млн грн;} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
K_3 &= K_y \cdot A_3 = 21,76 \cdot 3,99 = 86,82 \text{ млн грн;} \\
K_4 &= K_y \cdot A_4 = 20,98 \cdot 4,56 = 95,67 \text{ млн грн;} \\
K_5 &= K_y \cdot A_5 = 20,32 \cdot 5,13 = 104,24 \text{ млн грн.}, \\
K_6 &= K_y \cdot A_6 = 19,75 \cdot 5,7 = 112,58 \text{ млн грн;} \\
K_7 &= K_y \cdot A_7 = 19,24 \cdot 6,27 = 120,63 \text{ млн грн;} \\
K_8 &= K_y \cdot A_8 = 18,79 \cdot 6,84 = 128,52 \text{ млн грн;} \\
K_9 &= K_y \cdot A_9 = 18,39 \cdot 7,41 = 136,27 \text{ млн грн;} \\
K_{10} &= K_y \cdot A_{10} = 18,02 \cdot 7,98 = 143,80 \text{ млн грн;} \\
K_{11} &= K_y \cdot A_{11} = 17,68 \cdot 8,55 = 151,16 \text{ млн грн.}
\end{aligned}$$

Визначимо повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від системи розробки, що застосовується, за формулою (1.10)

$$C_{\partial 1} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_1} \right|^{\frac{A_1}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{2,85} \right|^{\frac{2,85}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 300 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 2} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_2} \right|^{\frac{A_2}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{3,42} \right|^{\frac{3,42}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 268 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 3} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_3} \right|^{\frac{A_3}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{3,99} \right|^{\frac{3,99}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 233 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 4} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_4} \right|^{\frac{A_4}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{4,56} \right|^{\frac{4,56}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 200 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 5} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_5} \right|^{\frac{A_5}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{5,13} \right|^{\frac{5,13}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 171 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 6} = \left(\left| 1 - \frac{A'_o}{A_6} \right|^{\frac{A_6}{A'_o}} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{5,7} \right|^{\frac{5,7}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 150 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 7} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_7} \right|^{\frac{A_7}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{6,27} \right|^{\frac{6,27}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 161 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 8} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_8} \right|^{\frac{A_8}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{6,84} \right|^{\frac{6,84}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 167 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 9} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_9} \right|^{\frac{A_9}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{7,41} \right|^{\frac{7,41}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 172 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 10} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_{10}} \right|^{\frac{A_{10}}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{7,98} \right|^{\frac{7,98}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 176 \text{ грн};$$

$$C_{\partial 11} = \left(\left| 1 - \frac{A_o'}{A_{11}} \right|^{\frac{A_{11}}{A_o'}} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left(\left| 1 - \frac{5,7}{8,55} \right|^{\frac{8,55}{5,7}} + 1 \right) \cdot 150 = 179 \text{ грн}.$$

Визначимо питомі приведенні витрати за формулою (1.1)

$$Z_{np1} = E_n K_y + C_{\partial 1} = 0,1 \cdot 23,84 + 300 = 302,4 \text{ грн};$$

$$Z_{np2} = E_n K_y + C_{\partial 2} = 0,1 \cdot 22,69 + 268 = 270,3 \text{ грн};$$

$$Z_{np3} = E_n K_y + C_{\partial 3} = 0,1 \cdot 21,76 + 233 = 235,2 \text{ грн};$$

$$Z_{np4} = E_n K_y + C_{\partial 4} = 0,1 \cdot 20,98 + 200 = 202,1 \text{ грн};$$

$$Z_{np5} = E_n K_y + C_{\partial 5} = 0,1 \cdot 20,32 + 171 = 173,0 \text{ грн};$$

$$Z_{np6} = E_n K_y + C_{\partial 6} = 0,1 \cdot 19,75 + 150 = 152,0 \text{ грн};$$

$$Z_{np7} = E_n K_y + C_{\partial 7} = 0,1 \cdot 19,24 + 161 = 162,9 \text{ грн};$$

$$Z_{np8} = E_n K_y + C_{\partial 8} = 0,1 \cdot 18,79 + 167 = 168,9 \text{ грн};$$

$$Z_{np9} = E_n K_y + C_{\partial 9} = 0,1 \cdot 18,39 + 172 = 173,8 \text{ грн};$$

$$Z_{np10} = E_n K_y + C_{\partial 10} = 0,1 \cdot 18,02 + 176 = 177,8 \text{ грн};$$

$$Z_{np11} = E_n K_y + C_{\partial 11} = 0,1 \cdot 17,68 + 179 = 180,8 \text{ грн}.$$

На підставі отриманих розрахунків будемо графік залежності $Z_{np} = f(A_i)$ (рис. 1.1) по якому визначаємо економічно доцільну виробничу потужність рудної шахти A , яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

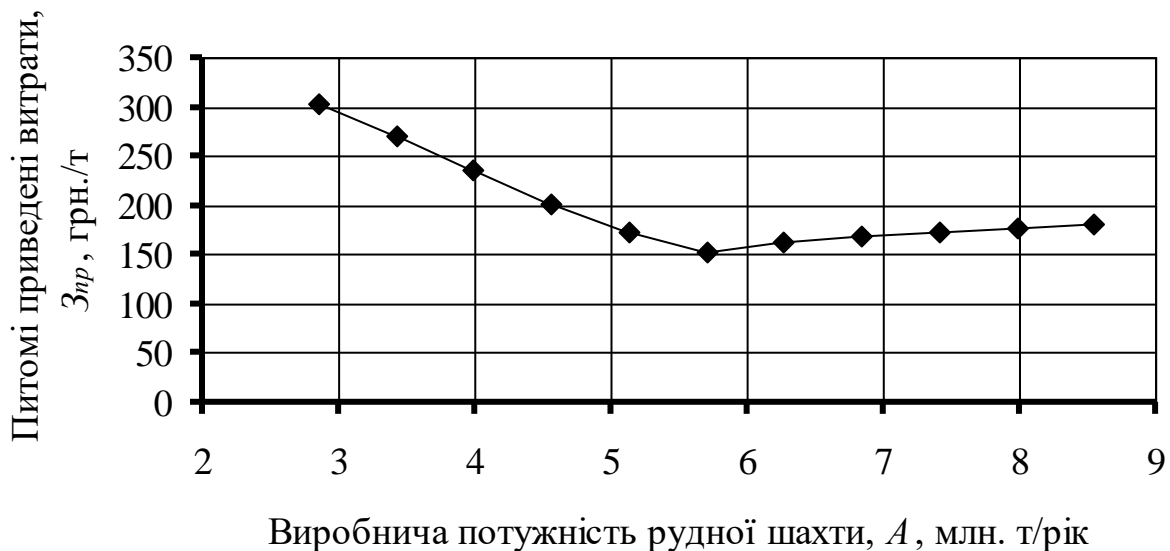


Рис. 1.1 – Графік залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти

Висновок: з графіку залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти, який подано на рис. 1.1 видно, що економічно доцільна виробнича потужність рудної шахти складе 5,7 млн т/рік.

Питання для самоконтролю

1. Від чого залежить орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності шахти?
2. Як визначається виробнича потужність шахти?
3. Наведіть алгоритм розрахунку та побудови графіку залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 2 ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМИ РОЗКРИТТЯ

Мета роботи: надбання навичок для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтовувати схему розкриття.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** виконувати інженерні роботи з проектування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов; розробляти робочі проєкти, креслення, робочу документацію, приймати оптимальні організаційно-технічні рішення із будівництва, модернізації, технічного переоснащення або реконструкції гірничорудних підприємств.

2.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

За вихідними гірничо-геологічними даними методом відбору варіантів обирають 2–3 ймовірні варіанти схем розкриття родовища, а потім техніко-економічним порівнянням обирають найкращій.

Оптимальний варіант схеми розкриття родовища визначається за мінімальними питомими витратами

$$Z_{\text{min}} = \frac{E_n \sum K_e}{A} + \frac{\sum E_e}{A_{\text{бал}}} \rightarrow \min, \text{ грн}, \quad (2.1)$$

де E_n – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень становить 0,12–0,15; $\sum K_e$ – сумарні капітальні витрати на будівництво, грн; $\sum E_e$ – сумарні експлуатаційні витрати, грн; $A_{\text{бал}}$ – балансові запаси родовища визначаються за формулою

$$A_{\text{бал}} = L_{\text{прост}} \cdot (H_{\text{зн}} - H_n) \cdot m_z \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.2)$$

де $L_{\text{прост}}$ – довжина родовища за простяганням, м; $H_{\text{зн}}$ – глибина покладу від поверхні, м; H_n – глибина наносів, м; m_z – горизонтальна потужність покладу, м; α – кут падіння покладу, град; γ_p – щільність руди, т/м³; A – річна продуктивність шахти визначається за формулою

$$A = 0,1 \cdot A_{\text{бал}}^{0,77}, \text{ т/рік}, \quad (2.3)$$

де $A_{\text{бал}}$ – балансові запаси родовища, млн т.

Розрахунок капітальних витрат. Капітальні витрати на розкриття родовища складаються з таких видів витрат:

– на проведення головних і допоміжних розкривальних виробок: стволів, штолень, квершлагів, виробок приствольного двору, капітальних рудоспусків та підняттяєвих;

– на обладнання поверхні шахти: копри, естакади тощо;

– на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання.

Капітальні витрати на обладнання поверхні

$$K_{\text{нов}} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{\text{yo}}, \text{ млн грн}, \quad (2.4)$$

де A – річна продуктивність рудника, млн т/рік; K_{yo} – курс у.о. в грн.

Капітальні витрати на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання

$$K_{\text{облад}} = (1,3 + A) \cdot K_{\text{yo}}, \text{ млн грн}. \quad (2.5)$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривальних виробок

$$K_{\text{роз.в}} = K_{\text{ств}} + K_{\text{кв}} + K_{\text{п.д}}, \text{ грн}, \quad (2.6)$$

де $K_{\text{ств}}$ – капітальні витрати на проведення ствола, грн

$$K_{\text{ств}} = C_{\text{ств}} \cdot S_{\text{ств}} \cdot K_{\text{yo}} \frac{H + h_{\text{ств}}}{\sin \alpha_{\text{ств}}}, \text{ грн}, \quad (2.7)$$

де $C_{\text{ств}}$ – собівартість проходки ствола, для вертикального дорівнює 650 у.о./м³, а для похилого – 400 у.о./м³; $S_{\text{ств}}$ – площа поперечного перерізу ствола у проходці, м²; H – глибина ведення гірничих робіт, м; $h_{\text{ств}}$ – висота

(глибина) нижче нижнього горизонту, що дорівнює 10 м; $\alpha_{ств}$ – кут нахилу ствола від горизонту, град; $K_{кв}$ – капітальні витрати на проведення квершлагів

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{yo}, \text{ грн}, \quad (2.8)$$

де $C_{кв}$ – собівартість проведення квершлягу, 300 у.о./м³; $S_{кв}$ – площа поперечного перерізу квершлягу у проходці, м²; $L_{кв}$ – довжина квершлягу, м; n – кількість основних відкотних горизонтів; $K_{n.д}$ – капітальні витрати на проведення виробок приствольного двору

$$K_{n.д} = C_{n.д} \cdot V_{n.д} \cdot n \cdot K_{yo}, \text{ грн}, \quad (2.9)$$

де $C_{n.д}$ – собівартість проходки виробок приствольного двору, 450 у.о./м³; $V_{n.д}$ – об'єм виробок приствольного двору:

– при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{n.д} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3; \quad (2.10)$$

– при застосуванні акумуляторних електровозів

$$V_{n.д} = 12,5 + (4,9 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3; \quad (2.11)$$

– при похилому стволі

$$V_{n.д} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200}, \text{ тис. м}^3, \quad (2.12)$$

де ω_o – коефіцієнт багатоводності, що дорівнює 0,001–0,016.

Орієнтовна площа поперечного перерізу розкривальних виробок може бути визначена залежно від річної продуктивності шахти A млн т на рік, яку подано у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Орієнтовна площа поперечного перерізу розкривальних виробок залежно від річної продуктивності шахти A млн т на рік

Найменування виробки	Площа поперечного перерізу виробки, м ²
Головний вертикальний ствол	23,4+3,6A
Похилий ствол	19,3+0,98A
Похилий автомобільний з'їзд	18,7+4,29A
Штольня або відкотний квершлаг	4,2+5,4A
Центральний вентиляційний ствол	4,4+7,3A
Квершлаг центрального вентиляційного ствола	2+6,15A
Клітьовий допоміжний ствол	14+4A
Фланговий вентиляційний ствол	5+2,82A
Квершлаг флангового вентиляційного ствола	4,15A

Розрахунок експлуатаційних витрат.

Витрати на ремонт і підтримку стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.13)$$

де q_c – витрати на ремонт і підтримку вертикального ствола становлять 45–55 у.о./м·рік; $H_{ств}$ – глибина ствола, м.

Витрати на ремонт та підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.14)$$

де $q_{кв}$ – витрати на ремонт і підтримку квершлагів становлять 30–35 у.о./м·рік; $L_{кв}$ – сумарна довжина квершлагів, м.

Витрати на відкатку руди

$$E_e = q_e \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.15)$$

де q_e – витрати на відкатку гірської маси по квершлагу дорівнюють 0,00008 у.о./м·т; L_{cp} – середня довжина відкатки, м.

Витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.16)$$

де q_n – витрати на підйом гірської маси по вертикальному стволу становлять 0,0004 у.о./м·т; H_{cp} – середня висота підйому, м.

Витрати на водовідлив по вертикальному стволу

$$E_{в.в} = q_{в.в} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.17)$$

де $q_{в.в}$ – витрати на водовідлив по вертикальному стволу дорівнюють 0,0003 у.о./м·т; w_o – водопривив на 1 т гірської маси, що дорівнює 0,05–0,25 ч.о.

Витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{yo}, \text{ грн/рік}, \quad (2.18)$$

де $q_{ве}$ – витрати на вентиляцію по вертикальному стволу та по квершлагу дорівнюють 0,0003 у.о./м·т.

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем розкриття порівнюють за формулою

$$\left| \frac{Z_{num1} - Z_{num2}}{Z_{num1} + Z_{num2}} \right| \leq 0,1. \quad (2.19)$$

Варіанти вважають економічно рівноцінними, якщо умова витримана. Якщо умова не витримана, то порівнювані варіанти не рівноцінні. Тоді приймають той варіант схеми розкриття родовища, у якого питомі витрати менші.

2.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 2.1, для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтувати схему розкриття.

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 2.1 – Вихідні дані для обґрунтування схеми розкриття

№ варіанта	Кут падіння покладу, α , град	Довжина родовища за простяганням, $L_{прост}$, м	Глибина покладу від поверхні, $H_{зп}$, м	Глибина наносів від поверхні, $H_{н}$, м	Горизонтальна потужність покладу, m_z , м	Щільність руди, γ_p , т/м ³	Коефіцієнт водонасиченості, ω_0	Приток води на 1 т гірничої маси, w_0 , ч. од
0	67	800	900	90	80	3,68	0,001	0,11
1	65	900	800	70	70	3,9	0,002	0,12
2	60	1000	860	50	88	3,8	0,003	0,13
3	62	1100	920	60	56	3,7	0,004	0,14
4	57	1150	1000	120	95	3,6	0,005	0,15
5	74	800	900	90	50	3,5	0,006	0,21
6	80	900	800	70	45	3,4	0,007	0,22
7	55	1000	860	50	38	4,0	0,008	0,23
8	48	1100	920	60	25	3,9	0,009	0,24
9	67	1150	1000	120	33	3,8	0,01	0,25
10	65	800	900	90	42	3,7	0,011	0,05
11	60	900	800	70	20	3,6	0,012	0,06
12	62	1000	860	50	15	3,5	0,013	0,07
13	57	1100	920	60	27	3,4	0,014	0,08
14	74	1150	1000	120	35	4,0	0,015	0,09
15	80	800	900	90	43	3,9	0,001	0,10
16	55	900	800	70	51	3,8	0,002	0,11
17	48	1000	860	50	70	3,7	0,003	0,12
18	67	1100	920	60	88	3,6	0,004	0,13
19	65	1150	1000	120	56	3,5	0,005	0,14
20	60	800	900	90	95	3,4	0,006	0,15
21	62	900	800	70	50	4,0	0,007	0,21
22	57	1000	860	50	45	3,9	0,008	0,22
23	74	1100	920	60	38	3,8	0,009	0,23
24	80	1150	1000	120	25	3,7	0,01	0,24
25	55	800	900	90	33	3,6	0,011	0,25
26	48	900	800	70	42	3,5	0,012	0,05
27	67	1000	860	50	20	3,4	0,013	0,06
28	65	1100	920	60	15	4,0	0,014	0,07
29	60	1150	1000	120	27	3,9	0,015	0,08
30	62	800	900	90	35	3,8	0,016	0,09

2.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Обґрунтовувати схему розкриття за варіантом №0.

Визначимо балансові запаси родовища за формулою (2.2)

$$A_{\text{бал}} = L_{\text{прост}} \cdot (H_{\text{зн}} - H_{\text{н}}) \cdot m_2 \cdot \gamma_p = 800 \cdot 810 \cdot 80 \cdot 3,68 = 190,8 \text{ млн т.}$$

Визначимо річну продуктивність шахти за формулою (2.3)

$$A = 0,1 \cdot A_{\text{бал}}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,8^{0,77} = 5,7 \text{ млн т/рік.}$$

Для розкриття родовища можуть бути використані схеми розкриття, що подано на рис. 2.1.

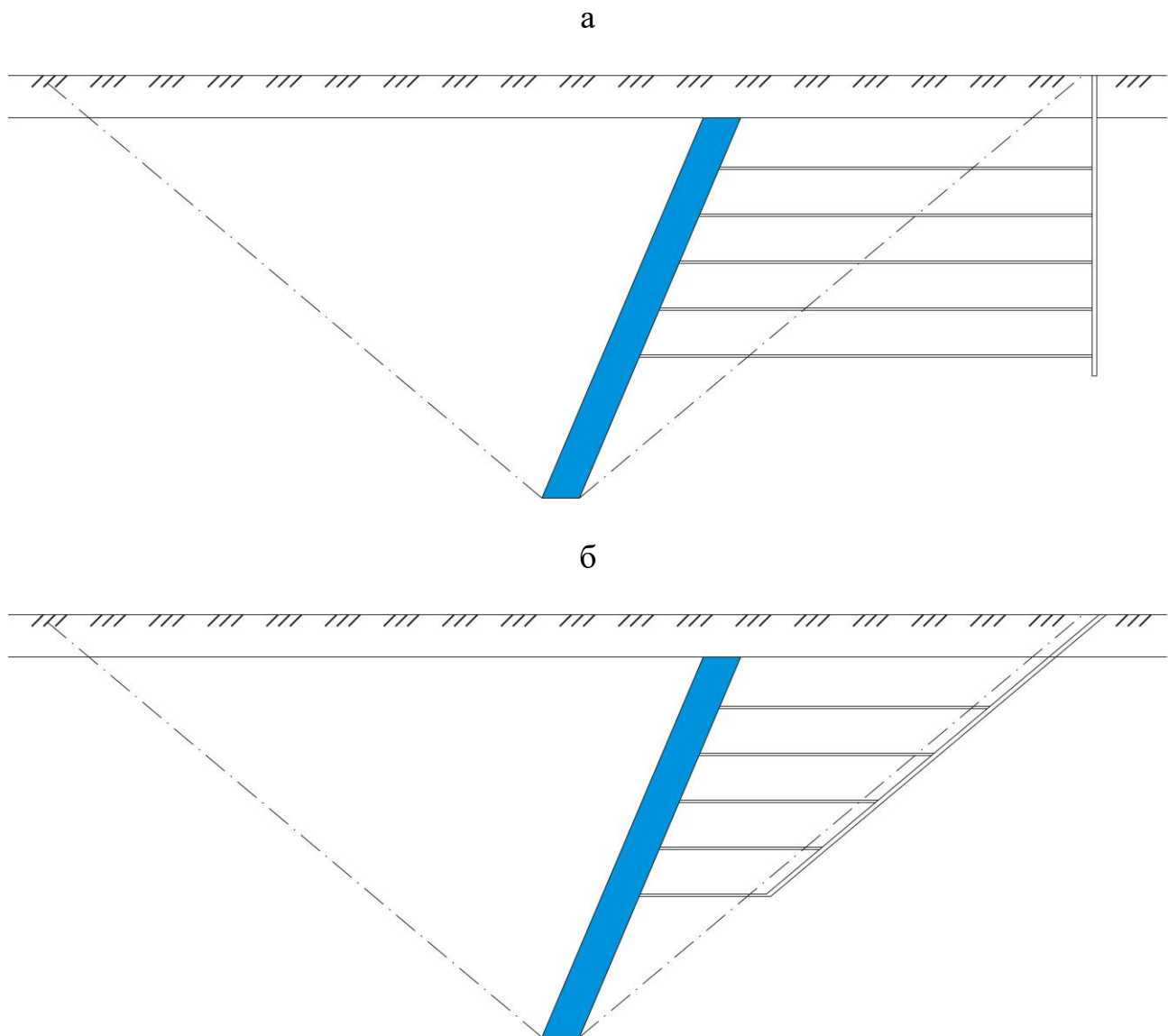


Рис. 2.1 – Схеми розкриття родовища: а – схема розкриття вертикальним стволем; б – схема розкриття похилим (скіповим) стволем

1. Розрахунок капітальних та експлуатаційних витрат для схеми розкриття вертикальним стволем (рис. 2.1, а).

Визначимо капітальні витрати на обладнання поверхні за формулою (2.4)

$$K_{\text{нов}} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{\text{yo}} = (6,6 + 1,8 \cdot 5,7) \cdot 39 = 657,54 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання за формулою (2.5)

$$K_{облад} = (1,3 + A) \cdot K_{yo} = (1,3 + 5,7) \cdot 39 = 273 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення вертикального ствола за формулою (2.7)

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{yo} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 650 \cdot 38,5 \cdot 39 \cdot \frac{590 + 10}{\sin 90^\circ} = 585,6 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення квершлагів за формулою (2.8)

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{yo} = 300 \cdot 15 \cdot 880 \cdot 5 \cdot 39 = 772,2 \text{ млн грн.}$$

Визначимо об'єм виробок приствольного двору при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол) за формулою (2.10)

$$V_{n.д} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot 0,001) \cdot 5,7 = 39,725 \text{ тис. м}^3.$$

Визначимо капітальні витрати на проведення виробок приствольного двору за формулою (2.9)

$$K_{n.д} = C_{n.д} \cdot V_{n.д} \cdot n \cdot K_{yo} = 450 \cdot 39725 \cdot 2 \cdot 39 = 1394,35 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривальних виробок

$$K_{роз.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{n.д} = 585,6 + 772,2 + 1394,35 = 2752,15 \text{ млн грн.}$$

Визначимо сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\sum K_g = K_{нов} + K_{облад} + K_{роз.в} = 657,54 + 273 + 2752,15 = 3682,69 \text{ млн грн.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів за формулою (2.13)

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{yo} = 50 \cdot 600 \cdot 39 = 1,17 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів за формулою (2.14)

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{yo} = 30 \cdot 4400 \cdot 39 = 5,148 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на відкатку руди за формулою (2.15)

$$E_g = q_g \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 8400 \cdot 39 = 149,4 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на підйом руди за формулою (2.16)

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{yo} = 0,0004 \cdot 5700000 \cdot 600 \cdot 39 = 53,352 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на водовідлив по вертикальному стволу за формулою (2.17)

$$E_{в.в.} = q_{в.в.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 600 \cdot 39 = 4,402 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на провітрювання за формулою (2.18)

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (600 + 8400) \cdot 39 = 600,21 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо сумарні експлуатаційні витрати

$$\begin{aligned} \sum E_g &= E_c + E_{кв} + E_g + E_n + E_{в.в.} + E_{ве} = \\ &= 1,17 + 5,148 + 149,4 + 53,352 + 4,402 + 600,21 = 813,682 \text{ млн грн/рік.} \end{aligned}$$

Визначимо питомі витрати за варіантом №1 (схема розкриття вертикальним стволем)

$$Z_{num.1} = \frac{E_n \sum K_e}{A} + \frac{\sum E_e}{A_{баи}} = \frac{0,15 \cdot 3682690000}{5700000} + \frac{813682000}{190800000} = 101,20 \text{ грн/т.}$$

2. Розрахунок капітальних та експлуатаційних витрат для схеми розкриття похилим стволем (рис. 2.1, б).

Визначимо капітальні витрати на обладнання поверхні за формулою (2.4)

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{yo} = (6,6 + 1,8 \cdot 5,7) \cdot 39 = 657,54 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання за формулою (2.5)

$$K_{облад} = (1,3 + A) \cdot K_{yo} = (1,3 + 5,7) \cdot 39 = 273 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення похилого ствола за формулою (2.7)

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{yo} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 400 \cdot 38,5 \cdot 39 \cdot \frac{590 + 10}{\sin 40^\circ} = 560,36 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення квершлагів за формулою (2.8)

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{yo} = 300 \cdot 15 \cdot 425 \cdot 5 \cdot 39 = 372,94 \text{ млн грн.}$$

Визначимо об'єм виробок приствольного двору при похилому стволі за формулою (2.12)

$$V_{n.д.} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200} = 6 \cdot \sqrt{5,7} + \frac{5,7}{200} = 14,353 \text{ тис. м}^3.$$

Визначимо капітальні витрати на проведення виробок приствольного двору за формулою (2.9)

$$K_{n.д.} = C_{n.д.} \cdot V_{n.д.} \cdot n \cdot K_{yo} = 450 \cdot 14353 \cdot 5 \cdot 39 = 1259,48 \text{ млн грн.}$$

Визначимо капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривальних виробок

$$K_{роз.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{n.д.} = 560,36 + 372,94 + 1259,48 = 2192,78 \text{ млн грн.}$$

Визначимо сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\sum K_e = K_{нов} + K_{облад} + K_{роз.в} = 657,54 + 273 + 2192,78 = 3123,32 \text{ млн грн.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів за формулою (2.13)

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{yo} = 50 \cdot 933 \cdot 39 = 1,82 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів за формулою (2.14)

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{yo} = 30 \cdot 2125 \cdot 39 = 2,5 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на відкатку руди за формулою (2.15)

$$E_e = q_e \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 6125 \cdot 39 = 108,93 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на підйом руди за формулою (2.16)

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{yo} = 0,0004 \cdot 5700000 \cdot 600 \cdot 39 = 53,352 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на водовідлив по похилому стволу за формулою (2.17)

$$E_{e.в.} = q_{e.в.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{cтв} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 933 \cdot 39 = 6,84 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо експлуатаційні витрати на провітрювання за формулою (2.18)

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (600 + 6125) \cdot 39 = 448,5 \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо сумарні експлуатаційні витрати

$$\begin{aligned} \sum E_e &= E_c + E_{кв} + E_e + E_n + E_{e.в.} + E_{ве} = \\ &= 1,82 + 2,5 + 108,93 + 53,352 + 6,84 + 448,5 = 621,942 \end{aligned} \text{ млн грн/рік.}$$

Визначимо питомі витрати за варіантом №2 (схема розкриття похилим стволом)

$$Z_{num.2} = \frac{E_n \sum K_e}{A} + \frac{\sum E_e}{A_{бал}} = \frac{0,15 \cdot 3123320000}{5700000} + \frac{621942000}{190800000} = 85,45 \text{ грн/т.}$$

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем розкриття порівнюють за формулою (2.19)

$$\left| \frac{Z_{num1} - Z_{num2}}{Z_{num1} + Z_{num2}} \right| = \left| \frac{101,2 - 85,45}{101,2 + 85,45} \right| = 0,08 \leq 0,1.$$

Висновок: згідно умови за формулою (2.19) варіанти схем розкриття вертикальним та похилим стволами вважаються економічно рівноцінними. Тому, остаточно приймаємо схему розкриття родовища вертикальним стволом.

Питання для самоконтролю

1. За якими показниками обирають ймовірні схеми розкриття?
2. Що належить до капітальних та експлуатаційних витрат при розрахунку варіанту схеми розкриття?
3. Наведіть алгоритм вибору оптимального варіанта схеми розкриття родовища.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 3 ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМИ ПІДГОТОВКИ

Мета роботи: надбання навичок для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтовувати схему підготовки.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** виконувати інженерні роботи з проєктування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов; розробляти робочі проєкти, креслення, робочу документацію, приймати оптимальні організаційно-технічні рішення із будівництва, модернізації, технічного переоснащення або реконструкції гірничорудних підприємств.

3.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Вибір схеми розташування підготовчих виробок проводять на підставі техніко-економічного порівняння варіантів схем підготовки за питомими сумарними витратами на 1 т видобутої руди

$$Z_{\text{нит}} = \frac{(Z_{\text{пров}} + Z_{\text{нід}} + Z_{\text{тр}} + Z_{\text{вент}}) - Z_{\text{відш}}}{A_{\text{бал}} \cdot \frac{(1-P)}{(1-R)}}, \text{ грн/т}, \quad (3.1)$$

де $Z_{\text{пров}}$ – витрати на проведення підготовчих виробок, грн; $Z_{\text{нід}}$ – витрати на підтримку підготовчих виробок, грн; $Z_{\text{тр}}$ – витрати на транспортування руди по підготовчим виробкам, грн; $Z_{\text{вент}}$ – витрати на пропуск повітря по підготовчим виробках, грн; $Z_{\text{відш}}$ – відшкодування витрат від руди, що попутно видобувається, грн; P і R – відповідно втрати та збіднення руди за системою розробки, ч.о.; $A_{\text{бал}}$ – балансові запаси руди в родовищі або у поверсі, т.

За даними отриманих питомих сумарних витрат на 1 т видобутої руди обирають варіант схеми підготовки, у якого цей показник менший.

Вибір схеми підготовки відкотного горизонту здійснюють в такій послідовності.

При заданій річній продуктивності шахти та місячної продуктивності блока (камери) в одночасному відпрацюванні повинно знаходитися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл}} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{\text{бл}}}, \text{ шт.}, \quad (3.2)$$

де A – річна продуктивність рудника, т/рік; $P_{\text{бл}}$ – місячна продуктивність блока (камери), т/міс; 1,3–30% резерв числа блоків, що відпрацьовуються одночасно.

Залежно від довжини блока (камери) у поверсі може розміститися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл.мак}} = \frac{L_{\text{прост}}}{L_{\text{бл}}}, \text{ шт.}, \quad (3.3)$$

де $L_{\text{прост}}$ – довжина родовища за простяганням, м; $L_{\text{бл}}$ – довжина блока (камери) за простяганням, м.

Балансові запаси руди у поверсі

$$A_{\text{бал.пов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{пов}} \cdot m_2 \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.4)$$

де $h_{\text{пов}}$ – висота поверху, м.

Тривалість відпрацювання запасів поверху

$$T_{\text{пов}} = \frac{A_{\text{бал.пов.}} \cdot (1-P)}{A \cdot (1-R)}, \text{ років.} \quad (3.5)$$

Витрати на проведення підготовчих виробок

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штр}} \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ грн}, \quad (3.6)$$

де $C_{\text{штр}}$ – собівартість проведення штреку, що дорівнює 250–300 у.о./м³; $S_{\text{штр}}$ – площа поперечного перерізу штреку, одноколійного – 10–12 м², двоколійного – 12–16 м²; $L_{\text{штр}}$ – довжина штреку, м.

Витрати на підтримку штреку на весь період відпрацювання поверху

$$Z_{\text{під}} = C_{\text{під.штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot T_{\text{нов}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ грн}, \quad (3.7)$$

де $C_{\text{під.штр}}$ – витрати на підтримання та ремонт штреку знаходяться у межах 200–220 у.о./м рік.

Витрати на транспортування руди по штреку

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot A_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ грн}, \quad (3.8)$$

де $C_{\text{тр}}$ – витрати на транспортування руди по штреку дорівнюють 0,00008 у.о./м·т.

Витрати на вентиляцію штреку

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot A_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ грн}, \quad (3.9)$$

де $C_{\text{вент}}$ – витрати на вентиляцію штреку дорівнюють 0,0003 у.о./м·т.

Відшкодування витрат від супутнього видобування руди при проведенні рудного штреку

$$Z_{\text{відш}} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot \gamma_p \cdot K_{\text{yo}}, \text{ грн}, \quad (3.10)$$

де 1,15 – коефіцієнт, що враховує 15% прибутку від продажу руди; C_o – собівартість 1 т руди при супутньому видобуванні, у.о.

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем підготовки порівнюють за формулою

$$\left| \frac{Z_{\text{num1}} - Z_{\text{num2}}}{Z_{\text{num1}} + Z_{\text{num2}}} \right| \leq 0,1. \quad (3.11)$$

Варіанти вважають економічно рівноцінними, якщо умова дотримана. Якщо умова не дотримана, то порівнювані варіанти не рівноцінні. Тоді обирається той варіант підготовки родовища, у якого питомі витрати менше. Після вибору варіанта схеми підготовки подають її креслення.

3.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 3.1, для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтувати схему підготовки.

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 3.1 – Вихідні дані для обґрунтування схеми підготовки

№ варіанта	Горизонтальна потужність покладу, m , м	Довжина родовища за простяганням, $L_{прост}$, м	Довжина блока, $L_{бл}$, м	Місячна продуктивність блока, $P_{бл}$, т/міс	Втрати за системою розробки, P , ч. од.	Збіднення руди, R , ч. од.	Щільність руди в масиві, $\gamma_{р}$, т/м ³	Проектна виробнича потужність шахти, A , т/рік	Висота поверху, $h_{пов}$, м	Собівартість 1 т руди від попутного видобутку, $C_{ос}$, у.о
0	30	900	60	100000	0,05	0,088	4,0		75	20
1	15	950	30	70000	0,06	0,082	3,9		60	12
2	20	1000	35	80000	0,07	0,078	3,8		65	14
3	25	1050	40	90000	0,08	0,072	3,7		70	16
4	35	1100	45	100000	0,05	0,088	3,6		80	18
5	40	1150	50	110000	0,06	0,082	3,5		85	22
6	18	950	55	60000	0,07	0,078	3,4		80	20
7	22	1000	60	75000	0,08	0,072	3,3		75	12
8	28	1050	65	95000	0,05	0,088	3,2		60	14
9	34	1100	70	105000	0,06	0,082	3,1		50	16
10	38	1150	75	125000	0,07	0,078	3,0		40	18
11	16	950	30	55000	0,08	0,072	4		60	22
12	19	1000	35	75000	0,05	0,088	3,9		65	20
13	33	1050	40	95000	0,06	0,082	3,8		70	12
14	21	1100	45	85000	0,07	0,078	3,7		80	14
15	27	1150	50	105000	0,08	0,072	3,6		85	16
16	15	950	55	70000	0,05	0,088	3,5		80	18
17	20	1000	60	80000	0,06	0,082	3,4		75	22
18	25	1050	65	90000	0,07	0,078	3,3		60	20
19	35	1100	70	100000	0,08	0,072	3,2		50	12
20	40	1150	75	110000	0,05	0,088	3,1		40	14
21	18	950	30	60000	0,06	0,082	3,0		60	16
22	22	1000	35	75000	0,07	0,078	4		65	18
23	28	1050	40	95000	0,08	0,072	3,9		70	22
24	34	1100	45	105000	0,05	0,088	3,8		80	20
25	38	1150	50	125000	0,06	0,082	3,7		85	12
26	16	950	55	55000	0,07	0,078	3,6		80	14
27	19	1000	60	75000	0,08	0,072	3,5		75	16
28	33	1050	65	95000	0,05	0,088	3,4		60	18
29	21	1100	70	85000	0,06	0,082	3,3		50	22
30	27	1150	75	105000	0,07	0,078	3,2		40	20

Приймається за результатами ГР№1

3.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Обґрунтувати схему підготовки за варіантом №0.

За вихідними гірничо-геологічними умовами для підготовки рудного покладу можуть бути використані наступні схеми підготовки, що подано на рис. 3.1:

- схема підготовки тупиковими ортами та рудним штреком лежачого боку;
- схема підготовки тупиковими ортами та польовим штреком лежачого боку.

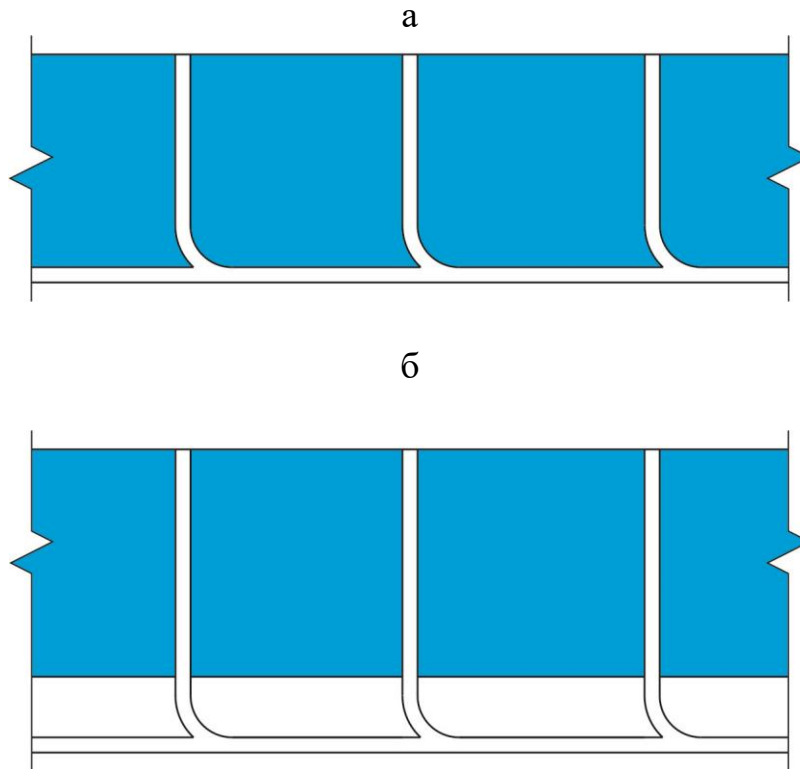


Рис. 3.1 – Схеми підготовки рудного покладу: а – схема підготовки тупиковими ортами та рудним штреком лежачого боку; б – схема підготовки тупиковими ортами та польовим штреком лежачого боку

Визначимо кількість блоків, що повинна знаходитися в одночасному відпрацюванні за формулою (3.2)

$$n_{\text{бл}} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{\text{бл}}} = \frac{1,3 \cdot 5700000}{12 \cdot 100000} = 6 \text{ шт.}$$

Визначимо число блоків, що можуть розміститися у поперсі за формулою (3.3)

$$n_{\text{бл.мак}} = \frac{L_{\text{прост}}}{L_{\text{бл}}} = \frac{900}{60} = 15 \text{ шт.}$$

Визначимо балансові запаси руди у поперсі за формулою (3.4)

$$A_{\text{бал.пов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{нов}} \cdot m_z \cdot \gamma_p = 900 \cdot 75 \cdot 30 \cdot 4 = 8100000 \text{ т.}$$

Визначимо тривалість відпрацювання запасів поверху за формулою (3.5)

$$T_{нов} = \frac{8100000 \cdot (1 - 0,05)}{5700000 \cdot (1 - 0,088)} = 1,5 \text{ року.}$$

1. Розрахунок питомих сумарних витрат для варіанта №1 схеми підготовки тупиковими ортами та рудним штреком лежачого боку (рис. 3.1, а).

Визначаємо витрати на проведення штреку за формулою (3.6)

$$Z_{пров} = C_{штр} \cdot S_{штр} \cdot L_{штр} \cdot K_{yo} = 300 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 39 = 157,95 \text{ млн грн.}$$

Визначаємо витрати на підтримку штреку на весь період відпрацювання поверху за формулою (3.7)

$$Z_{нід} = C_{нід.штр} \cdot L_{штр} \cdot T_{нов} \cdot K_{yo} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 39 = 10,53 \text{ млн грн.}$$

Визначимо витрати на транспортування руди по штреку за весь період відпрацювання поверху за формулою (3.8)

$$Z_{тр} = C_{тр} \cdot L_{штр} \cdot A_{бал.нов} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 39 = 22,745 \text{ млн грн.}$$

Визначимо витрати на вентиляцію штреку за формулою (3.9)

$$Z_{вент} = C_{вент} \cdot L_{штр} \cdot A_{бал.нов} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 39 = 85,293 \text{ млн грн.}$$

Визначимо відшкодування витрат від супутнього видобування руди при проведенні рудного штреку за формулою (3.10)

$$Z_{відш} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{штр} \cdot L_{штр} \cdot \gamma_p \cdot K_{yo} = 1,15 \cdot 20 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 4 \cdot 39 = 48,438 \text{ млн грн.}$$

Визначимо питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №1:

$$Z_{нит} = \frac{(Z_{пров} + Z_{нід} + Z_{тр} + Z_{вент}) - Z_{відш}}{A_{бал} \cdot \frac{(1 - P)}{(1 - R)}} =$$

$$= \frac{(157950000 + 10530000 + 22745000 + 85293000) - 48438000}{8100000 \cdot \frac{(1 - 0,05)}{(1 - 0,088)}} = 27,03 \text{ грн/т.}$$

2. Розрахунок питомих сумарних витрат для варіанта №2 схеми підготовки тупиковими ортами та польовим штреком лежачого боку

Визначаємо витрати на проведення штреку за формулою (3.6)

$$Z_{пров} = C_{штр} \cdot S_{штр} \cdot L_{штр} \cdot K_{yo} = 300 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 39 = 157,95 \text{ млн грн.}$$

Визначаємо витрати на підтримку штреку на весь період відпрацювання поверху за формулою (3.7)

$$Z_{нід} = C_{нід.штр} \cdot L_{штр} \cdot T_{нов} \cdot K_{yo} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 39 = 10,53 \text{ млн грн.}$$

Визначимо витрати на транспортування руди по штреку за весь період відпрацювання поверху за формулою (3.8)

$$Z_{тр} = C_{тр} \cdot L_{штр} \cdot A_{бал.нов} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 39 = 22,745 \text{ млн грн.}$$

Визначимо витрати на вентиляцію штреку за формулою (3.9)

$$Z_{вент} = C_{вент} \cdot L_{штр} \cdot A_{бал.нов} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 39 = 85,293 \text{ млн грн.}$$

Визначимо питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №2:

$$Z_{num} = \frac{(Z_{пров} + Z_{від} + Z_{тр} + Z_{вент}) - Z_{відш}}{A_{бал} \cdot \frac{(1-P)}{(1-R)}} =$$

$$= \frac{(157950000 + 10530000 + 22745000 + 85293000) - 0}{8100000 \cdot \frac{(1-0,05)}{(1-0,088)}} = 32,77 \text{ грн/т.}$$

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем підготовки порівнюють за формулою (3.11)

$$\left| \frac{Z_{num1} - Z_{num2}}{Z_{num1} + Z_{num2}} \right| = \left| \frac{27,03 - 32,77}{27,03 + 32,77} \right| = 0,096 \leq 0,1.$$

Висновок: згідно з умовою, виходячи з проведеного розрахунку за формулою (3.11), варіанти схем підготовки тупиковими ортами та рудним штреком лежачого боку і тупиковими ортами та польовим штреком лежачого боку вважаються економічно рівноцінними. З практичної точки зору, остаточно приймаємо схему підготовки тупиковими ортами та польовим штреком лежачого боку.

Питання для самоконтролю

1. За якими показниками обирають ймовірні схеми підготовки відкотного горизонту?
2. Як розраховуються питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди?
3. Наведіть алгоритм вибору оптимального варіанта схеми підготовки відкотного горизонту.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4 РОЗКРИТТЯ ТА ПІДГОТОВКА НОВОГО ГОРИЗОНТУ

Мета роботи: надбання навичок розрахунку та складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту рудної шахти.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** виконувати інженерні роботи з проектування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов; розробляти робочі проєкти, креслення, робочу документацію, приймати оптимальні організаційно-технічні рішення із будівництва, модернізації, технічного переоснащення або реконструкції гірничорудних підприємств.

4.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Роботи з розкриття та підготовки нового горизонту містять поглиблення стволів, перепуск підйомних судин на новий горизонт, проведення всіх підготовчих виробок згідно прийнятої схеми підготовки, монтаж обладнання.

До моменту переходу очисних робіт на новий горизонт, на ньому повинні бути завершені гірничо-капітальні роботи та проведені підготовчі виробки. Час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат та збіднення руди становить

$$t_{p.n.} = \frac{A_{бал.нов}}{A \cdot K_e}, \text{ років,} \quad (4.1)$$

де A – річна продуктивність рудної шахти, т/рік; K_e – коефіцієнт випередження підготовчих робіт залежно від ступеня розвіданості, багатоводності та складності геологічної будови, що дорівнює 1,2–1,5; $A_{бал}$ – балансові запаси руди у поверсі, визначається за формулою (3.4), т.

З умови відпрацювання 50–60% запасів руди у поверсі, очисні роботи на новому горизонті повинні розпочатися через

$$t_{оч} = \frac{(0,5 \dots 0,6) \cdot A_{бал.нов}}{A}, \text{ років.} \quad (4.2)$$

Для забезпечення ритмічної роботи рудної шахти, між часом розкриття та підготовки нового горизонту і часом відпрацювання запасів руди на вище лежачому поверсі, необхідно витримувати співвідношення

$$t_{від.} = K_e \cdot t_{p.n.}, \text{ років.} \quad (4.3)$$

Календарний план розкриття та підготовки горизонту складають у вигляді лінійного чи сіткового графіків (рис. 4.1). У графі 1 вказується номер за порядком, а у графі 2 перераховуються всі види робіт і виробки, що необхідні для розкриття та підготовки горизонту при прийнятій схемі (проведення виробок приствольного двору, квершлагів, штреків, ортів тощо).

№ з/п	Найменування робіт і виробок	Одиниця виміру	Кількість	Нормативна швидкість проведення, м/міс.	Тривалість проведення, міс.	2024				2025				2026				2027			
						Квартали															
						1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
1																				
2																				
3																				
4																				

Рис. 4.1 – Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту

У графу 3 записують одиниці виміру, а у графах 4 та 5 вносяться дані щодо видів робіт і виробок та вказують нормативну швидкість їх проведення згідно з даними, що подані у табл. 4.1. За відомою довжиною виробки та швидкістю їх проходки розраховують тривалість проведення (гр. 6) як гр. 4 / гр. 5.

Таблиця 4.1 – Нормативна швидкість проведення виробок

Тип гірничих виробок и видів робіт	Швидкість виконання робіт, м/міс.
Стволи:	
– вертикальні	55
– похилі	50
– поглиблення вертикальних стволів	25
Приствольні двори та камери (на один вибій) і спряження виробок (на одне спряження)	400
Квершлаги та польові штреки	70
Горизонтальні виробки по корисній копалині (штреки, орти)	110
Похилі виробки, що проводять знизу ввєрх:	
– по корисній копалині	95
– польові	70
Похилі виробки, що проводять зверху вниз:	
– по корисній копалині	80
– польові	60
Капітальні рудоспуски та підняттяєві	45
Армування стволів:	
– встановлення розстрілів і навішення жорстких провідників	300
– навішення канатних провідників (в одну нитку)	5000
Прокладка трубопроводів (в одну нитку)	2000
Навішення кабелів (в одну нитку)	7000

Послідовність проведення виробок встановлюють з урахуванням забезпечення заданого (необхідного) часу розкриття та підготовки горизонту і нормального розвитку гірничих робіт. Переважно поглиблення стволів шахт виконують з випередженням на 1–2 поверхи паралельно з підготовкою верхніх горизонтів. І тут час виконання зазначених робіт не входить у загальний час підготовки горизонту.

У процесі планування важливо встановити черговість та перелік робіт і виробок, які виконуються послідовно, щоб визначити загальний час підготовки горизонту. За встановленою черговістю та переліком виробок складають календарний графік робіт, що виконуються послідовно. Час їх виконання буде рівним або дещо меншим за $t_{p.n.}$ і $t_{від.}$ за умовою (4.2). Тому календарний план допрацьовують, включаючи решту робіт, які можна виконувати паралельно. Якщо загальний час виконання послідовно проведених виробок виявиться

більше допустимого часу підготовки горизонту, то необхідно знайти реальні шляхи зменшення загального часу проведення (швидкісна проходка окремих виробок, двостороння підготовка горизонту).

Розрахунок календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту здійснюють згідно з розрахунковою схемою нового горизонту, що наведена на рис. 4.2. На якій нанесені необхідні розміри та довжина виробок.

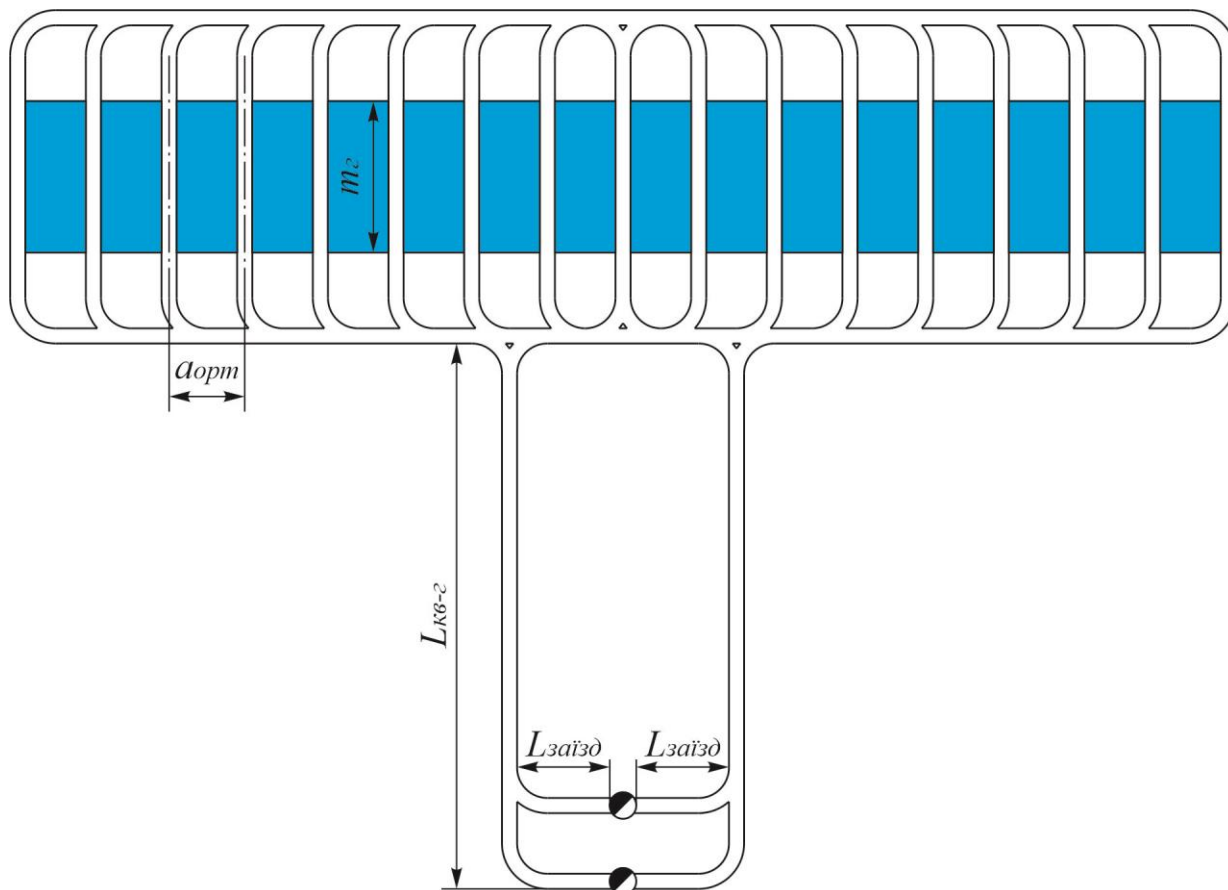


Рис. 4.2 – Розрахункова схема для складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту

Згідно з даними, що подано в табл. 4.1 та розрахунковою схемою, визначають довжину всіх необхідних виробок. Загальну довжину ортів крила покладу визначають за формулою

$$L_{заг.орт} = L_{орт} \cdot \left(\frac{L_{штреку}}{a_{орт}} + 1 \right), \text{ м}, \quad (4.4)$$

де $L_{орт}$ – довжина орту, м; $L_{штреку}$ – довжина штреку, дорівнює довжині родовищу за простяганням, м; $a_{орт}$ – відстань між центрами ортів, м.

Після чого розраховують і складають календарний план розкриття та підготовки нового горизонту.

4.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 4.1, для заданих гірничо-геологічних умов розрахувати і скласти календарний план розкриття та підготовки нового горизонту.

Таблиця 4.1 – Вихідні данні для розрахунку і складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту

№ варіанта	Довжина родовища за простяганням, $L_{прот}$, м	Горизонтальна потужність покладу, m_2 , м	Щільність руди, γ_p , т/м ³	Річна продуктивність шахти, A , млн. т/рік	Відстань між відкотними ортами, $a_{орт}$, м	Довжина квершлягу, $L_{кв-2}$, м	Довжина орту, $L_{орт}$, м	Довжина заїзду до ствола, $L_{заїзд}$, м	Висота поверху, $h_{пов}$, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0	1000	40	4,0	3,5	20	800	60	50	100
1	1100	45	3,9	3,6	25	850	65	55	75
2	1200	50	3,8	3,7	30	900	70	60	80
3	1300	55	3,7	3,8	20	950	75	50	85
4	1400	60	3,6	3,9	25	800	80	55	100
5	1500	65	3,5	4,0	30	850	85	60	75
6	1000	70	3,4	3,9	20	900	90	50	80
7	1100	75	3,3	3,8	25	950	95	55	85
8	1200	80	3,2	3,7	30	800	100	60	100
9	1300	40	3,1	3,6	20	850	60	50	75
10	1400	45	3,0	3,5	25	900	65	55	80
11	1500	50	4,0	3,6	30	950	70	60	85
12	1000	55	3,9	3,7	20	800	75	50	100
13	1100	60	3,8	3,8	25	850	80	55	75
14	1200	65	3,7	3,9	30	900	85	60	80
15	1300	70	3,6	4,0	20	950	90	50	85
16	1400	75	3,5	3,9	25	800	95	55	100
17	1500	80	3,4	3,8	30	850	100	60	75
18	1000	40	3,3	3,7	20	900	60	50	80
19	1100	45	3,2	3,6	25	950	65	55	85
20	1200	50	3,1	3,5	30	800	70	60	100
21	1300	55	3,0	3,6	20	850	75	50	75
22	1400	60	4,0	3,7	25	900	80	55	80
23	1500	65	3,9	3,8	30	950	85	60	85

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
24	1000	70	3,8	3,9	20	800	90	50	100
25	1100	75	3,7	4,0	25	850	95	55	75
26	1200	80	3,6	3,9	30	900	100	60	80
27	1300	40	3,5	3,8	20	950	60	50	85
28	1400	45	3,4	3,7	25	800	65	55	100
29	1500	50	3,3	3,6	30	850	70	60	75
30	1000	55	3,2	3,5	20	900	75	50	80

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

Розрахувати та скласти календарний план розкриття та підготовки нового горизонту за варіантом №0.

Визначимо балансові запаси руди в поверсі за формулою (3.4)

$$A_{\text{бал.нов.}} = L_{\text{прост.}} \cdot h_{\text{нов.}} \cdot m_z \cdot \gamma_p = 1000 \cdot 100 \cdot 40 \cdot 4 = 16000000 \text{ т.}$$

Визначимо час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат і збіднення руди за формулою (4.1)

$$t_{\text{р.н.}} = \frac{A_{\text{бал.нов.}}}{A \cdot K_g} = \frac{16000000}{3500000 \cdot 1,35} = 3,4 \text{ роки.}$$

Визначимо через скільки років повинні розпочатися очисні роботи на новому горизонті за формулою (4.2)

$$t_{\text{оч.}} = \frac{(0,5 \dots 0,6) \cdot A_{\text{бал.нов.}}}{A} = \frac{0,55 \cdot 16000000}{3500000} = 2,5 \text{ роки.}$$

Визначимо загальну довжину ортів за формулою (4.4)

$$L_{\text{заг.орт}} = L_{\text{орт}} \cdot \left(\frac{L_{\text{имп.}}}{a_{\text{орт}}} + 1 \right) = 60 \cdot \left(\frac{1000}{20} + 1 \right) = 3060 \text{ м.}$$

За вихідними даними складаємо і розраховуємо календарний план розкриття та підготовки нового горизонту у вигляді таблиці, що подана на рис. 4.3.

Висновок: розрахований час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат і збіднення руди дорівнює 3,4 роки, що збігається з розрахованим і складеним календарним планом розкриття та підготовки нового горизонту рудної шахти.

№ з/п	Найменування робіт і виробок	Одиниця виміру	Кількість	Нормативна швидкість проведення, м/міс.	Тривалість проведення, міс.	2024	2025	2026	2027												
						Квартали															
						1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	Проведення заїзду до головного ствола	м	100	400	0,3																
2	Проведення заїзду до допоміжного ствола	м	100	400	0,3																
3	Проведення квершлага №1	м	800	70	11,4																
4	Проведення квершлага №2	м	800	70	11,4																
5	Проведення штрека л/б лів. кр.	м	500	70	7,1																
6	Проведення штрека л/б прав. кр.	м	500	70	7,1																
7	Проведення штрека в/б лів. кр.	м	500	70	7,1																
8	Проведення штрека в/б прав. кр.	м	500	70	7,1																
9	Проведення ортів лів. кр.	м	1530	110	13,9																
10	Проведення ортів прав. кр.	м	1530	110	13,9																

Рис. 4.3 – Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту за варіантом №0

Питання для самоконтролю

1. Як визначити час розкриття та підготовки нового горизонту?
2. Як визначити час початку очисних робіт?
3. Пояснити як складається і розраховується календарний план розкриття та підготовки нового горизонту.

**ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5
ПРОЄКТУВАННЯ КОНТУРІВ БЛОКА**

Мета роботи: надбання навичок розрахунку прогнозних даних з визначення параметрів технологічних блоків за середнім вмістом металу в рудній масі.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** виконувати інженерні роботи з проєктування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов; розробляти робочі проєкти, креслення, робочу документацію, приймати оптимальні організаційно-технічні рішення із будівництва, модернізації, технічного переоснащення або реконструкції гірничорудних підприємств.

5.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Проектування контурів технологічних блоків виконується за умови якості руди, що видобувається. Ці умови висувають споживачі товарної продукції. За вихідними даними будують геометричні розміри проектованої ділянки рудного покладу у відповідному масштабі (рис. 5.1).

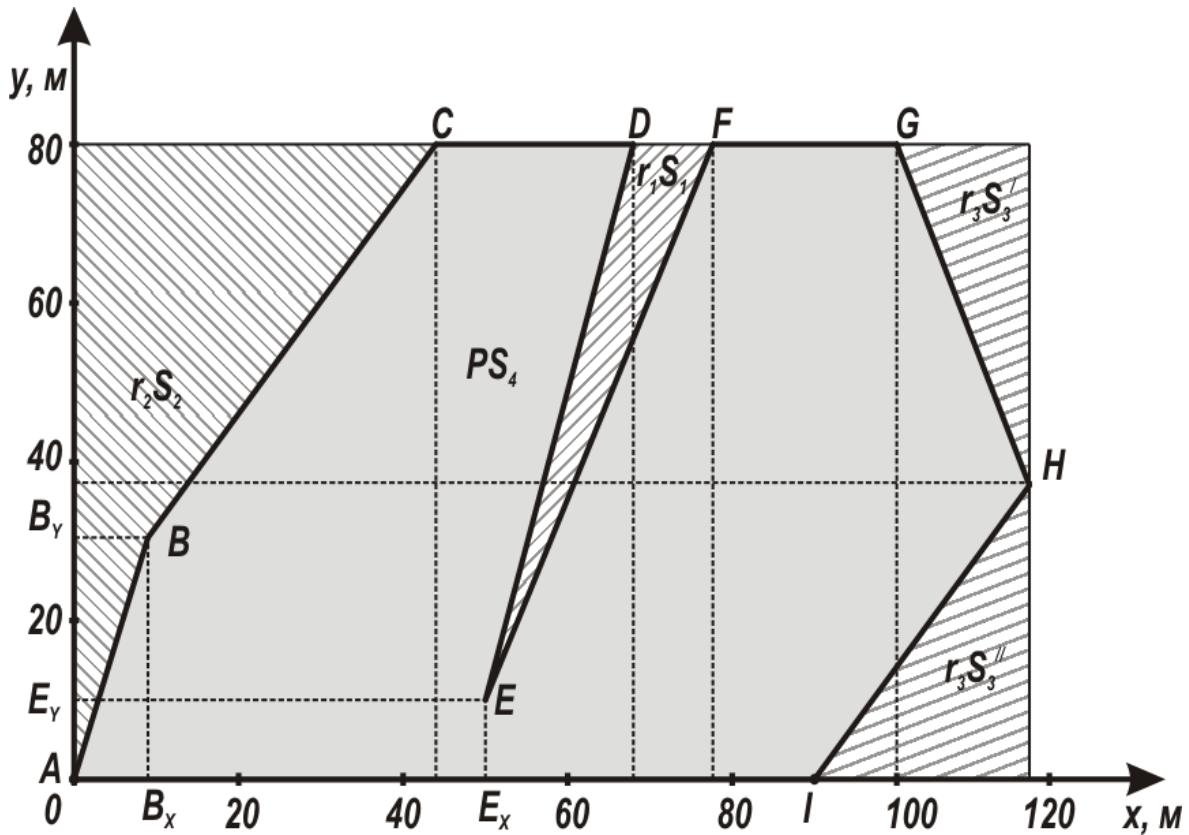


Рис. 5.1 – Розрахункова схема для визначення контуру блока при складній конфігурації рудного тіла

Середній вміст заліза в рудній масі, в передбачуваних контурах блока, визначається за формулою

$$P_{pm} = \frac{r_1 S_1 + r_2 S_2 + r_3 S_3 + PS_4}{S_{\text{бл}}}, \%, \quad (5.1)$$

де r_1, r_2, r_3, P – відповідно, вміст металу в породному прошарку, висячому і лежачому боках покладу та в рудному тілі, %; $S_1, S_2, S_3, S_4, S_{\text{бл}}$ – відповідно, площа поперечного перерізу прошарку, висячого та лежачого боків і рудного тіла та блока в цілому, м^2 .

Значення вмісту металу в породному прошарку, висячому і лежачому боках покладу беруть з вихідних даних, що наведені в табл. 5.1. Площі поперечного перерізу прошарку, висячого та лежачого боків, рудного тіла визначаються з рис. 5.1 та табл. 5.1, шляхом поділу площ, що визначаються, на прості геометричні фігури – квадрати, прямокутники, трикутники. Потім розраховані площі складають та одержують площу ділянки блока, що визначається – S_1, S_2, S_3, S_4 і $S_{\text{бл}}$.

Перевіримо отримане значення P_{pm} за умовою, яку висунуто споживачем товарної руди (гірничо-збагачувальні та металургійні комбінати, компанії тощо)

$$48\% \geq P_{pm} \geq 42\% . \quad (5.2)$$

При невиконанні поставленої умови змінюють прийняті контури блока.

З перевищенням верхнього значення за якістю (48%) необхідно збільшити передбачуваний контур блока з лежачого боку. З заниженням меншого значення з якості (42%) необхідно зменшити передбачуваний контур блока з боку лежачого боку. З кожною зміною контуру блока роблять повторний розрахунок значення P_{pm} при зміненому значенні S_3 ($S_3 = S_3^I + S_3^{II} + S_3^N$), S_4 та $S_{6л}$.

Об'єм металу в рудному тілі, в прийнятих контурах блока, визначається за формулою

$$V = S_4 \cdot h_n \cdot P, \quad (5.3)$$

де h_n – висота технологічного блока, м;

Об'єм металу в рудній масі, в прийнятих контурах блока, визначається за формулою

$$V_{pm} = S_{6л} \cdot h_n \cdot P_{pm}. \quad (5.4)$$

5.2. ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання 1. За вихідними даними, що подано у табл. 5.1, розрахувати прогнозні дані з визначення параметрів технологічних блоків за середнім вмістом металу в рудній масі.

Таблиця 5.1 – Вихідні дані для проектування контурів блока

№ варіанта	Ордината	A	B	C	D	E	F	G	H	I	P	r_1	r_2	r_3
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
0	X	0	9	44	68	50	78	100	97	90	68	33	24	34
	Y	0	30	80	80	10	80	80	38	0				
1	X	0	12	36	57	45	60	99	115	62	50	20	15	20
	Y	0	30	80	80	67	80	80	46	0				
2	X	0	11	32	56	56	57	93	102	75	55	21	11	8
	Y	0	37	80	80	69	80	80	21	0				
3	X	0	3	25	49	50	79	108	145	14	62	38	26	35
	Y	0	20	80	80	33	80	80	31	0				
4	X	0	25	41	66	34	85	117	140	72	48	25	33	17
	Y	0	28	80	80	55	80	80	36	0				
5	X	0	24	30	53	33	69	113	133	60	53	31	15	3
	Y	0	16	80	80	50	80	80	34	0				
6	X	0	19	43	69	33	72	139	102	97	67	17	20	29

№ варіанта	Ордината	A	B	C	D	E	F	G	H	I	P	r_1	r_2	r_3
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	Y	0	18	80	80	33	80	80	22	0				
7	X	0	12	36	57	45	60	99	115	62	56	33	34	22
	Y	0	24	80	80	32	80	80	21	0				
8	X	0	30	45	69	80	94	114	88	86	45	13	31	38
	Y	0	30	80	80	67	80	80	46	0				
9	X	0	2	18	33	7	52	96	70	30	68	22	26	2
	Y	0	13	80	80	19	80	80	14	0				
10	X	0	23	37	65	49	77	119	128	86	45	18	29	3
	Y	0	13	80	80	62	80	80	20	0				
11	X	0	16	25	43	29	70	125	143	46	57	10	13	6
	Y	0	32	80	80	57	80	80	55	0				
12	X	0	21	50	56	46	67	81	127	58	64	35	19	17
	Y	0	19	80	80	28	80	80	10	0				
13	X	0	9	44	68	39	78	100	97	90	68	33	24	34
	Y	0	30	80	80	61	80	80	38	0				
14	X	0	0	28	51	44	72	97	108	73	65	21	26	16
	Y	0	42	80	80	46	80	80	18	0				
15	X	0	22	33	44	45	69	111	89	69	48	34	9	10
	Y	0	38	80	80	59	80	80	40	0				
16	X	0	12	29	50	22	59	64	126	61	50	33	6	10
	Y	0	22	80	80	66	80	80	53	0				
17	X	0	19	44	70	62	74	102	115	93	60	23	38	34
	Y	0	10	80	80	12	80	80	10	0				
18	X	0	17	47	73	70	78	92	104	78	52	19	10	31
	Y	0	10	80	80	18	80	80	14	0				
19	X	0	14	19	32	26	49	70	143	34	68	34	5	11
	Y	0	15	80	80	52	80	80	42	0				
20	X	0	3	18	36	18	51	124	95	56	60	16	31	37
	Y	0	11	80	80	22	80	80	19	0				
21	X	0	3	21	42	23	61	122	132	25	58	20	40	27
	Y	0	34	80	80	49	80	80	14	0				
22	X	0	23	49	76	53	86	114	141	66	45	16	7	26
	Y	0	17	80	80	48	80	80	45	0				
23	X	0	13	27	55	41	84	100	113	50	52	20	25	36
	Y	0	20	80	80	50	80	80	38	0				
24	X	0	0	28	49	49	76	99	111	70	59	31	22	26
	Y	0	39	80	80	46	80	80	18	0				
25	X	0	20	36	40	50	70	100	90	75	52	40	13	13

№ варіанта	Ордината	A	B	C	D	E	F	G	H	I	P	r ₁	r ₂	r ₃
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	Y	0	38	80	80	59	80	80	40	0				
26	X	0	12	29	50	22	59	64	126	61	62	30	21	11
	Y	0	22	80	80	66	80	80	53	0				
27	X	0	24	30	53	33	69	113	133	60	49	25	35	30
	Y	0	10	80	80	12	80	80	10	0				
28	X	0	17	47	73	70	78	92	104	78	52	19	10	31
	Y	0	10	80	80	18	80	80	14	0				
29	X	0	24	30	53	33	69	113	133	60	68	34	10	11
	Y	0	15	80	80	52	80	80	42	0				
30	X	0	13	27	55	41	84	100	113	50	48	24	31	17
	Y	0	11	80	80	22	80	80	19	0				

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.

5.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахувати прогнозні дані з визначення параметрів технологічних блоків за середнім вмістом металу в рудній масі за варіантом №0.

Визначимо середній вміст заліза в рудній масі, в передбачуваних контурах блока, за формулою (5.1):

$$P_{pm} = \frac{0,33 \cdot 350 + 0,24 \cdot 1460 + 0,34 \cdot 310 + 0,68 \cdot 5880}{8000} \cdot 100\% = 57,12\% ;$$

$$S_1 = \frac{1}{2} \cdot 28 \cdot 70 - \frac{1}{2} \cdot 70 \cdot 18 = 350 \text{ м}^2;$$

$$S_2 = \frac{1}{2} \cdot 9 \cdot 30 + 9 \cdot 50 + \frac{1}{2} \cdot 35 \cdot 50 = 1460 \text{ м}^2;$$

$$S_3 = \frac{1}{2} \cdot 7 \cdot 38 + 3 \cdot 38 \cdot \frac{1}{2} \cdot 3 \cdot 42 = 310 \text{ м}^2.$$

$$S_4 = S_{\text{бл}} - (S_1 + S_2 + S_3) = 8000 - (350 + 1460 + 310) = 5880 \text{ м}^2.$$

Перевіримо отримане значення P_{pm} за умовою (5.2), яку висунуто споживачем товарної (руди $48\% \geq 57,12 \geq 42\%$ – умова не виконується).

Виконаємо коригування передбачуваних контурів блока, бо розрахована концентрація металу в рудній масі, в передбачуваних контурах блока, не відповідає заданій умові

$$P_{pm} = \frac{0,33 \cdot 350 + 0,24 \cdot 1460 + 0,34 \cdot (310 + x) + 0,68 \cdot 5880}{\left(100 + \frac{x}{80}\right) \cdot 80} = 45\% ,$$

де $x = 8815 \text{ м}^2$ – додаткова площа лежачого боку, м^2 , отримана в результаті арифметичних розрахунків.

Скоригуємо контур блока, який складає площину вертикального перерізу

$$S_{\text{бл}} = h_{\text{бл}} \cdot l_{\text{бл}} = 80 \cdot 210 = 16800 \text{ м}^2.$$

Визначимо об'єм металу в рудному тілі в прийнятих контурах блока за формулою (5.3)

$$V = 5880 \cdot 80 \cdot 0,68 = 319872 \text{ м}^3.$$

Визначимо об'єм металу в рудній масі в прийнятих контурах блока за формулою (5.4)

$$V_{pm} = 16800 \cdot 80 \cdot 0,45 = 604800 \text{ м}^3.$$

Для зручності подальших розрахунків зведемо дані до таблиці.

Середній вміст заліза в рудній масі в передбачуваних контурах блока P_{pm} , %	45,0
Об'єм металу в рудному тілі V , м^3	319872,0
Об'єм металу в рудній масі V_{pm} , м^3	604800,0
Проектна довжина блока вхрест простягання $l_{\text{бл}}$, м	210,0

Прийнятий контур блока при складній конфігурації рудного тіла за розрахованими параметрами подано на рис. 5.2.

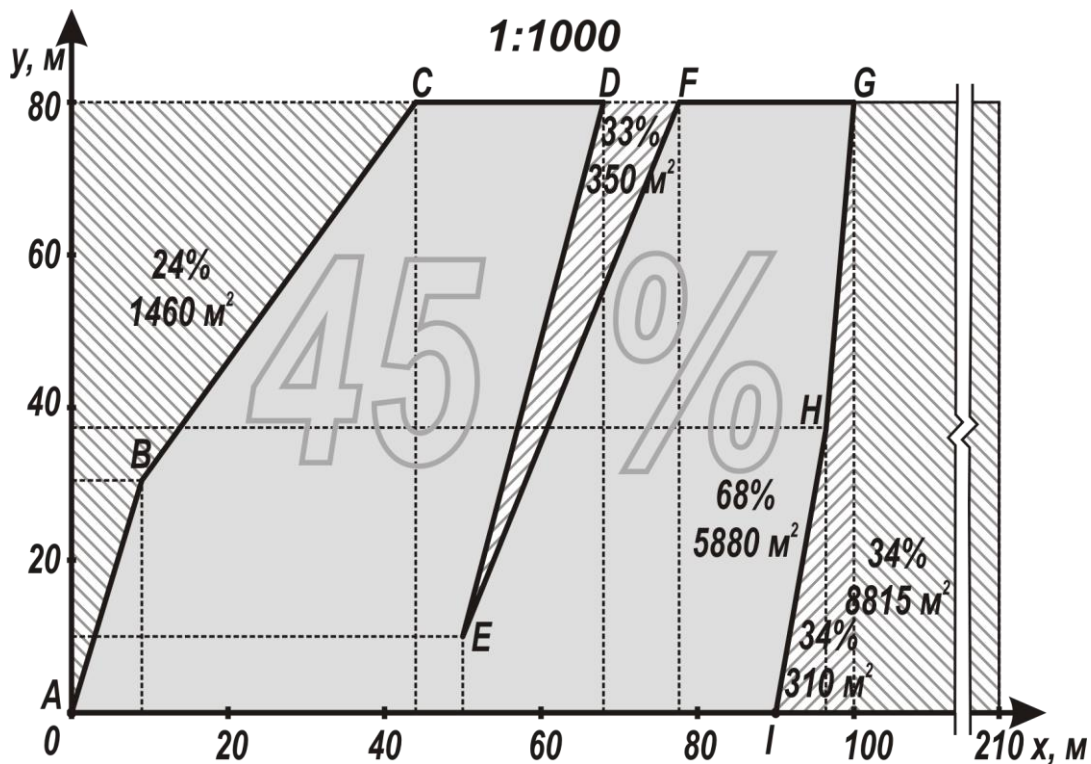


Рис. 5.2 – Прийнятий контур блока при складній конфігурації рудного тіла

Висновок: за розрахунками прогнозних даних, з визначення параметрів технологічних блоків за середнім вмістом металу в рудній масі, встановлено середній вміст заліза в рудній масі, в передбачуваних контурах блока – 45,0%; об'єм металу в рудному тілі – 319872 м³; об'єм металу в рудній масі – 604800 м³; проєктна довжина блока вхрест простягання $L_{\text{бл}} = 210$ м.

Питання для самоконтролю

1. Мета проєктування контурів блока зі складною конфігурацією рудного тіла.
2. Що таке прийнятий контур блока?
3. Поясніть різницю між поняттями середній вміст заліза в рудній масі та середній вміст заліза в руді.
4. Мета визначення контуру блока за допустимим вмістом металу.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6 КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН ВІДПРАЦЮВАННЯ ПОВЕРХУ

Мета роботи: Надбання навичок розрахунку та складання календарного плану відпрацювання запасів руди у поверсі.

В результаті виконання практичної роботи буде сформований наступний **результат навчання:** здійснювати планування і організацію проєктної діяльності в гірництві та приймати раціональні технологічні рішення при проєктуванні гірничих робіт підземної розробки рудних і нерудних корисних копалин; виконувати інженерні роботи з проєктування схем і систем підземної розробки рудних родовищ, розраховувати різні варіанти технологічних систем та технологій видобутку рудних і нерудних корисних копалин для конкретних гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов.

6.1. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Середня змінна продуктивність шахти визначається за формулою

$$A_{\text{зм}} = \frac{A}{n_p \cdot n_{\text{зм}}}, \text{ т/зміну}, \quad (6.1)$$

де A – річна продуктивність шахти, т/рік (табл. 4.1); n_p – кількість робочих днів на рік, дорівнює 305; $n_{\text{зм}}$ – кількість змін на добу, дорівнює 3.

Питома вага системи розробки визначається за формулою

$$\mu_{\text{ср}} = \frac{S_{\text{ср}}}{L_{\text{прост}} \cdot m_2}, \text{ ч. од.}, \quad (6.2)$$

де $S_{\text{ср}}$ – рудна площа поверху, яка знаходиться у розробці даною системою розробки, м². При розробці поверху однією системою розробки

$$S_{\text{ср}} = L_{\text{прост}} \cdot m_2;$$

де $L_{\text{прост}}$ – довжина родовища за простяганням, м (табл. 4.1); m_2 – горизонтальна потужність покладу, м.

Змінна продуктивність системи розробки по шахті в цілому визначається за формулою

$$A_{cp} = A_{зм} \cdot \mu_{cp}, \text{ т/зміну.} \quad (6.3)$$

Кількість одночасно діючих на шахті вибоїв за системою розробки:

– у підготовці

$$N_n = \frac{\beta_n \cdot A_{cp}}{100 \cdot P_{nv}}, \text{ шт.;} \quad (6.4)$$

– у нарізці

$$N_n = \frac{\beta_n \cdot A_{cp}}{100 \cdot P_{nv}}, \text{ шт.;} \quad (6.5)$$

– у очисному вийманні

$$N_{oc} = \frac{\beta_{oc} \cdot A_{cp}}{100 \cdot P_{oc}}, \text{ шт.}, \quad (6.6)$$

де $\beta_n, \beta_n, \beta_{oc}$ – відповідно питома вага підготовчих, нарізних та очисних робіт у змінному видобутку за системою розробки, %; P_{nv}, P_{nv}, P_{oc} – відповідно продуктивність підготовчого, нарізного й очисного вибоїв, т/зміну.

Запаси руди в блоці визначаються за формулою

$$A_b = L_b \cdot m_2 \cdot h \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (6.7)$$

де L_b – довжина блока, м; h – висота блока, м; γ_p – щільність руди, т/м³ (табл. 4.1).

Календарний план відпрацювання запасів руди у поверсі визначає послідовність і черговість виїмки запасів блоків у поверсі. Він повинен забезпечити.

1. Планомірність відпрацювання блоків відповідно до прийнятого порядку виїмки запасів руди у поверсі, що обумовлений гірничотехнічними особливостями, характером і величиною проявів гірського тиску, нерівномірністю змісту корисного компонента в руді тощо.

2. Виконання встановлених обсягів видобутку руди в цілому по шахті та стабільний видобуток руди за кожною із застосовуваних систем розробки, відповідно до їх відсотку у загальному видобутку.

3. Постійний вміст корисного компонента у видобутій рудній масі.

4. Максимальну концентрацію гірничих робіт.

Календарний план відпрацювання запасів руди у поверсі складають після вибору, проектування та розрахунку застосовуваних систем розробки, визначення кількості діючих вибоїв за кожною з них.

На плані горизонту та вертикальній проекції родовища за простяганням, рудний поклад розбивають на блоки відповідно до прийнятих параметрів (рис. 6.1).



Рис. 6.1 – План горизонту

Таблиця 6.1 – Вихідні данні для розрахунку та складання календарного плану відпрацювання запасів руди у поверсі

№ варіанта	Питома вага у змінному видобутку, %			Продуктивність вибоїв, т/зміну			Горизонтальна поужність покладу, m_e , м	Висота блока, h , м	Довжина блока, L_{bl} , м
	підготовчий	нарізний	очисний	підготовчий	нарізний	очисний			
0	0,50	1,50	98,0	2,0	20	390	15	75	50
1	0,53	1,57	97,9	2,5	25	395	20	70	55
2	0,56	1,64	97,8	3,0	30	400	25	75	60
3	0,59	1,71	97,7	3,5	35	405	15	75	50
4	0,62	1,78	97,6	4,0	40	410	20	70	50
5	0,65	1,85	97,5	4,5	20	415	25	75	60
6	0,68	1,92	97,4	5,0	25	420	15	75	50
7	0,71	1,99	97,3	2,0	30	390	20	70	55
8	0,74	2,06	97,2	2,5	35	395	25	75	60
9	0,77	2,13	97,1	3,0	40	400	15	75	50
10	0,80	2,20	97,0	3,5	20	405	20	70	50
11	0,83	2,27	96,9	4,0	25	410	25	75	60
12	0,86	2,34	96,8	4,5	30	415	15	75	50
13	0,89	2,41	96,7	5,0	35	420	20	70	55
14	0,92	2,48	96,6	2,0	40	390	25	75	60
15	0,95	2,55	96,5	2,5	20	395	15	75	50
16	0,98	2,62	96,4	3,0	25	400	20	70	50
17	1,01	2,69	96,3	3,5	30	405	25	75	60
18	1,04	2,76	96,2	4,0	35	410	15	75	50
19	1,07	2,83	96,1	4,5	40	415	20	70	55
20	1,10	2,90	96,0	5,0	20	420	25	75	60
21	1,13	2,97	95,9	2,0	25	390	15	75	50
22	1,16	3,04	95,8	2,5	30	395	20	70	50
23	1,19	3,11	95,7	3,0	35	400	25	75	60
24	1,22	3,18	95,6	3,5	40	405	15	75	50
25	1,25	3,25	95,5	4,0	20	410	20	70	55
26	1,28	3,32	95,4	4,5	25	415	25	75	60
27	1,31	3,39	95,3	5,0	30	420	15	75	50
28	1,34	3,46	95,2	2,0	35	390	20	70	50
29	1,37	3,53	95,1	2,5	40	395	25	75	60
30	1,40	3,60	95	3,0	20	400	15	75	50

6.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

Розрахувати та скласти календарний план відпрацювання запасів руди у поверсі за варіантом №0.

Визначимо середню змінну продуктивність шахти за формулою (6.1)

$$A_{зм} = \frac{A}{n_p \cdot n_{зм}} = \frac{3500000}{305 \cdot 3} = 3825 \text{ т/зміну.}$$

Визначимо питому вагу системи розробки за формулою (6.2)

$$S_{ср} = L_{нрост} \cdot m_2 = 1000 \cdot 15 = 15000 \text{ м}^2,$$

$$\mu_{ср} = \frac{S_{ср}}{L_{нрост} \cdot m_2} = \frac{15000}{1000 \cdot 15} = 1 \text{ ч.од.}$$

Визначимо змінну продуктивність системи розробки в цілому по шахті за формулою (6.3)

$$A_{ср} = A_{зм} \cdot \mu_{ср} = 3825 \cdot 1 = 3825 \text{ т/зміну.}$$

Визначимо кількість одночасно діючих на шахті вибоїв за системою розробки:

– у підготовці

$$N_n = \frac{\beta_n \cdot A_{ср}}{100 \cdot P_{нв}} = \frac{0,5 \cdot 3825}{100 \cdot 2} = 9,6 \text{ шт.,}$$

Приймаємо 10 вибоїв у підготовці.

– у нарізці

$$N_n = \frac{\beta_n \cdot A_{ср}}{100 \cdot P_{нв}} = \frac{1,5 \cdot 3825}{100 \cdot 20} = 2,9, \text{ шт.,}$$

Приймаємо 3 вибої у нарізці.

– у очисному вийманні

$$N_{оч} = \frac{\beta_{оч} \cdot A_{ср}}{100 \cdot P_{оч}} = \frac{98 \cdot 3825}{100 \cdot 390} = 9,6 \text{ шт.,}$$

Приймаємо 10 вибоїв у очисному вийманні.

Визначимо запаси руди у блоці за формулою (6.7)

$$A_{б} = L_{б} \cdot m_2 \cdot h \cdot \gamma_p = 50 \cdot 15 \cdot 75 \cdot 4,0 = 225000 \text{ т.}$$

Визначимо видобуток рудної маси за кожним блоком за формулою (6.8)

$$A_{вид} = \frac{A_{б} \cdot K_{вид}}{(1 - R)} = \frac{225000 \cdot 0,95}{(1 - 0,11)} = 240168 \text{ т.}$$

За розрахунками та вихідними даними викреслюють у масштабі 1:2000 план горизонту з блоками та складають і розраховують таблицю календарного плану відпрацювання запасів руди у поверсі (рис. 6.3).

Висновок: за розрахованим та складеним календарним планом встановлено, що відпрацювання запасів руди у поверсі підповерхово-камерною системою розробки складе 2,6 рока.

а

Блок 20 2025	Блок 18 2025	Блок 16 2025	Блок 14 2025	Блок 12 2025	Блок 10 2024	Блок 8 2024	Блок 6 2024	Блок 4 2024	Блок 2 2024	Блок 1 2024	Блок 3 2024	Блок 5 2024	Блок 7 2024	Блок 9 2024	Блок 11 2025	Блок 13 2025	Блок 15 2025	Блок 17 2025	Блок 19 2025
-----------------	-----------------	-----------------	-----------------	-----------------	-----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	----------------	-----------------	-----------------	-----------------	-----------------	-----------------

б

№ блока	Система розробки	Запаси руди у блоці, т	Збільшення, %	Видобуток, %	Руда мала яку видобувають, т	Число лічних вибоїв у блоці			Розподіл запасів руди в блоці за видами робіт						Продуктивність вибою						Продуктивність блоку						Тривалість робіт, міс.		Роки								
						Підготовчих	Нарізних	Очисних	Підготовчим		Нарізним		Очисним		Підготовчого		Нарізного		Очисного		У стадії підготовки		У стадії нарізки		У стадії очисного вищання		По підготовці	По нарізці	По очисній вибої	Квартали							
									%	т	%	т	%	т	т/міну	т/міс.	т/міну	т/міс.	т/міну	т/міс.	т/міну	т/міс.	т/міну	т/міс.	т/міну	т/міс.				2024	2025	2026					
1	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
2	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
3	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
4	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
5	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
6	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
7	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
8	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
9	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
10	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
11	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
12	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
13	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
14	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
15	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
16	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
17	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
18	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
19	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								
20	ПНК	225000	11	95	240168	10	3	10	0,5	1201	1,5	3603	98	235364	2	120	20	1200	390	23400	20	1200	60	3600	3900	234000	1,0	1,0	10,1								

Рис. 6.3. – План горизонту (а) та таблиця календарного плану відпрацювання запасів руди у поверсі

Питання для самоконтролю

1. Що таке календарний план відпрацювання запасів руди у поверсі?
2. Як визначити середню змінну продуктивність шахти?
3. Пояснити, як складається та розраховується календарний план відпрацювання запасів руди у поверсі.

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 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 роботи. Оцінювання практичних робіт здійснюється шляхом розрахунку середнього арифметичного балу за складеними практичними роботами.

Критерії оцінювання практичної роботи

За кожну практичну роботу здобувач вищої освіти може отримати наступну 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. Основи автоматизованого проектування підземних рудників: навчальний посібник. За заг. ред. І.А. Кучерявенка. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2015. – 353с.
2. Кучерявенко І.А. Проектування підземних рудників: підручник / І.А. Кучерявенко, Ю.Г. Вілкул, М.І. Ступник. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2010. – 332 с.
3. Положення про проектування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин за ступенем підготовленості до видобування. Затверджено міністерством промислової політики України. Наказ № 221 від 07.05.2004 р.
4. 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.
5. 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.
6. 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. Дніпро: Журфонд, 2024. – 252 с.
7. Наукові основи обґрунтування меж області раціонального проектування при відпрацюванні родовищ корисних копалин: монографія / А.О. Хорольський, А.В. Косенко, Ю.О. Виноградов, І.І. Чоботько. – Дніпро: Ліра, 2023. – 154 с.
8. 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.
9. Кононенко, М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ: навч. посіб. / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 217 с.
10. Проектування рудних шахт. Матеріали методичного забезпечення для практичних занять для студентів спеціальності 7 (8).05030101 Розробка родовищ та видобування корисних копалин / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Дніпропетровськ: Державний ВНЗ «НГУ», 2012. – 56 с.

Навчальне видання

КОНОНЕНКО Максим Миколайович
ХОМЕНКО Олег Євгенович
КОСЕНКО Андрій Володимирович

ПРОЄКТУВАННЯ РУДНИХ ШАХТ

Методичні рекомендації до виконання практичних робіт
для здобувачів ступеня магістра
освітньо-професійної програми «Гірничорудна інженерія»
зі спеціальності 184 Гірництво

Видано в авторській редакції

Електронний ресурс
Підписано до видання 11.06.2024. Авт. арк. 3,4.

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