

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**

---

---



**ПРОЕКТУВАННЯ РУДНИХ ШАХТ**

**МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ  
до практичних занять**

освітньо-професійної програми підготовки  
спеціалістів і магістрів спеціальності 7 (8).05030101  
Розробка родовищ та видобування корисних копалин

**Дніпропетровськ  
2012**



**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**

---

---



**ГІРНИЧИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
Кафедра підземної розробки родовищ**

**ПРОЕКТУВАННЯ РУДНИХ ШАХТ**

**МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ  
для практичних занять**

освітньо-професійної програми підготовки  
спеціалістів і магістрів спеціальності 7 (8).05030101  
Розробка родовищ та видобування корисних копалин

**Дніпропетровськ  
НГУ  
2012**

Проектування рудних шахт. Матеріали методичного забезпечення для практичних занять студентів спеціальності 7 (8).05030101 Розробка родовищ та видобування корисних копалин / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2012. – 56 с.

Автори:

О.Є. Хоменко, канд. техн. наук, доц. (практ. роботи 1 – 6);

М.М. Кононенко, канд. техн. наук, доц. (практ. роботи 1 – 6);

Д.В. Мальцев, асист. (практ. роботи 1 – 6).

Затверджено методичною комісією Державного ВНЗ «НГУ» (протокол № 5 від 05.06.2012) за поданням кафедри підземної розробки родовищ (протокол № 16/8 від 29.05.2012р.).

Розглянуто теоретичні засади ключових питань у проектуванні рудних шахт. Надано рекомендації до розв'язування типових практичних завдань з проектування та розробки рудних родовищ. Наведено критерії оцінювання результатів виконання практичних робіт. Матеріали орієнтовані на активацію виконавчого етапу навчальної діяльності студентів.

Призначено для самостійної та аудиторної роботи студентів за освітньо-професійною програмою підготовки спеціалістів і магістрів спеціальності 7 (8).05030101 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин» під час підготовки до модульних контрольних заходів за результатами практичних занять з нормативної дисципліни «Проектування рудних шахт».

Відповідальний за випуск завідувач кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. В.І. Бондаренко.

## Зміст

<b>Вступ</b> .....	4
<b>Загальні положення</b> .....	5
<b>Робоча програма</b> .....	7
<b>Практична робота № 1</b> .....	12
<b>Тема: Оптимальна потужність рудної шахти</b> .....	12
<b>Практична робота № 2</b> .....	19
<b>Тема: Обґрунтування схеми розкриття</b> .....	19
<b>Практична робота № 3</b> .....	27
<b>Тема: Обґрунтування схеми підготовки</b> .....	27
<b>Практична робота № 4</b> .....	33
<b>Тема: Розкриття та підготовка нового горизонту</b> .....	33
<b>Практична робота № 5</b> .....	41
<b>Тема: Проектування контурів блоку</b> .....	41
<b>Практична робота № 6</b> .....	47
<b>Тема: Календарний план відпрацювання поверху</b> .....	47
<b>Список літератури</b> .....	54

## Вступ

Матеріали методичного забезпечення призначені для самостійної роботи студентів на практичних заняттях та в не аудиторний час. У них викладено теоретичні питання і методики виконання завдань, пов'язаних з розрахунками щодо проектування рудних шахт при підземній розробці корисних копалин.

Практичні роботи виконуються кожним студентом за вихідними даними, представленими за варіантами згідно з порядковим номером у журналі поточного обліку викладача. В практичних роботах, наводяться всі формули із розшифруванням прийнятих позначень, їх значення і результати обчислень, а також виконуються креслення, які необхідні для здійснення розрахунків.

Вихідні дані для практичних робіт містять 30 варіантів. У прикладах рішень, які додаються до кожної практичної роботи, використані вихідні дані нульового варіанту. Після виконання розрахунків, роботу оформляють в окремому зошиті або на аркушах формату А4. За результатами виконання та захисту кожного із завдань, формується остаточна оцінка в ході особистої співбесіди з викладачем.

## Загальні положення

### 1. Терміни та їх визначення

Практичне заняття з дисципліни «Проектування рудних шахт» – форма навчального заняття, при якій викладач організує детальний розгляд студентами окремих теоретичних положень навчальної дисципліни.

### 2. Дидактичні цілі

Формування умінь та навичок практичного застосування знань через виконання студентом завдань та вправ.

Вид умінь, що набуваються:

- *предметно-практичні* – дії щодо переміщення об'єктів у просторі, зміни його форми тощо;
- *знаково-практичні* – виконання операцій зі знаками та знаковими системами;
- *знаково-розумові* – розумове виконання операцій зі знаками та знаковими системами.

Цілі практичного завдання мають бути орієнтовані на підготовку студента до виконання контрольної модульної роботи або виконання індивідуального завдання.

### 3. Тематика

Тематика практичних занять повинна відповідати робочій програмі дисципліни і визначається предметом конкретної практичної роботи:

- обґрунтування способів або схем та їх проектування;
- розрахункові, графічні, розрахунково-графічні вправи.

### 4. Форми проведення практичних занять

Практичне заняття проводиться в навчальних аудиторіях.

Тривалість заняття – не менше двох академічних годин.

Склад завдань для практичного заняття планується за умови можливості виконання більшістю студентів.

Відповідальність за організацію практичних занять несе кафедра, що зобов'язана створити відповідні умови, методичне та інформаційне забезпечення.

Студент під час проведення практичних занять повинен:

- ознайомитись з методичними рекомендаціями щодо проведення практичних занять;
- обов'язково відвідувати практичні заняття;
- безумовно дотримуватись правил охорони праці;
- вести робочий зошит з практичних занять;
- одержати оцінку за практичний модуль через визначену форму модульного контролю (за результатами поточного контролю виконання прав або ко-

нтрольних модульних робіт та індивідуальних завдань).

Викладач повинен:

- управляти проведенням практичного заняття;
- скласти графік консультацій (не менш двох на тиждень);
- дотримуватись графіка консультацій;
- здійснювати контрольні заходи відповідно до навчального плану;
- оцінити навчальну діяльність студента з опанування практичного модуля.

Завідувач кафедри повинен:

- організувати матеріально-технічне, методичне та інформаційне забезпечення проведення практичних занять;
- контролювати виконання графіку консультацій викладачів кафедри;
- вирішувати суперечливі питання, що виникають між викладачем та студентом.

## **5. Матеріально-технічне, методичне та інформаційне забезпечення**

Основний критерій готовності кафедри до проведення практичних занять – матеріально-технічна забезпеченість робочих місць студентів сучасними технічними засобами навчання та відповідним обладнанням для вивчення устрою та правил експлуатації машин, механізмів та обладнання, виконання розрахункових, графічних, графічно-розрахункових, виконання лінгвістичних та фізичних вправ тощо з дотриманням правил охорони праці.

Конкретизовані вимоги до проведення практичних занять подаються в методичних рекомендаціях.

Методичні рекомендації розробляються кафедрами, розглядаються і погоджуються з методичними комісіями за напрямками підготовки або спеціальностями та затверджуються Навчально-методичним центром.

Інформаційне забезпечення має відповідати переліку рекомендованої літератури, що подана в методичних рекомендаціях.

Забезпеченість студентів необхідними для виконання практичних робіт підручниками, довідниками, стандартами тощо повинна складати 100%.



## Робоча програма

### Робоча програма дисципліни «Проектування рудних шахт»

Модулі	Компетенції (з використанням матеріалу модуля студент повинен уміти)	Змістові модулі	Розподіл часу		
			аудиторний	самостійна робота	загальний
1	2	3	4	5	6
№ 1	<p>Організовувати проектування і знати проектні організації; види, зміст та стадії проектних робіт; розробляти, погоджувати та затверджувати проектно-кошторисну документацію; знати порядок, розв'язування основних завдань технологічної частини проекту, типове проектування, вихідні матеріали для проектування рудників; вміти визначати якісні та кількісні параметри рудників та їх технологічний і економічний зв'язок; виконувати поетапний підхід та багатоваріантність рішень у процесі проектування рудників; знати загальні відомості про теорію прийняття рішень, математичні моделі та оптимізація проектних рішень; знати критерії економічної оцінки для розв'язування задач проектування. Володіти методами розв'язування проектних задач: бібліографічним, описовим, порівняльним, аналітичним, графоаналітичним, економіко-математичного моделювання, статистичного аналізу та прогнозування, аналогій, інтерполяції, екстраполяції, експертних оцінок, лінійного програмування та експериментальні методи; володіти системи автоматизованого проектування рудників (САПР); забезпечувати, створювати і впроваджувати САПР та визначати її економічну ефективність; виконувати промислову оцінку запасів і оконтурювання рудних родовищ; кондиції на руду для підрахунку запасів; встановлювати контур родовища за мінімальним промисловим і бортовим вмістом металу; оцінювати ефективність комплексного освоєння надр; обґрунтувати виробничу потужність рудників та фактори впливу на неї; знати методи визначення виробничої потужності рудників за гірни-</p>	<p>Лекції – 9 семестрі, (1 – 14 тижні) Аудиторні – 3 години на тиждень</p>			
		1. Організація проектування і проектні організації. Види, зміст та стадії проектних робіт. Розробка, погодження та затвердження проектно-кошторисної документації	2	26	68
		2. Порядок, розв'язування основних задач технологічної частини проекту. Типове проектування. Вихідні матеріали для проектування рудників	2		
		3. Якісні та кількісні параметри рудників та їх технологічний і економічний зв'язок. Поетапний підхід та багатоваріантність рішень у процесі проектування рудників	2		
		4. Загальні відомості про теорію прийняття рішень, математичні моделі та оптимізація проектних рішень. Критерій економічної оцінки для розв'язування задач проектування	2		

1	2	3	4	5	6
	<p>чими можливостями; визначати оптимальну і проектну виробничу потужності окремого рудника та декілька рудників; оцінювати поетапне освоєння виробничої потужності рудника та визначення терміну його служби; визначати розмір рудникового поля і добирати місце закладання головних розкривних виробок та їх кількості; визначати крок розкриття родовища та добирати схему підготовки горизонтів; обґрунтувати висоту поверху та кількість одночасно розкритих поверхів у групі на один концентраційний горизонт; визначати відстань головного відкаточного штреку від рудного покладу; знати принципи розробки комплексної економіко-математичної моделі для добору способу розкриття та підготовки; знати загальні принципи добору систем розробки та оптимізації їх параметрів; оптимізувати параметри відбійки та випускання руди; економічно обґрунтувати схему закладальних робіт і склад закладки; знати методи економічної оцінки систем розробки рудних родовищ; проектувати механізацію прохідницьких і очисних робіт; знати основні принципи проектування рудникового транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу, компресорного господарства; будувати генеральний план поверхні та знати принципи його формування; знати будівельну частину проекту; проектувати організацію будівництва; знати вимоги охорони природи та рекультивації порушених земель; будувати календарний план спорудження рудника та знати принципи його оптимізації; будувати календарний план розкриття та підготовки нового горизонту на діючому руднику; визначати кількість одночасно діючих вибоїв і блоків; визначати оптимальну величини розкритих, підготовлених і готових до виймання, запасів руди; володіти техніко-економічною частиною проекту та кошторисною документацією.</p>	<p>5. Методи розв'язування проектних задач: бібліографічний, описовий, порівняльний, аналітичний, графоаналітичний, економіко-математичного моделювання, статистичного аналізу та прогнозування</p>	2		
<p>6. Методи (продовження): аналогій, інтерполяції, екстраполяції, експертних оцінок, лінійного програмування та експериментальні методи</p>		2			
<p>7. Системи автоматизованого проектування рудників (САПР): мета, функції, склад, структура, принципи побудови, основні задачі</p>		2			
<p>8. Забезпечення, створення і впровадження САПР та визначення її економічної ефективності</p>		2			
<p>9. Промислова оцінка запасів і оконтурювання рудних родовищ. Кондиції на руду для підрахунку запасів</p>		2			
<p>10. Встановлення контуру родовища за мінімальним промисловим і бортовим вмістом металу. Оцінка ефективності комплексного освоєння надр</p>	2				

1	2	3	4	5	6
		11. Обґрунтування виробничої потужності рудників та фактори впливу неї. Методи визначення виробничої потужності рудників за гірничими можливостями	2		
		12. Визначення оптимальної і проектної виробничої потужності окремого рудника та декілька рудників. Оцінка поетапного освоєння виробничої потужності рудника та визначення терміну його служби	2		
		13. Визначення розмірів рудникового поля і добір місця залягання головних розкривних виробок та їх кількості. Визначення кроку розкриття родовища та добір схем підготовки горизонтів. Обґрунтування висоти поверху та кількості одночасно розкритих поверхів у групі на один концентраційний горизонт	2		
		14. Визначення відстані головного відкаточного штреку від рудного покладу. Принципи розробки комплексної економіко-математичної моделі для добору способу розкриття та підготовки	2		

1	2	3	4	5	6
		15. Загальні принципи добору систем розробки та оптимізації їх параметрів. Оптимізація параметрів відбійки та випускання руди	2		
		16. Економічне обґрунтування схем закладних робіт і складу закладки. Методики економічної оцінки систем розробки рудних родовищ	2		
		17. Проектування механізації прохідницьких і очисних робіт. Основні принципи проектування рудникового транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу, компресорного господарства	2		
		18. Генеральний план поверхні та принципи його формування. Будівельна частина проекту. Проект організації будівництва. Вимоги охорони природи та рекультивації порушених земель	2		
		19. Календарний план будівництва рудника та принципи його оптимізації. Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту на діючому руднику	2		

1	2	3	4	5	6
		20. Визначення кількості одночасно діючих вибоїв і блоків. Визначення оптимальної величини розкритих, підготовлених і готових до виймання, запасів руди	2		
		21. Техніко-економічна частина проекту. Кошторисна документація	2		
		Разом	42		
№ 2	Розраховувати оптимальну потужність рудної шахти. Обґрунтовувати схеми розкриття та схеми підготовки рудних покладів. Розраховувати та складати календарний план підготовки і розкриття нового горизонту. Проектувати контури блоку за якісними показниками руди. Розраховувати та складати календарний план відпрацювання запасів руди в поверсі.	Практичні заняття – 9 семестр, (1 – 14 тижні) Аудиторні – 2 години на тиждень			
		1. Оптимальна потужність шахти	4	12	40
		2. Обґрунтування схеми розкриття	6		
		3. Обґрунтування схеми підготовки	4		
		4. Розкриття та підготовка нового горизонту	4		
		5. Проектування контурів блоку	2		
		6. Календарний план відпрацювання поверху	6		
		Разом	28		
		Разом з дисципліни	<b>70</b>	<b>38</b>	<b>108</b>
		Частка навантаження		<b>0,63</b>	

## Практична робота № 1

**Тема:** Оптимальна потужність рудної шахти

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку оптимальної потужності рудної шахти

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Визначити орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності та можливі межі її зміни;
2. Визначити питомі приведені витрати на видобуток 1 т руди;
3. Побудувати графік залежності питомих приведених витрат від річної продуктивності, за яким визначається оптимальна потужність рудної шахти.

### Хід роботи:

1. Економічно доцільну виробничу потужність рудної шахти визначають за мінімальними питомими приведеними витратами на видобуток 1 т руди

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

де  $K_y$  – питомі капітальні вкладення, грн, які дорівнюють:

- для шахт чорної металургії:

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

- для шахт кольорової металургії:

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

де  $E_n$  – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних витрат, який дорівнює 0,1;  $K_{\delta}$  – величина погашення капітальних витрат, грн/т;  $C_e$  – експлуатаційні витрати на видобування 1 т руди, грн.;  $C_{\delta}$  – повна собівартість здобичі 1 т руди з урахуванням погашення капітальних витрат, дорівнює  $C_{\delta} = K_{\delta} + C_e$ .

2. Орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності від балансових запасів  $Z_{\delta ал}$

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

3. Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

$$A_{\min} = 0,5 \cdot A'_o;$$

$$A_{\max} = 1,5 \cdot A'_o;$$

$$0,5 \cdot A'_o \leq A_i \leq 1,5 \cdot A'_o, \text{ млн. т/рік.} \quad (1.3)$$

4. У вказаних межах обирають 11 значень річної продуктивності (згідно умови 1.3), починаючи з  $A_1 = A_{\min}$  та інтервалом вимірювань млн. т

$$\Delta A = \frac{A_{\max} - A_{\min}}{N - 1} = \frac{A'_o}{10} = 0,1 \cdot A'_o, \text{ млн. т,} \quad (1.4)$$

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

5. Чергове значення річної продуктивності

$$A_i = A_{i-1} + \Delta A, \text{ млн. т.} \quad (1.5)$$

6. Визначають загальну суму капітальних витрат

$$K_i = K_y \cdot A_i, \text{ млн. грн.} \quad (1.6)$$

7. Визначають величину погашення капітальних витрат на 1 т балансових запасів руди

$$K_\delta = \frac{K_i}{Z_{\text{бал}}}, \text{ грн./т.} \quad (1.7)$$

8. Визначають повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від використовуваної системи розробки

$$C_\delta = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_i} \right| \frac{A_i}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_\delta', \text{ грн.,} \quad (1.8)$$

де  $C_\delta'$  – орієнтовна собівартість видобутку 1 т руди даної системи розробки, застосовується за даними практики шахт, грн., (див. табл. 1.1).

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

### Приклад рішення

1. Визначимо орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності

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

2. Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

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

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

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

3. У вказаних межах обирають 11 значень річної продуктивності (згідно умови 1.3), починаючи з  $A_1 = A_{\text{min}}$  та інтервалом вимірювань млн. т

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

## Вихідні дані для розрахунку оптимальної потужності шахти

№ варіанта з/п	Балансові запаси родовища, $Z_{\text{бал}}$ , млн. т	Орієнтовна собівартість видобутку 1 т руди, $C_{\text{д}}$ , грн./т
<b>0</b>	<b>190,8</b>	<b>150</b>
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
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



4. Визначаємо чергове значення річної продуктивності використавши формулу 1.5

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

5. Визначаємо питомі капітальні вкладення для шахт чорної металургії

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

6. Визначаємо загальну суму капітальних витрат за формулою 1.6

$$\begin{aligned}K_1 &= K_y \cdot A_1 = 23,84 \cdot 2,85 = 67,94 \text{ млн. грн.}; \\K_2 &= K_y \cdot A_2 = 22,69 \cdot 3,42 = 77,60 \text{ млн. грн.}; \\K_3 &= K_y \cdot A_3 = 21,76 \cdot 3,99 = 86,82 \text{ млн. грн.}; \\K_4 &= K_y \cdot A_4 = 20,98 \cdot 4,56 = 95,67 \text{ млн. грн.}; \\K_5 &= K_y \cdot A_5 = 20,32 \cdot 5,13 = 104,24 \text{ млн. грн.};\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
K_6 &= K_y \cdot A_6 = 19,75 \cdot 5,7 = 112,58 \text{ млн. грн.}; \\
K_7 &= K_y \cdot A_7 = 19,24 \cdot 6,27 = 120,63 \text{ млн. грн.}; \\
K_8 &= K_y \cdot A_8 = 18,79 \cdot 6,84 = 128,52 \text{ млн. грн.}; \\
K_9 &= K_y \cdot A_9 = 18,39 \cdot 7,41 = 136,27 \text{ млн. грн.}; \\
K_{10} &= K_y \cdot A_{10} = 18,02 \cdot 7,98 = 143,80 \text{ млн. грн.}; \\
K_{11} &= K_y \cdot A_{11} = 17,68 \cdot 8,55 = 151,16 \text{ млн. грн.}
\end{aligned}$$

7. Визначаємо повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від використовуваної системи розробки

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

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

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

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

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

$$C_{\partial 6} = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_6} \right| \frac{A_6}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{5,7} \right| \frac{5,7}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 150 \text{ грн.};$$

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

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

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

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

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

#### 8. Визначаємо питомі приведенні витрати

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

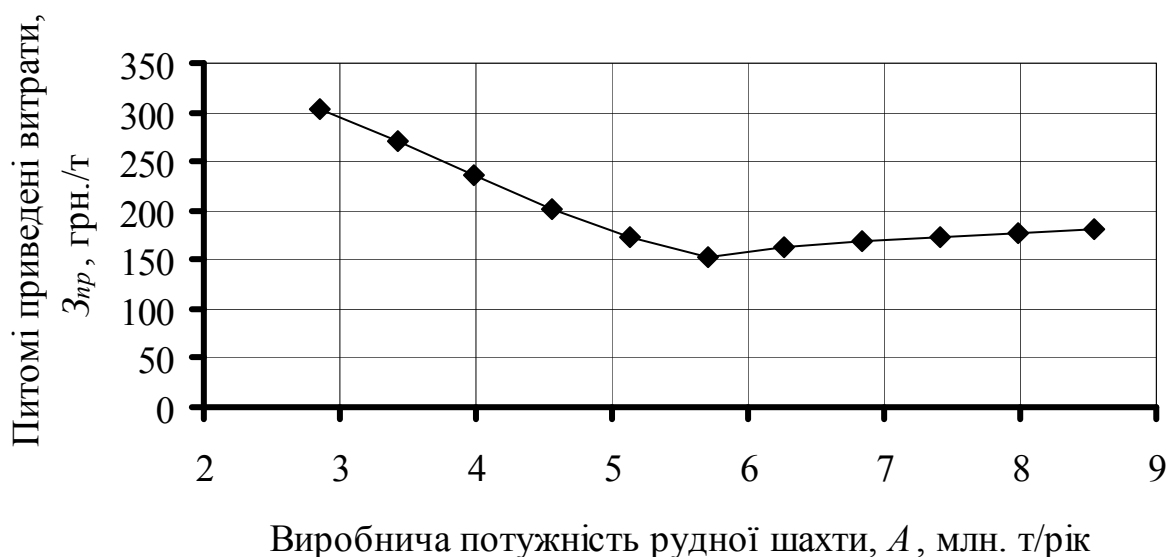


Рис. 1.1. Графік залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти

**Висновок:** з графіку, який наведено на рис. 1.1 видно, що оптимальна виробнича потужність рудної шахти буде 5,7 млн. т/рік.

### Контрольні запитання

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?

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота № 2

**Тема:** Обґрунтування схеми розкриття

**Мета роботи:** Надбання умінь для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтовувати схему розкриття

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Накреслити дві ймовірні схеми розкриття;
2. Для кожної схеми розкриття розрахувати сумарні капітальні і експлуатаційні витрати;
3. Вибрати оптимальний варіант схеми розкриття за мінімальними питомими витратами.

**Хід роботи:**

За вихідними гірничо-геологічними даними обирають методом відбору варіантів 2 – 3 ймовірних варіантів схем розкриття родовища, а потім техніко-економічним порівнянням обирають найкращий. Оптимальний варіант схеми розкриття родовища визначається за мінімальними питомими витратами

$$Z_{y\partial} = \frac{E_n \sum K_3}{A} + \frac{\sum E_3}{Z_{\text{бал}}} \rightarrow \min, \text{ грн.}, \quad (2.1)$$

де  $E_n$  – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень, який дорівнює 0,12 – 0,15;  $\sum K_3$  – сумарні капітальні витрати на будівництво, грн.;  $\sum E_3$  – сумарні експлуатаційні витрати, грн.;  $Z_{\text{бал}}$  – балансові запаси родовища, т

$$Z_{\text{бал}} = L_{\text{прост}} \cdot (H_{3n} - H_n) \cdot m_2 \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.2)$$

де  $L_{\text{прост}}$  – довжина родовища за простяганням, м (див. табл. 2.1);  $H_{3n}$  – глибина покладу від поверхні, м (див. табл. 2.1);  $H_n$  – глибина наносів, м (див. табл. 2.1);  $m_2$  – горизонтальна потужність покладу, м (див. табл. 2.1);  $\gamma_p$  – щільність руди, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 2.1);  $A$  – річна продуктивність шахти, т/рік

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

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

### 1. Розрахунок капітальних витрат проводиться на підставі:

- проведення головних і допоміжних розкривних виробок (стволів, штолень, квершлагів, виробок пристовбурного двору, капітальних рудоспусків і підняттяєвих);

- устаткування поверхні шахти (копри, естакади і т.д.);

- установки гірничого і електромеханічного устаткування.

#### 1.1. Капітальні витрати на устаткування поверхні

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

де  $K_{\text{ye}}$  – курс у.о. в грн.

1.2. Капітальні витрати на установлення гірничого і електромеханічного устаткування

$$K_{\text{обор}} = (1,3 + A) \cdot K_{\text{ye}}, \text{ грн.} \quad (2.5)$$

1.3. Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{\text{вс.в}} = K_{\text{ств}} + K_{\text{кв}} + K_{\text{о.д.}} \quad (2.6)$$

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

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

де  $C_{\text{ств}}$  – собівартість проведення ствола, у.о./м<sup>3</sup>, дорівнює вертикальний ствол – 650 у.о./м<sup>3</sup>, похилий стовбур – 400 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{ств}}$  – площа поперечного перетину ствола в проходці, м<sup>2</sup>;  $H$  – глибина ведення гірничих робіт, м;  $h_{\text{ств}}$  – висота (глибина) нижча за останній горизонт, яка дорівнює 10 м;  $\alpha_{\text{ств}}$  – кут нахилу ствола від горизонту, град;  $K_{\text{кв}}$  – капітальні витрати на проведення квершлагів

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

де  $C_{\text{кв}}$  – собівартість проходки квершлягу, дорівнює 300 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{кв}}$  – площа поперечного перетину квершлягу в проходці, м<sup>2</sup>;  $L_{\text{кв}}$  – довжина квершлягу, м;  $n$  – число основних відкотних горизонтів;  $K_{\text{о.д.}}$  – капітальні витрати на проведення виробок пристоволового двору, які дорівнюють

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

де  $C_{\text{о.д.}}$  – собівартість проведення виробок пристоволового двору, які дорівнюють 450 у.о./м<sup>3</sup>;  $V_{\text{о.д.}}$  – об'єм виробок пристоволового двору:

при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

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

при застосуванні акумуляторних електровозів

Таблиця 2.1

## Вихідні дані для обґрунтування схеми розкриття

№ варіанта з/п	Кут падіння покладу, $\alpha$ , град	Довжина родовища по протяганню, $L_{прост}$ , м	Глибина покладу від поверхні, $H_{зп}$ , м	Глибина наносів від поверхні, $H_n$ , м	Горизонтальна потуж- ність покладу, $m_e$ , м	Об'ємна щільність руди в масиві, $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	Коефіцієнт насиченості води, $\omega_o$	Приток води на 1 т гір- ничої маси, $w_o$ , ч.од
<b>0</b>	<b>67</b>	<b>800</b>	<b>900</b>	<b>90</b>	<b>80</b>	<b>4,0</b>	<b>0,001</b>	<b>0,11</b>
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

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

при похилому стволі

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

де  $\omega_o$  – коефіцієнт насиченості води.

## 2. Розрахунок експлуатаційних витрат:

### 2.1. Витрати на ремонт (підтримання) стволів

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

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

### 2.2. Витрати на ремонт і підтримку квершлагів

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

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

### 2.3. Витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.15)$$

де  $q_o$  – витрати на відкатку гірничої маси по квершлагах, які дорівнюють 0,00008 у.о./м·т;  $L_{cp}$  – середня довжина відкатки, м.

### 2.4. Витрати на підйом руди

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

де  $q_n$  – витрати на підйом гірничої маси по вертикальному стволу, які дорівнюють 0,0004 у.о./м·т, по похилому стволу – 1,1 у.о./м·т;  $H_{cp}$  – середня висота підйому, м.

### 2.5. Витрати на водовідлив по вертикальному стволу

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

де  $q_{в.о.}$  – витрати на водовідлив по вертикальному стволу, які дорівнюють 0,0003 у.о./м·т;  $w_o$  – приток води на 1 т гірничої маси, ч. од.

### 2.6. Витрати на провітрювання

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

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



### Приклад рішення

Балансові запаси родовища за формулою 2.2

$$Z_{\text{бал}} = L_{\text{прост}} \cdot (H_{\text{зн}} - H_{\text{н}}) \cdot m_z \cdot \gamma_p = 800 \cdot 810 \cdot 80 \cdot 4 = 190,9 \text{ млн. т.}$$

Річна продуктивність шахти за формулою 2.3

$$A = 0,1 \cdot Z_{\text{бал}}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,9^{0,77} = 5,7 \text{ млн. т/рік.}$$

Для розкриття родовища можуть бути використані наступні схеми (рис. 2.1)

- схема розкриття за допомогою вертикального ствола, який розташовується в лежачому боці родовища;
- схема розкриття похилим (скіповим) стволом, який розташовується в лежачому боці родовища.

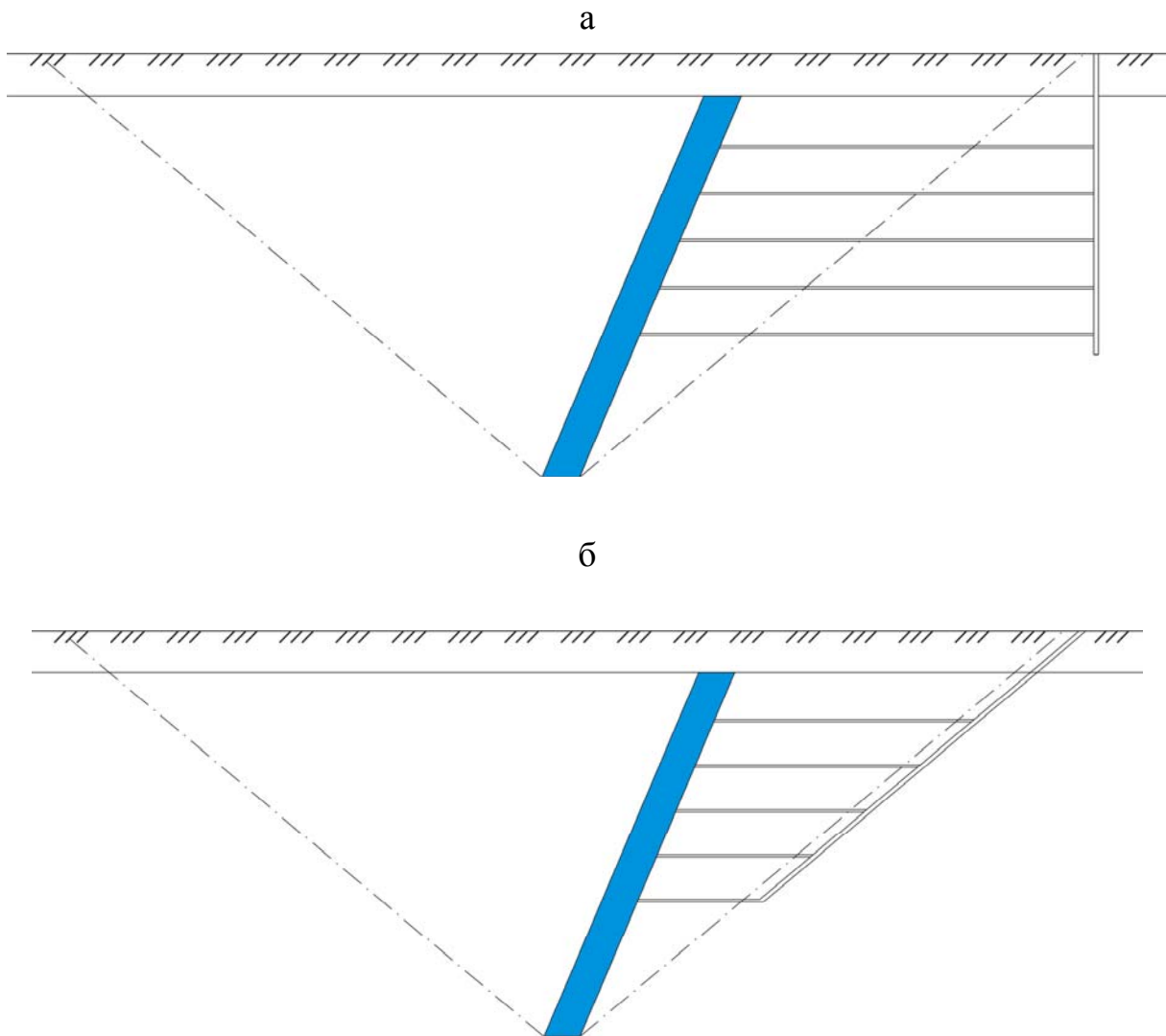


Рис. 2.1. Схеми розкриття родовища: а – схема розкриття вертикальним стволом; б – схема розкриття похилим (скіповим) стволом

1. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат для схеми розкриття вертикальним стволом.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{ye} = (6,6 + 1,8 \cdot 5,7) \cdot 8 = 134880000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на установку гірничого і електромеханічного устаткування

$$K_{обор} = (1,3 + A) \cdot K_{ye} = (1,3 + 5,7) \cdot 8 = 56000000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення вертикального ствола

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{ye} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 650 \cdot 28,3 \cdot 8 \cdot \frac{630 + 10}{\sin 90^\circ} = 94182400 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення квершлагів

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{ye} = 300 \cdot 15 \cdot 880 \cdot 5 \cdot 8 = 158400000 \text{ грн.}$$

Об'єм виробок пристовбурного двору при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{o.д.} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot 0,001) \cdot 5,7 = 39725 \text{ м}^3.$$

Капітальні витрати на проведення виробок пристоволового двору

$$K_{o.д.} = C_{o.д.} \cdot V_{o.д.} \cdot n \cdot K_{ye} = 450 \cdot 39725 \cdot 5 \cdot 8 = 715050000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{вс.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{o.д.} = 94182400 + 158400000 + 715050000 = 967632400 \text{ грн.}$$

Визначимо сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\Sigma K_3 = K_{нов} + K_{обор} + K_{вс.в} = 134880000 + 56000000 + 967632400 = 11588512400 \text{ грн.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 50 \cdot 640 \cdot 8 = 256000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye} = 30 \cdot 4400 \cdot 8 = 1056000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 8400 \cdot 8 = 30643200 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye} = 0,0004 \cdot 5700000 \cdot 630 \cdot 8 = 11491200 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на водовідлив по вертикальному стволу

$$E_{в.о.} = q_{в.о.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 630 \cdot 8 = 948024 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (630 + 8400) \cdot 8 = 123530400 \text{ грн./рік.}$$

Сумарні експлуатаційні витрати

$$\sum E_z = E_c + E_{кв} + E_o + E_n + E_{в.о.} + E_{ве} = 256000 + 1056000 + 30643200 + 11491200 + 948024 + 123530400 = 167924824 \text{ грн.}$$

Питомі витрати за варіантом №1 (схема розкриття вертикальним стволом)

$$Z_{y\partial} = \frac{E_n \sum K_z}{A} + \frac{\sum \mathcal{E}_z}{Z_{бал}} = \frac{0,15 \cdot 1158512400}{5700000} + \frac{167924824}{190771200} = 31,37 \text{ грн./т.}$$

2. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат для схеми розкриття похилим стволом.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{ye} = (6,6 + 1,8 \cdot 5,7) \cdot 8 = 134880000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на установку гірничого і електромеханічного устаткування

$$K_{обор} = (1,3 + A) \cdot K_{ye} = (1,3 + 5,7) \cdot 8 = 56000000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення похилого ствола

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{ye} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 400 \cdot 20 \cdot 8 \cdot \frac{630 + 10}{\sin 40^\circ} = 63722448 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення квершлагів, які дорівнюють

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{ye} = 300 \cdot 15 \cdot 425 \cdot 5 \cdot 8 = 76500000 \text{ грн.}$$

Об'єм виробок пристволового двору похилого ствола

$$V_{o.\partial.} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200} = 6 \cdot \sqrt{5,7} + \frac{5,7}{200} = 14353 \text{ м}^3.$$

Капітальні витрати на проведення виробок пристволового двору

$$K_{o.\partial.} = C_{o.\partial.} \cdot V_{o.\partial.} \cdot n \cdot K_{ye} = 450 \cdot 14353 \cdot 5 \cdot 8 = 258354000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{вс.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{o.\partial.} = 63722448 + 76500000 + 258354000 = 398576448 \text{ грн.}$$

Сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\sum K_z = K_{нов} + K_{обор} + K_{вс.в} = 134880000 + 56000000 + 398576448 = 589456448 \text{ грн.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 50 \cdot 995 \cdot 8 = 398000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye} = 30 \cdot 2125 \cdot 8 = 510000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 6125 \cdot 8 = 22344000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye} = 1,1 \cdot 5700000 \cdot 995 \cdot 8 = 5 \cdot 10^{10} \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на водовідлив по похилому стволу

$$E_{в.о.} = q_{в.о.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 995 \cdot 8 = 1497276 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (995 + 6125) \cdot 8 = 83790000 \text{ грн./рік.}$$

Сумарні експлуатаційні витрати

$$\begin{aligned} \sum E_3 &= E_c + E_{кв} + E_o + E_n + E_{в.о.} + E_{ве} = 398000 + 510000 + 22344000 + \\ &+ 5 \cdot 10^{10} + 1497276 + 83790000 = 5,01 \cdot 10^{10} \text{ грн.} \end{aligned}$$

Питомі витрати по варіанту №2 (схема розкриття похилим стволем)

$$Z_{yd} = \frac{E_n \sum K_3}{A} + \frac{\sum E_3}{Z_{бал}} = \frac{0,15 \cdot 589456448}{5700000} + \frac{5,01 \cdot 10^{10}}{190771200} = 277,62 \text{ грн./т.}$$

Так, як питомі витрати за двома варіантами відрізняються між собою більш ніж на 10%, то оптимальним варіантом схеми розкриття є схема, де використовується вертикальний ствол.

### Контрольні запитання

1. За якими показниками обирають ймовірні схеми розкриття?
2. Що належить до капітальних і експлуатаційних витрат при розрахунку варіанту схеми розкриття?
3. Наведіть, як обирається оптимальний варіант схеми розкриття родовища?

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (з розрахунків) – 40 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 20 балів.

**Критеріями визначення оцінок приймається:**

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

### Практична робота № 3

**Тема:** Обґрунтування схеми підготовки

**Мета роботи:** Надбання умінь з обґрунтування схеми підготовки у заданих гірничо-геологічних умовах

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Накреслити дві ймовірні схеми підготовки рудного покладу;
2. Для кожної схеми підготовки розрахувати питомі сумарні витрати;
3. Вибрати оптимальну схему підготовки за мінімальними питомими сумарними витратами.

**Хід роботи:**

1. Добір схеми розташування підготовчих виробок проводиться на підставі техніко-економічного порівняння варіантів схем підготовки за питомими сумарними витратами на 1 т видобутої руди:

$$C_{\text{пит.відг}} = \frac{(Z_{\text{пров}} + Z_{\text{від}} + Z_{\text{тр}} + Z_{\text{вент}}) - Z_{\text{відш}}}{Z_{\text{бал}} \cdot \frac{K_{\text{вид}}}{(1 - R_p)}}, \text{ грн./т}, \quad (3.1)$$

де  $Z_{пров}$  – витрати на проведення підготовчих виробок, грн.;  $Z_{под}$  – витрати на підтримання підготовчих виробок, грн.;  $Z_{тр}$  – витрати на транспортування руди по підготовчим виробкам, грн.;  $Z_{вент}$  – витрати провітрювання підготовчих виробок, грн.;  $Z_{возм}$  – відшкодування витрат від попутно видобування руди, грн.

За даними отриманих з розрахунку питомих сумарних витрат на 1 т здобутої руди обирають варіант підготовки, у якого цей показник найменший.

Добір схеми підготовки відкотного горизонту здійснюють у наступній послідовності.

2. При заданій річній продуктивності шахти і місячної продуктивності одного блоку 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  $P_{\text{бл}}$  – місячна продуктивність блоку, т/міс; 1,3 – 30% резерву числа блоків в одночасному відпрацюванні.

3. Залежно від довжини блоку в поверсі може розміститися наступна кількість блоків

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

де  $L_{\text{прост}}$  – довжина родовища за простяганням, м;  $L_{\text{бл}}$  – довжина блоку, м.

4. Балансові запаси руди в поверсі

$$Z_{\text{бал. нов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{нов.}} \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (3.4)$$

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

5. Тривалість відпрацювання запасів руди в поверсі

$$T_{\text{нов.}} = \frac{Z_{\text{бал. нов.}} \cdot K_{\text{вид}}}{A \cdot (1 - R_p)}, \text{ років.} \quad (3.5)$$

6. Витрати на проведення штрека

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

де  $C_{\text{штр}}$  – собівартість проведення штрека, 250 – 300 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{штр}}$  – площа поперечного перетину штрека, однопутьового – 10 – 12 м<sup>2</sup>, двопутьового – 12 – 16 м<sup>2</sup>;  $L_{\text{штр}}$  – довжина штрека, м.

Таблиця 3.1

Вихідні дані для підрахунку запасів рудного родовища

№ варіанта з/п	Горизонтальна потужність покладу, $m$ , м	Довжина родовища по простяганню, $L_{прост}$ , м	Довжина блоку, $L_{бл}$ , м	Місячна продуктивність блоку, $P_{бл}$ , т/міс	Коефіцієнт видобутку, $K_{вид}$ , ч. од.	Зубожіння руди, $R_p$ , ч. од.	Об'ємна щільність руди в масиві, $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	Проектна виробнича потужність шахти, $A$ , т/рік	Висота поверху, $h_{пов}$ , м	Собівартість 1 т руди від попутного видобутку, $C_o$
<b>0</b>	<b>30</b>	<b>900</b>	<b>60</b>	<b>100000</b>	<b>0,95</b>	<b>0,088</b>	<b>4</b>		75	20
1	15	950	30	70000	0,94	0,082	3,9	Приймається за результатами ПР №1	60	12
2	20	1000	35	80000	0,93	0,078	3,8		65	14
3	25	1050	40	90000	0,92	0,072	3,7		70	16
4	35	1100	45	100000	0,95	0,088	3,6		80	18
5	40	1150	50	110000	0,94	0,082	3,5		85	22
6	18	950	55	60000	0,93	0,078	3,4		80	20
7	22	1000	60	75000	0,92	0,072	3,3		75	12
8	28	1050	65	95000	0,95	0,088	3,2		60	14
9	34	1100	70	105000	0,94	0,082	3,1		50	16
10	38	1150	75	125000	0,93	0,078	3,0		40	18
11	16	950	30	55000	0,92	0,072	4		60	22
12	19	1000	35	75000	0,95	0,088	3,9		65	20
13	33	1050	40	95000	0,94	0,082	3,8		70	12
14	21	1100	45	85000	0,93	0,078	3,7		80	14
15	27	1150	50	105000	0,92	0,072	3,6		85	16
16	15	950	55	70000	0,95	0,088	3,5		80	18
17	20	1000	60	80000	0,94	0,082	3,4		75	22
18	25	1050	65	90000	0,93	0,078	3,3		60	20
19	35	1100	70	100000	0,92	0,072	3,2		50	12
20	40	1150	75	110000	0,95	0,088	3,1		40	14
21	18	950	30	60000	0,94	0,082	3,0		60	16
22	22	1000	35	75000	0,93	0,078	4		65	18
23	28	1050	40	95000	0,92	0,072	3,9		70	22
24	34	1100	45	105000	0,95	0,088	3,8		80	20
25	38	1150	50	125000	0,94	0,082	3,7		85	12
26	16	950	55	55000	0,93	0,078	3,6		80	14
27	19	1000	60	75000	0,92	0,072	3,5		75	16
28	33	1050	65	95000	0,95	0,088	3,4		60	18
29	21	1100	70	85000	0,94	0,082	3,3		50	22
30	27	1150	75	105000	0,93	0,078	3,2		40	20

7. Витрати на підтримку штреку за період відпрацювання поверху

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

де  $C_{\text{под.штр}}$  – витрати на підтримку і ремонт штреку, які дорівнюють 200 – 220 у.о./м·рік.

8. Витрати на транспортування руди по штреку

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

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

Витрати на вентиляцію штреку

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

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

9. Визначаємо відшкодування витрат від попутно видобутої 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, від попутного видобування, у.о.

### Приклад рішення

Для підготовки рудного покладу можуть бути використані наступні схеми підготовки (рис. 3.1):

- схема підготовки за допомогою тупикових ортів і рудних штреків, проведених у лежачому боці родовища;
- схема підготовки за допомогою тупикових ортів і польових штреків, проведених у лежачому боці родовища.

Кількість блоків, що знаходиться в одночасному відпрацюванні

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

Число блоків, що можуть розміститися в поверху

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

Балансові запаси руди в поверсі

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



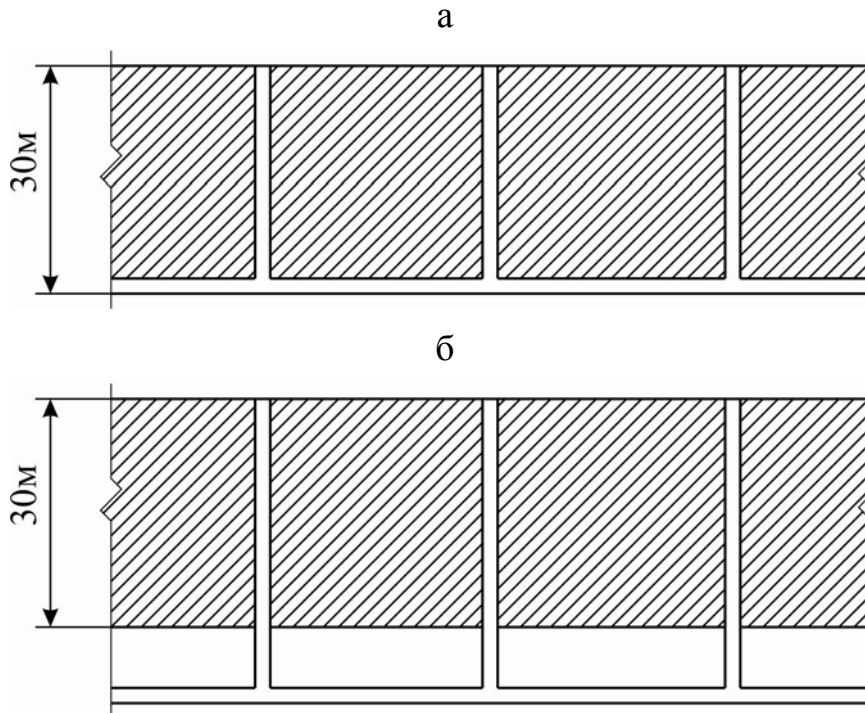


Рис. 3.1. Схеми підготовки рудного покладу: а – схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку; б – схема підготовки тупиковими ортами і польовим штреком лежачого боку

Тривалість відпрацювання запасів руди в поверсі

$$T_{нов} = \frac{Z_{бал.нов.} \cdot K_{вид}}{A \cdot K_p} = \frac{8100000 \cdot 0,95}{5700000 \cdot (1 - 0,088)} = 1,5 \text{ роки.}$$

1. Розрахунок питомих сумарних витрат для варіанта №1 схеми підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку

Витрати на проведення штрека

$$Z_{пров} = C_{штр} \cdot S_{штр} \cdot L_{штр} \cdot K_{yo} = 280 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 8 = 30240000 \text{ грн.}$$

Витрати на підтримку штреку за період відпрацювання поверху

$$Z_{під} = C_{под.штр} \cdot L_{штр} \cdot T_{нов} \cdot K_{yo} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 8 = 2160000 \text{ грн.}$$

Витрати на транспортування по штреку за період відпрацювання поверху

$$Z_{тр} = C_{тр} \cdot L_{штр} \cdot Z_{бал.нов.} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 4665600 \text{ грн.}$$

Витрати на вентиляцію штрека

$$Z_{вент} = C_{вент} \cdot L_{штр} \cdot Z_{бал.нов.} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 17496000 \text{ грн.}$$

Розмір відшкодування витрат від попутно видобування при проведенні підготовчого штрека по руді

$$Z_{\text{відш}} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot \gamma_p \cdot K_{yo} = 1,15 \cdot 20 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 4 \cdot 8 = 9936000 \text{ грн.}$$

Питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №1

$$C_{\text{пит.нідг}} = \frac{(30240000 + 2160000 + 4665600 + 17496000) - 9936000}{8100000 \cdot \frac{0,95}{(1 - 0,088)}} = 5,29 \text{ грн./т.}$$

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

Витрати на проведення штреку

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штр}} \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot K_{yo} = 280 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 8 = 30240000 \text{ грн.}$$

Витрати на підтримання штрека за період відпроцювання поверху

$$Z_{\text{нід}} = C_{\text{нід.штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot T_{\text{нов}} \cdot K_{yo} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 8 = 2160000 \text{ грн.}$$

Витрати на транспортування по штреку за весь період відпроцювання поверху

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{yo} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 4665600 \text{ грн.}$$

Витрати на вентиляцію штрека

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{yo} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 17496000 \text{ грн.}$$

Питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №2

$$C_{\text{пит.нідг}} = \frac{(30240000 + 2160000 + 4665600 + 17496000)}{8100000 \cdot \frac{0,95}{(1 - 0,088)}} = 6,47 \text{ грн./т}$$

За отриманими результатами розрахунку питомих сумарних витрат зробимо висновок, що для підготовки відкотного горизонту підходить схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку.

### Контрольні запитання

1. За якими показниками обирають ймовірні схеми підготовки відкотного горизонту?
2. Як розраховуються питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди?
3. Наведіть як обирається оптимальний варіант схеми підготовки відкотного горизонту?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (з розрахунків) – 40 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 20 балів.

### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота № 4

**Тема:** Розкриття та підготовка нового горизонту

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку та складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту шахти

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Визначити час розкриття та підготовки нового горизонту;
2. Визначити всі необхідні параметри розкривних і підготовчих виробок;
3. Розрахувати і скласти календарний план розкриття і підготовки нового горизонту.

### Хід роботи:

Балансові запаси руди в поверсі

$$Z_{\text{бал.нов}} = L_{\text{прост}} \cdot m_2 \cdot h_{\text{нов}} \cdot \gamma_p, \text{ млн. т,} \quad (4.1)$$

де  $L_{\text{прост}}$  – довжина родовища за простяганням, м (див. табл. 4.1);  $m_2$  – горизонтальна потужність покладу, м (див. табл. 4.1);  $h_{\text{нов}}$  – висота поверху, дорівнює 60 – 120 м;  $\gamma_p$  – щільність руди, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 4.1).

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

$$t_{pn} = \frac{Z_{\text{бал.нов}}}{A \cdot K_o}, \text{ років,} \quad (4.2)$$

де  $A$  – річна продуктивність шахти, млн. т/рік (див. табл. 4.1);  $K_o$  – коефіцієнт випередження підготовчих робіт у залежності від ступеня розвіданості, обводненості та складності геологічної будови масиву порід, який дорівнює 1,2 – 1,5.

З умови відпрацювання 50 – 60% запасів руди в поверсі очисні роботи на новому горизонті повинні початися через

$$t_{оч} = \frac{(0,5...0,6) \cdot Z_{\text{бал.нов}}}{A}, \text{ років.} \quad (4.3)$$

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

$$t_{\text{від}} = K_o \cdot t_{pn}, \text{ років.} \quad (4.4)$$

Таблиця 4.1

Вихідні данні для розрахунку розкриття та підготовки нового горизонту

№ варіанта з/п	Довжина родовища по простяганню, $L_{прост}$ , м	Горизонтальна потужність покладу, $m_e$ , м	Щільність руди, $\gamma_p$ , т/м <sup>3</sup>	Річна продуктивність шахти, $A$ , млн. т/рік	Відстань між відкотними ортами, $a_{орт}$ , м	Довжина квершлягу, $L_{кв-г}$ , м	Довжина орту, $L_{орт}$ , м	Довжина заїзду до ствола, $L_{заїзд}$ , м	Площа поперечного перерізу, м <sup>2</sup>		
									Квершлаг, заїзд до ствола	Штрек	Орт
0	1000	40	4,0	3,5	20	800	60	50	15	12	12
1	1100	45	3,9	3,6	25	850	65	55	14	11	11
2	1200	50	3,8	3,7	30	900	70	60	16	13	12
3	1300	55	3,7	3,8	20	950	75	50	17	14	15
4	1400	60	3,6	3,9	25	800	80	55	15	13	12
5	1500	65	3,5	4,0	30	850	85	60	12	11	11
6	1000	70	3,4	3,9	20	900	90	50	13	12	11
7	1100	75	3,3	3,8	25	950	95	55	14	12	12
8	1200	80	3,2	3,7	30	800	100	60	15	13	12
9	1300	40	3,1	3,6	20	850	60	50	16	15	14
10	1400	45	3,0	3,5	25	900	65	55	15	12	12
11	1500	50	4,0	3,6	30	950	70	60	14	11	11
12	1000	55	3,9	3,7	20	800	75	50	16	13	12
13	1100	60	3,8	3,8	25	850	80	55	17	14	15
14	1200	65	3,7	3,9	30	900	85	60	15	13	12
15	1300	70	3,6	4,0	20	950	90	50	12	11	11
16	1400	75	3,5	3,9	25	800	95	55	13	12	11
17	1500	80	3,4	3,8	30	850	100	60	14	12	12
18	1000	40	3,3	3,7	20	900	60	50	15	13	12
19	1100	45	3,2	3,6	25	950	65	55	16	15	14
20	1200	50	3,1	3,5	30	800	70	60	15	12	12
21	1300	55	3,0	3,6	20	850	75	50	14	11	11
22	1400	60	4,0	3,7	25	900	80	55	16	13	12
23	1500	65	3,9	3,8	30	950	85	60	17	14	15
24	1000	70	3,8	3,9	20	800	90	50	15	13	12
25	1100	75	3,7	4,0	25	850	95	55	12	11	11
26	1200	80	3,6	3,9	30	900	100	60	13	12	11
27	1300	40	3,5	3,8	20	950	60	50	14	12	12
28	1400	45	3,4	3,7	25	800	65	55	15	13	12
29	1500	50	3,3	3,6	30	850	70	60	16	15	14
30	1000	55	3,2	3,5	20	900	75	50	15	12	12

Календарний план розкриття і підготовки горизонту складають у вигляді лінійного або сітьового графіків (рис. 4.1). У графі 1 перераховуються всі виробки та види робіт, необхідні для розкриття та підготовки горизонту при прийнятій схемі (проведення виробок пристволового двору, квершлагів, штреків, ортів і т.д.).

Найменування робіт	Площа поперечного перерізу, м	Довжина, м		Об'єм, м <sup>3</sup>		Середня швидкість проходки, м/міс	Тривалість проходки, міс.	2011				2012				2013				2014			
		По породі	По рулі	По породі	По рулі			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	23	24

Рис. 4.1. Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту

У графі 2, 3 і 4 вносять дані по виробкам і видам робіт. Об'єм породи або руди (гр. 5 і 6) розраховується як гр. 2 × гр. 3 або 4. Швидкість проведення виробок (гр. 7) розраховується або приймається згідно норм технологічного проектування. Технічна швидкість проведення виробок буропідривним способом, армування стволів, прокладання трубопроводів і навішування кабелів слід приймати не нижче норм, наведених в табл. 4.2. За відомими довжини виробки та її швидкості проведення, розраховують час її спорудження (гр. 8) як гр. 3 або 4 / гр. 7. Послідовність проходки виробок встановлюють з урахуванням забезпечення заданого (необхідного) часу розкриття та підготовки горизонту та нормального розвитку гірничих робіт.

У більшості випадків поглиблення стволів шахт виконують з випередженням на один-два поверхи паралельно з підготовкою верхніх горизонтів. В цьому випадку час виконання зазначених робіт не включають в загальний час підготовки горизонту.

При плануванні важливо встановити черговість і перелік виробок і робіт, які виконуються послідовно, щоб визначити загальний час підготовки горизонту. Наприклад, проведення частини пристволового двору, квершлягу, відкотного штреку більшої довжини.

За встановленою черговістю та переліком виробок складають календарний графік послідовно виконуваних робіт. Час їх виконання буде дорівнювати або трохи менше  $t_{pn}$  і  $t_{vid}$  за умови 4.4. Тому календарний план допрацьовують, включаючи інші роботи, які можна виконувати паралельно. Якщо загальний час послідовного виконання виробок, які проходяться, виявиться більше припустимого часу підготовки горизонту, то необхідно шукати шляхи зменшення загального часу проходки (швидкісна проходка окремих виробок, двостороння підготовка горизонту тощо).

## Нормативна швидкість проведення виробок

Тип гірничих виробок і вид робіт	Швидкість виконання робіт, м/міс
Стволи:	
- вертикальні;	55
- похилі;	50
- поглиблення вертикальних стволів	25
Пристволові двори і камери (на один вибій) і сполосучення виробок (на одне сполосучення)	400
Квершлаги та польові штреки	70
Горизонтальні виробки по корисній копалині (штреки, орти)	110
Похилі виробки, які проходять знизу ввєрх:	
- по корисній копалині;	95
- польові	70
Похилі виробки, які проходять зверху вниз:	
- по корисній копалині;	80
- польові	60
Капітальні рудоспуски та підняттяєві	45
Армування стволів:	
- установка розстрілів та навішування жорстких провідників;	300
- навішування канатних провідників (в одну нитку)	5000
Прокладання трубопроводів (в одну нитку)	2000
Навішування кабелів (в одну нитку)	7000

Розрахунок календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту здійснюють згідно розрахункової схеми нового горизонту, наведеній на рис. 4.2, на якій нанесені необхідні розміри та довжина виробок. Згідно табл. 4.1 та розрахункової схеми визначають довжину всіх необхідних виробок. Загальну довжину ортів крила покладу

$$L_{\text{заг.орт}} = L_{\text{орт}} \cdot \left( \frac{L_{\text{штр.}}}{a_{\text{орт}}} + 1 \right), \text{ м}, \quad (4.5)$$

де  $L_{\text{орт}}$  – довжина орта, м (див. табл. 4.1);  $L_{\text{штр.}}$  – довжина штрека, дорівнює довжині родовищу за простяганням, м;  $a_{\text{орт}}$  – відстань між центрами ортів, м (див. табл. 4.1).

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

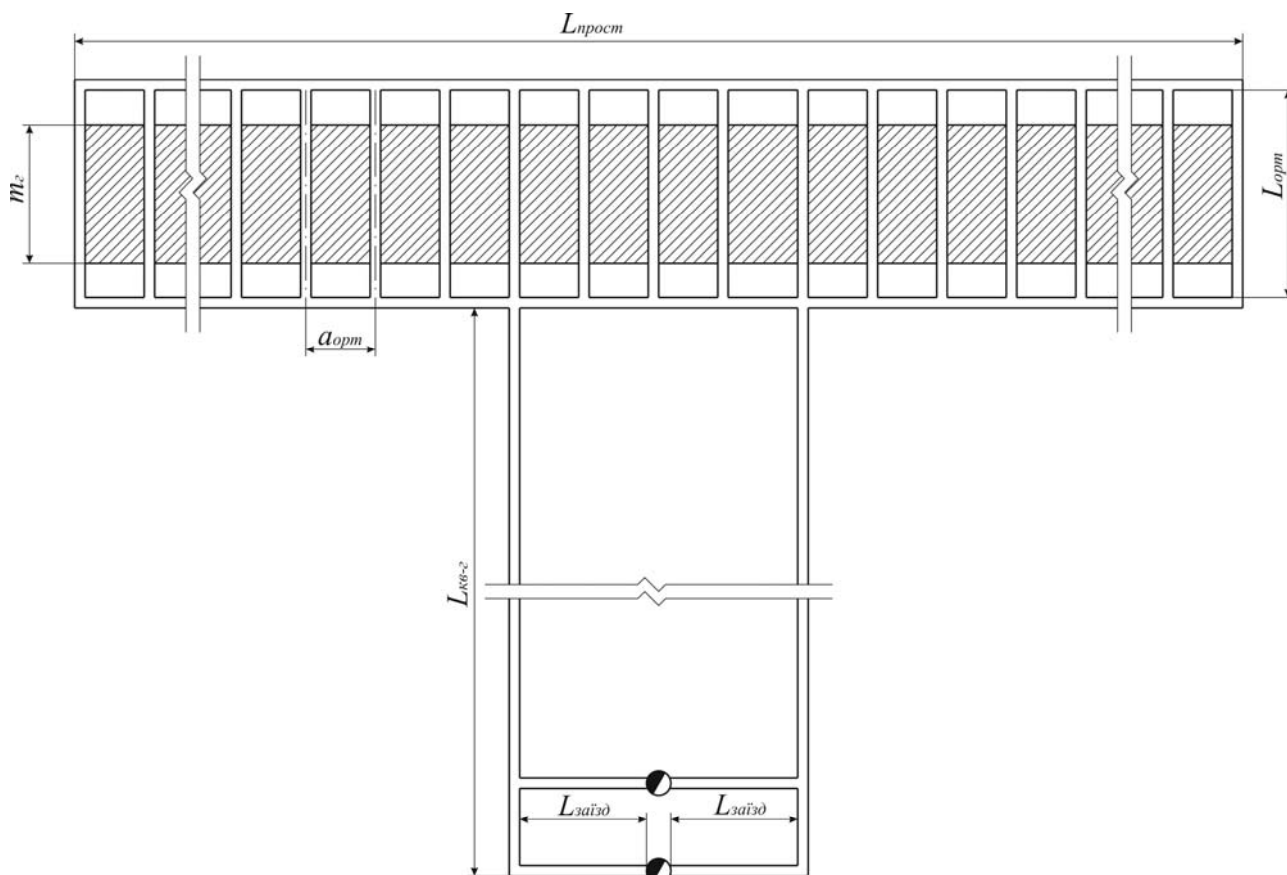


Рис. 4.2. Розрахункова схема для складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту

### Приклад рішення

1. Балансові запаси руди в поверхсі знаходимо за формулою 4.1

$$Z_{\text{бал.нов}} = L_{\text{прост}} \cdot m_{\text{г}} \cdot h_{\text{нов}} \cdot \gamma_p = 1000 \cdot 40 \cdot 100 \cdot 4,0 = 16 \text{ млн. т.}$$

2. Час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат і збіднення руди визначаємо за формулою 4.2

$$t_{\text{рн}} = \frac{Z_{\text{бал.нов}}}{A \cdot K_o} = \frac{16}{3,5 \cdot 1,3} = 3,5 \text{ роки.}$$

3. Визначимо через скільки років повинні розпочатися очисні роботи на новому горизонті за формулою 4.3

$$t_{\text{оч}} = \frac{(0,5 \dots 0,6) \cdot Z_{\text{бал.нов}}}{A} = \frac{0,6 \cdot 16}{3,5} = 2,7 \text{ року.}$$

4. Загальну довжину ортів крила покладу визначаємо за формулою 4.5

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

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



Найменування робіт	Площа попереднього перерізу, м <sup>2</sup>		Довжина, м		Об'єм, м <sup>3</sup>		Середня швидкість проходки, м/міс	Тривалість проходки, міс.	Квартали															
	По породі		По породі		По породі				2011				2012				2013				2014			
	2	3	4	5	6	7			8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
Проходка заїзду до головного стволу	15	100		1500		70	1,4																	
Проходка заїзду до допоміжного стволу	15	100		1500		70	1,4																	
Проходка квершлягу №1	15	800		12000		70	11,4																	
Проходка квершлягу №2	15	800		12000		70	11,4																	
Проходка штреку лежачого боку лівого крила	12	500		6000		70	7,1																	
Проходка штреку лежачого боку правого крила	12	500		6000		70	7,1																	
Проходка штреку висячого боку лівого крила	12	500		6000		70	7,1																	
Проходка штреку висячого боку правого крила	12	500		6000		70	7,1																	
Проходка оргів лівого крила	12		1530		18360	110	13,9																	
Проходка оргів правого крила	12		1530		18360	110	13,9																	

Рис. 4.3. Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту

## Контрольні запитання

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

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Практична робота № 5

**Тема:** Проектування контурів блока

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку прогнозних даних з визначення параметрів технологічних блоків за середнім вмістом металу в рудній масі

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Розрахувати середній вміст металу в рудній масі в передбачуваних контурах блока.
2. Прийняти контур блока за допустимим вмістом металу.
3. Розрахувати кількість металу в рудному тілі та рудній масі в прийнятих контурах блока.

**Хід роботи:**

Проектування контурів технологічних блоків виконується за умови якості руди, що видобувається. Ці умови висувають споживачі товарної продукції.

За вихідними даними будують геометричні розміри проекрованої ділянки рудного покладу у відповідному масштабі.

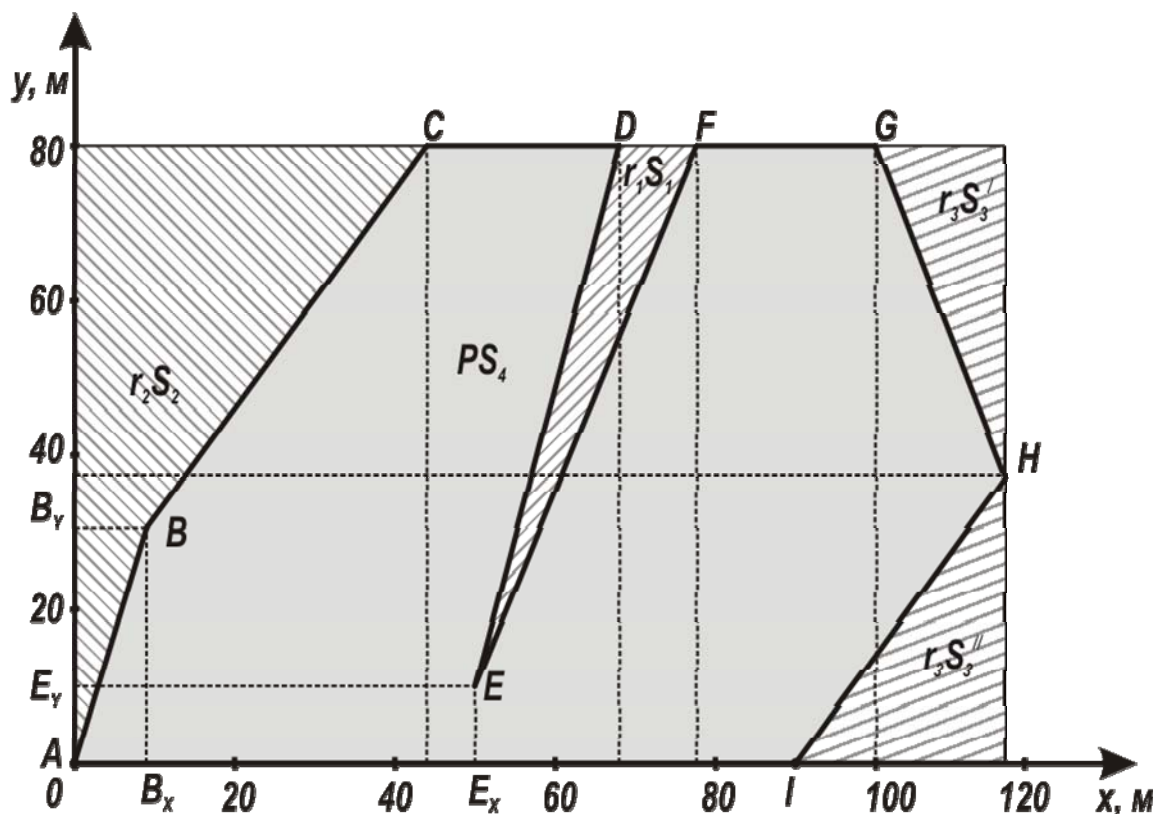


Рис. 5.1. Розрахункова схема для визначення контуру блока при складній конфігурації рудного тіла

1. Середній вміст заліза в рудній масі в передбачуваних контурах блока, %

$$P_{pm} = \frac{r_1 S_1 + r_2 S_2 + r_3 S_3 + P S_4}{S_{\text{бл}}}, \quad (5.1)$$

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 і лежачого боків та рудного тіла й блока в цілому,  $\text{м}^2$ .

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

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

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

При невиконанні поставленої умови змінюють прийняті контури блока.

З перевищенням верхнього значення за якістю (48%) необхідно збільшити передбачуваний контур блока з лежачого боку. З зниженням 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  $S_3$  ( $S_3 = S_3' + S_3'' + S_3^n$ ),  $S_4$  та  $S_{\text{бл}}$

3. Об'єм металу в рудному тілі в прийнятих контурах блока:

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

де  $h_n$  – висота технологічного блока, м;

4. Об'єм металу в рудній масі в прийнятих контурах блока

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

### Приклад рішення

1. Середній вміст заліза в рудній масі в передбачуваних контурах блока визначимо за формулою 5.1

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

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

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

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

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

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,  $\text{м}^2$ ; отримана в результаті арифметичних розрахунків.

Скоригуємо контур блока, який складає площину вертикального перерізу:

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

3. Об'єм металу в рудному тілі у прийнятих контурах блока визначимо за формулою 5.3

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

4. Об'єм металу в рудній масі в прийнятих контурах блока визначимо за формулою 5.4

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

5. 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 $V$ , $\text{м}^3$	319872,0
Об'єм металу в рудній масі $V_{pm}$ , $\text{м}^3$	604800,0
Потужність рудного покладу $m$ , м	210,0

6. Контур блока при складній конфігурації рудного тіла представлений нижче.

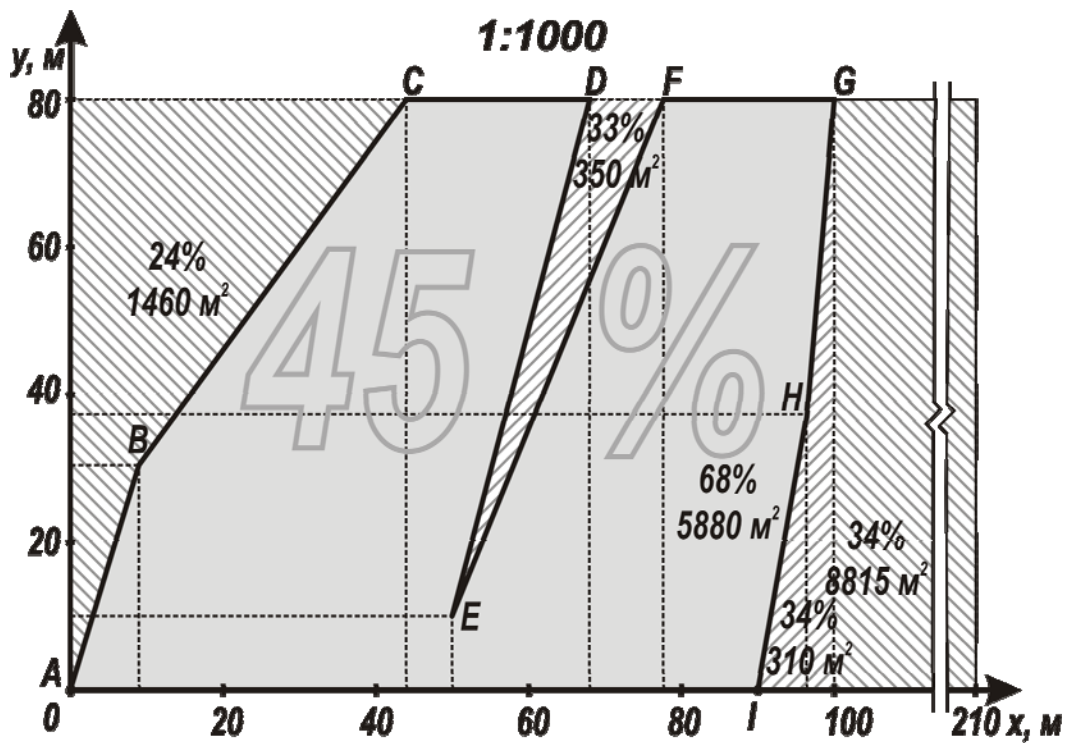


Рис. 5.2. Прийнятий контур блока при складній конфігурації рудного тіла

Таблиця 5.1

Вихідні дані для проектування контурів блока

№ варіанта з/п	Ордината	A	B	C	D	E	F	G	H	I	P	r <sub>1</sub>	r <sub>2</sub>	r <sub>3</sub>
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
	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

№ варіанта з/п	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	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
	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				

## Контрольні запитання

1. Мета проектування 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?

## Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.



## Практична робота № 6

**Тема:** Календарний план відпрацювання поверху

**Мета роботи:** Надбання умінь розрахунку та складання календарного плану відпрацювання запасів руди в поверсі

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Визначити середньо змінну продуктивність шахти та змінну продуктивність системи розробки по шахті в цілому;
2. Визначити кількість одночасно діючих вибоїв за системою розробки;
3. Скласти календарний план відпрацювання запасів руди в поверсі.

**Хід роботи:**

1. Середня змінна продуктивність шахти

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

де  $A_p$  – річна продуктивність шахти, т/рік (див. табл. 4.1);  $n_p$  – кількість робочих днів на рік, дорівнює 305;  $n_{зм}$  – кількість змін на добу, дорівнює 3 або 4.

2. Питома вага системи розробки

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

де  $S_{ср}$  – рудна площа поверху, яка знаходиться у розробці за допомогою даної системи розробки,  $\text{м}^2$ . При розробці поверху однією системою розробки  $S_{ср} = L_{прост} \cdot m_2$ ;  $L_{прост}$  – довжина родовища за простяганням, м (табл. 4.1);  $m_2$  – горизонтальна потужність покладу, м (див. табл. 6.1).

3. Змінна продуктивність системи розробки по шахті в цілому

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

4. Кількість одночасно діючих на шахті вибоїв за системою розробки, що знаходяться у стадіях:

- у підготовки

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

- у нарізки

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

- у очисного виймання

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

де  $\beta_n, \beta_n, \beta_{оч}$  – відповідно, питома вага підготовчих, нарізних і очисних робіт у змінному видобутку за системою розробки, %, (табл. 6.1);  $P_{нв}, P_{нв}, P_{оч}$  – відповідно, продуктивність підготовчого, нарізного і очисного вибоїв, т/зміну, (табл. 6.1).

Таблиця 6.1

Питома вага і продуктивність  
підготовчих, нарізних та очисних вибоїв при різних системах розробки

№ варіанта з/п	Питома вага вибою у змінному видобутку, %			Продуктивність вибоїв, т/зміну			Горизонтальна потужність покладу, $m_2$ , м	Висота блоку, $h$ , м	Довжина блоку, $L_{bl}$ , 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

## 5. Запаси руди в блоці

$$V_{\sigma} = L_{\sigma} \cdot m_{\sigma} \cdot h \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (6.7)$$

де  $L_{\sigma}$  – довжина блоку, м (див. табл. 6.1);  $h$  – висота блоку, м (див. табл. 6.1);  $\gamma_p$  – щільність руди, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 4.1).

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

1. Планомірність відпрацювання блоків відповідно до прийнятого порядку виїмання запасів руди в поверсі, обумовленим гірничотехнічними особливостями, характером і величиною проявів гірського тиску, нерівномірністю вмісту корисного компонента в рудах і т.д.

2. Виконання встановлених обсягів видобутку руди в цілому по шахті і стабільний видобуток руди по кожній із застосовуваних систем розробки відповідно до їх питомою вагою в загальному видобутку.

3. Постійний вміст корисного компонента в рудній масі, що видобувається.

4. Максимальну концентрацію гірничих робіт. Календарний план відпрацювання запасів руди в поверсі складають після добору, проектування та розрахунку застосовуваних систем розробки, визначення кількості діючих вибоїв за кожною з них.

На плані горизонту і вертикальній проекції родовища по простяганню рудного покладу розбивають на блоки відповідно до прийнятих параметрів (рис. 6.1).

Календарний план відпрацювання запасів руди в поверсі звичайно розробляють у вигляді таблиці представленої на рис. 6.2.

У графі 1, 2 заносять номери всіх блоків у поверсі і вживану систему розробки. Промисловий запас руди в блоці (гр. 3) обчислюють за формулою (6.7). Коефіцієнти видобутку та збіднення (гр. 4, 5) приймають за результатами розрахунків або за нормативними даними. Видобуток рудної маси по кожному блоку (гр. 6) визначають за формулою 6.8.

$$A_{\text{вид}} = \frac{A_{\sigma} \cdot K_{\text{вид}}}{(1 - R)}, \text{ т,} \quad (6.8)$$

де  $A_{\sigma}$  – промисловий запас руди в блоці, т;  $K_{\text{вид}}$  – коефіцієнт видобутку, дорівнює 0,81 – 0,98;  $R$  – коефіцієнт збіднення, дорівнює 0,11 – 0,15.

Кількість діючих вибоїв у блоці (гр. 7, 8, 9) визначають залежно від особливостей і конструкції системи розробки або визначають за формулами (6.4) – (6.6). Розподіл запасів руди в блоці за видами робіт (гр. 10, 12, 14) приймають з табл. 6.1 і по кожному блоку (гр. 11, 13, 15) визначають як ((гр. 10, 12, 14) / 100) × гр. 6.

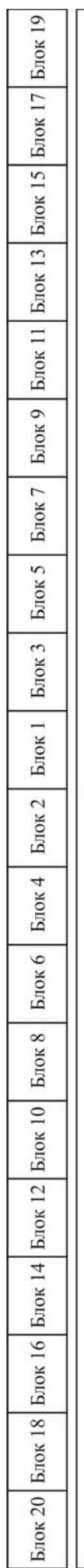


Рис. 6.1. Схематичний план горизонту

№ блоку	Система розробки	Запаси руди в блоці, т	Збільшення, %	Видобуток, %	Рудна маса яку видобувають, т	Число діючих вибоїв в блоці			Розподіл запасів руди в блоці за видами робіт				Продуктивність вибою				Продуктивність блоку				Тривалість робіт, міс.		Роки																														
						Підготовчих	Нарізних	Очисних	Підготовчого	Нарізного	Очисного		У стадії підготовки	У стадії нарізки	У стадії очисного вищипання		По підготовці	По нарізці	По оцінці вищипу	2011				2012				2013				2014				2015																	
											Т	%			Т	%				Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну	Т/міс.	Т/змінну		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4

Рис. 6.2. Форма складання календарного плану відпрацювання запасів руди в поверсі

Продуктивність вибоїв і блоків приймають згідно з табл. 6.1. За розподілом запасів руди в блоці за видами робіт, місячної продуктивності вибоїв і блоків встановлюють тривалість виконання робіт (гр. 28, 29, 30). На графіку відзначають тривалість підготовки, нарізки і відпрацювання запасів руди кожного блоку, включаючи у відпрацювання блоки відповідно до прийнятого порядку і напрямом виїмки поверху. При цьому загальна сума гр. 23, 25, 27 або 22, 24, 26 повинна бути дорівнює відповідно місячної та добової продуктивності шахти.

### Приклад рішення

1. Середня змінна продуктивність шахти визначається за формулою 6.1

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

2. Питома вага системи розробки визначається за формулою 6.2

$$S_{cp} = L_{прост} \cdot m_z = 1000 \cdot 15 = 15000 \text{ м}^2;$$

$$\mu_{cp} = \frac{S_{cp}}{L_{прост} \cdot m_z} = \frac{15000}{1000 \cdot 15} = 1 \text{ ч. од.}$$

3. Змінна продуктивність системи розробки по шахті в цілому визначається за формулою 6.3

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

4. Кількість одночасно діючих на шахті вибоїв по системі розробки:

- у підготовці

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

Приймаємо 10 вибоїв у підготовці.

- у нарізці

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

Приймаємо 3 вибою у нарізці.

- у очисному вийманні

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

Приймаємо 10 вибоїв у очисному вийманні.

5. Запаси руди в блоці визначають за формулою 6.7

$$V_{\sigma} = L_{\sigma} \cdot m_z \cdot h \cdot \gamma_p = 50 \cdot 15 \cdot 75 \cdot 4,0 = 225000 \text{ т.}$$



6. Видобуток рудної маси по кожному блоку знаходять за формулою 6.8

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

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

### Контрольні питання

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

### Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання завдань можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (з розрахунків) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

#### Критеріями визначення оцінок приймається:

- «Відмінно» – більше 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати та уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

## Список літератури

1. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – Киев; Донецк.: Вища шк. Головное изд-во, 1987. – 216 с.
2. Кучерявенко, І.А. Проектування підземних рудників [Текст] / І.А. Кучерявенко. – К.: ІСДО, 1995. – 248 с.
3. Кучерявенко, И.А. Автоматизированное проектирование подземных рудников [Текст] / И.А. Кучерявенко. – К.: УМК ВО, 1992. – 244 с.
4. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [Текст] / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
5. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг.: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
6. Кучерявенко, І.А. Проектування підземних рудників [Текст] / І.А. Кучерявенко, Ю.Г. Вілкул, М.І. Ступнік – Кривий Ріг: ВЦ КТУ, 2010. – 332 с.



**Хоменко Олег Євгенович**  
**Кононенко Максим Миколайович**  
**Мальцев Дмитро Валерійович**

## **ПРОЕКТУВАННЯ РУДНИХ ШАХТ**

### **МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ до практичних занять**

освітньо-професійної програми підготовки  
спеціалістів і магістрів спеціальності 7 (8).05030101  
Розробка родовищ та видобування корисних копалин

Друкується у авторській редакції.

Підписано до друку 15.05.2012. Формат 30×42/4.  
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 3,1.  
Обл.-вид. арк. 3,1. Тираж 70 пр. Зам. №

ДВНЗ «Національний гірничий університет»  
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.