

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
імені ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
до виконання практичних робіт з дисципліни
"Геомеханічне забезпечення гірничих робіт"
*(для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво»
освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання)*
(Електронне видання)

ЗАТВЕРДЖЕНО
на засіданні кафедри фармації,
виробництва та технологій
Протокол № 10 від 25.03.2025 р.

УДК 622.831.023

Методичні вказівки до виконання практичних робіт з дисципліни "Геомеханічне забезпечення гірничих робіт" (для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво» освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання) (Електронне видання) / Укладач: Д.А. Сорока – Київ: вид-во СНУ ім. В. Даля, 2025. – 71 с.

В методичних вказівках викладено рекомендації до виконання й оформлення практичних робіт. Надані методичні вказівки до виконання практичних занять з геомеханічного забезпечення гірничих робіт супроводжуються необхідною довідковою інформацією.

Укладач:

Д.А. Сорока, ст. викл.

Рецензент:

В.Ю. Тарасов, д.т.н., проф.

ЗМІСТ

Практична робота № 1. Прогноз геомеханічної обстановки проведення виробки.....	4
Практична робота № 2. Визначення напруг у породах навколо виробки.....	25
Практична робота № 3. Оцінка стану виробки за результатами виробничих спостережень.....	30
Практична робота № 4. Оцінка ефективності управління покрівлею в лаві..	38
Практична робота № 5. Розрахунок параметрів зон підвищеного гірського тиску від ціликів, залишених на сусідніх пластах.....	42
Практична робота № 6. Розрахунок параметрів розвантаження масиву гірських порід навколо виробки.....	52
Практична робота № 7. Розрахунок параметрів розташування основних польових виробок у зоні розвантаження.....	64
Список рекомендованої літератури.....	70

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 1

ПРОГНОЗ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ ОБСТАНОВКИ ПРОВЕДЕННЯ ВИРОБКИ

Для прогнозу гірничо-геологічних умов використовуються дані геологічної розвідки, дослідження й виміри при виконанні гірничих робіт, на підставі яких складається прогнозний паспорт проведення виробки. Геологічні фактори, що визначають стійкість виробки: міцність, стійкість, обвалюваність порід, літологічний склад порід на окремих ділянках.

На підставі розрахунків необхідно встановити можливість вивалів породи, ділянки з нестійкими бічними породами.

Стойкість порід визначається відповідно до класифікації М.С. Буличева по величині коефіцієнта S :

$$S = f \frac{K_M \cdot K_R \cdot K_W}{K_N \cdot K_t \cdot K_A \cdot K_\alpha}, \quad (1.1)$$

де f – коефіцієнт міцності порід по М.М. Протод'яконову;

K_M – кількість тріщин основної системи на 1 м ширини виробки, визначається по таблиці 1.1 та формулі:

$$n = 2a/l; \quad (1.2)$$

K_N – кількість систем тріщин (таблиця 1.2);

K_R – впливу шорсткості поверхні тріщин (таблиця 1.3);

K_W – урахує зволоження породи (таблиця 1.4);

K_t – для обліку ступеня розкриття тріщин (таблиця 1.5);

K_A – урахує матеріал у тріщинах з контактами. Якщо контакту ні, тоді $K_A=5$; при широких тріщинах $K_A = 6-20$ (таблиця 1.6);

K_α – для обліку кута між віссю виробки й простяганням основної системи тріщин.

Таблиця 1.1 – Значення коефіцієнта K_M

$n = 2a/l$	≥ 60	60-25	25-12	12-6	менше 6
K_M	0,5-2,5	2,5-5,0	5,0-7,5	7,5-9,0	9,0-10

Таблиця 1.2 – Значення коефіцієнта K_N

Система тріщин	Переривісті	Одна	Одна і шаровість	Дві	Дві і шаровість	Три	Три і шаровість	Чотири	Чотири і шаровість
K_N	0,5-1	2	3	4	6	9	12	15	20

Таблиця 1.3 – Значення коефіцієнта K_R

Тріщини	Переривісті	Нерівні хвилясті	Рівні хвилясті	Дзеркальні хвилясті	Рівні із вторинними матеріалами або породою	Дзеркало ковзання
K_R	4	3	2	1,5	1	0,5

Таблиця 1.4 – Значення коефіцієнта K_W

Породи	Сухі	Вологі	Приплив води краплями	Приплив води струменями
K_W	1	0,8	0,5	0,3

Таблиця 1.5 – Значення коефіцієнта K_t

Розкриття (t), мм	3	3-15	15
K_t	1	2	4

Таблиця 1.6 – Значення коефіцієнта K_A

Заповнювач	Міцний	Пісок і здрібнені породи	Глина	Каолініт, слюда, тальк, графіт
K_A	1	2	3	4

a – ширина виробки, м;

l – середня відстань між тріщинами, м.

Всі коефіцієнти приймаються для найбільш розвинутої (небезпечної) системи тріщин.

Категорії стійкості порід і розміри зони непружних деформацій наведені в таблиці 1.7.

Таблиця 1.7 – Класифікація покрівлі по стійкості

Категорія стійкості порід	Ступінь стійкості порід	Значення коефіцієнта S	Розмір зони непружних деформацій, м
I	Цілком стійкі	Більше 70	---
II	Стійкі	5-70	Менш 0,2
III	Середньої стійкості	1-5	0,2-0,4
IV	Нестійкі	0,05-1	0,4-1,0
V	Досить нестійкі	Менш 0,05	Більше 1,0

Класифікація покрівлі по обвалюємості:

– легкообвалюємая – однорідна із пластів аргілітів, алевролітів, загальною потужністю більше 6-7 потужностей пласту, $\sigma = 40$ МПа;

– середньообвалюємая – однорідна з аргілітів, алевролітів, пластоватих піщаників, загальною потужністю більше 6-7 потужностей пласту, $\sigma = 40-80$ МПа;

неоднорідна, коли над пластом розташовані слабкі породи потужністю до 4 потужностей пласту, а вище піщаники потужністю більше 2 м й σ більше 80 МПа;

– важкообвалюємая – над пластом на відстані менш 3-4 потужностей від нього залягають масивні піщаники й інші породи загальною потужністю більше 2 м й σ більше 80 МПа.

Геологічне порушення характеризується: амплітудою, кутом падіння зміщувача, кутом зустрічі з віссю виробки.

Зона впливу геологічного порушення, тобто зона, де змінюється структурна будова масиву, визначається відповідно до номограми (рис. 1.1), на якій A – амплітуда порушення, м; K – коефіцієнт технічної характеристики середовища:

$$K = \frac{\gamma \cdot h}{\sigma}, \quad (1.3)$$

де γ – об'ємна вага порід, МН/м³ (0,025-0,028);

h – глибина проведення виробки, м;

σ – розрахункова міцність порід, МПа.

З урахуванням зустрічі порушення з віссю виробки (α):

$$l = \frac{l_n}{\cos \alpha}, \quad (1.4)$$

де α – кут між напрямком площини зміщувача й лінією вибою.

Форма можливого вивалу породи з покрівлі визначається по величині адгезії між шарами порід (σ_{ad}) в % до σ_c : призматична – при відношенні рівному 10 %; склепінна – 20 %; східчаста – при 20-50 %; конусна – при 50-70 %.

Орієнтовні значення адгезії, МПа: дзеркало ковзання – 0,02-0,1; рослинний залишок – 0,5-0,8; дрібний рослинний дендрит – 1,5-2,0; при заповненні тріщин глиною – 0,05-0,1.

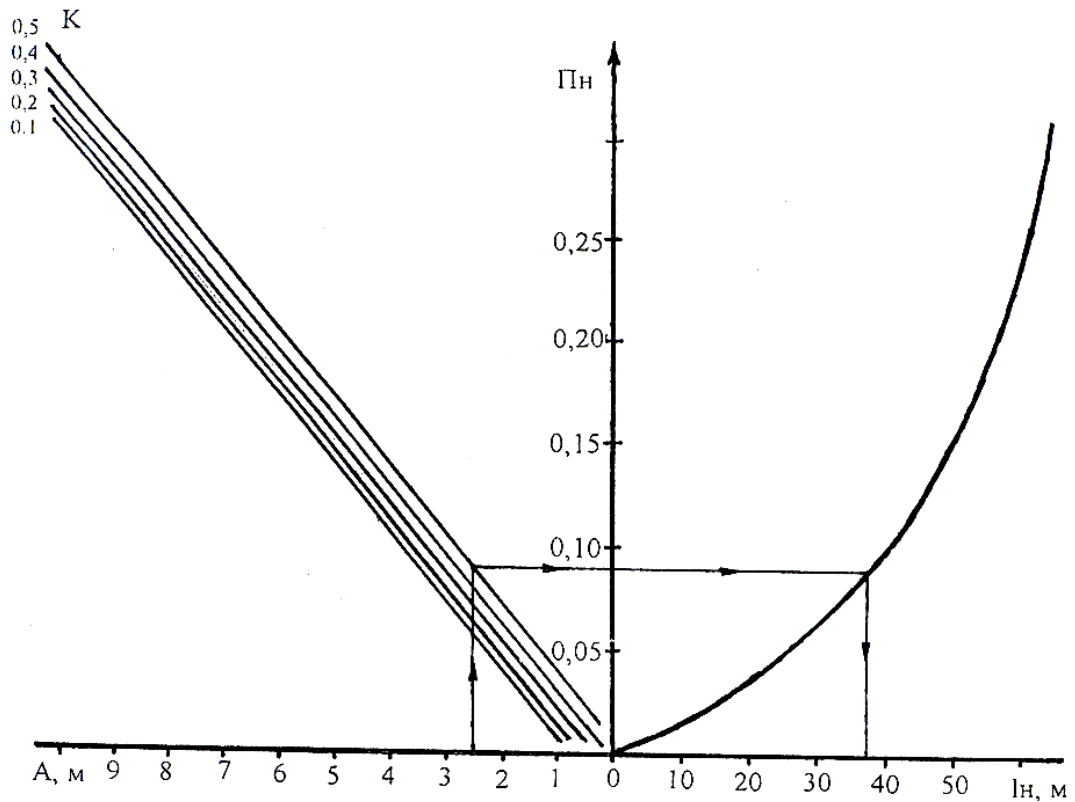


Рисунок 1.1 – Номограма для визначення зони впливу порушення

Розміри вивалів визначаються за статистичним даними: довжина – 2-0 м; висота – до 1 м при σ до 20 МПа. Залежно від форми вивалів параметри наведені в узагальненні:

Форма	висота, м	довжина, м
склепінна	0,5-1,5	1,1-5,0
конусна	1,2-9,0	1,2-16,0
призматична	1,2-8,0	1,2-6,0
східчаста	0,5-6,5	1,0-5,0

У зоні впливу очисних робіт параметри вивалів збільшуються на 50 %.

Приклад. Скласти прогноз гірничо-геологічних умов проведення вентиляційного ходка 5 західної лави пласта m_6 шахти «Україна».

Умови: прогнозний гірничо-геологічний паспорт проведення вентиляційного ходка, додаткові дані про тріщинуватість масиву.

1. Представляємо геологічний розріз уздовж траси виробки в масштабі 1:5000 (вертикальний 1:100) на рисунку 1.2 із вказівкою потужності й міцності окремих шарів у підшві, у покрівлі на структурних колонках пласта й бічних порід.

Траса виробки розділена на три ділянки:

1-а характеризується нормальними умовами проведення виробки. Покрівля – алевроліт потужністю 9,0 м. Підшва – алевроліт потужністю 3,0 м.

Параметри тріщинуватості: кількість тріщин на 1 м ширини виробки – 1; тріщини дзеркальні хвилясті; вологі; розвинені дві системи тріщин; розкриття тріщин до 3 мм; у тріщинах пісок; тріщини простираються під кутом 80° до осі виробки.

2-а ділянка характеризується геологічним порушенням з параметрами: амплітуда $H = 2,5$ м; кут падіння змістителя 80° ; кут зустрічі порушення з віссю виробки 80° . Параметри тріщинуватості: відстань між тріщинами до 0,1 м; тріщини переривчасті розвинені 4 системи тріщин; розкриття тріщин 10 мм; у тріщинах здрибнена порода; кут зустрічі основної системи тріщин з віссю виробки 80° .

3-я ділянка характеризується можливістю обвалення порід безпосередньої покрівлі до піщанику. Параметри тріщинуватості: такі ж як і на першій ділянці. Відмінні параметри: відстань між тріщинами - 0,3 м; рівні, хвилясті; вологі.

2. Визначаємо міцність покрівлі на першій ділянці. Тому що потужність безпосередньої покрівлі більше 2 м, те міцність приймається цього шару, тобто $\sigma_k = 50$ МПа.

Міцність підшви на першій ділянці приймаємо по першому шару підшви (50 МПа), тому що його потужність більше 2,0 м.

Масштаб: горизонтальний 1:5000; вертикальний 1:200

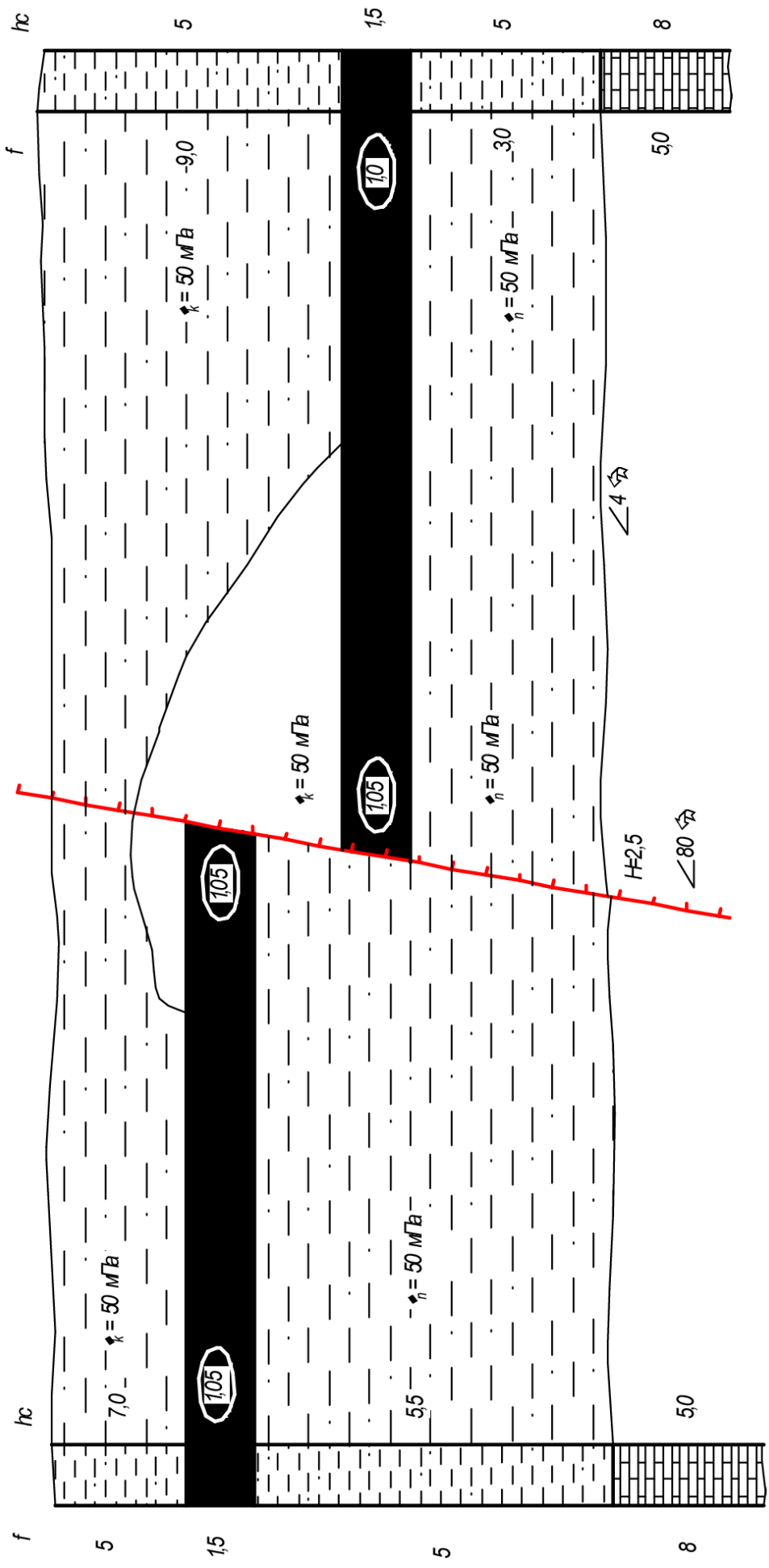


Рисунок 1.2 – Геологічний розріз вздовж траси виробки

3. Визначаємо розрахункову міцність порід:

$$\sigma = \frac{\sigma_k + \sigma_n}{2} = \frac{50 + 50}{2} = 50 \text{ МПа} ,$$

де σ_k – міцність покрівлі, МПа;

σ_n – міцність підшви, МПа.

4. Аналогічно визначаємо міцність порід на інших ділянках:

на другій $\sigma_k = 50 \text{ МПа}; \sigma_n = 50 \text{ МПа}; \sigma = 50 \text{ МПа};$

на третій $\sigma_k = 50 \text{ МПа}; \sigma_n = 50 \text{ МПа}; \sigma = 50 \text{ МПа}.$

5. Визначаємо коефіцієнт S по формулі (1.1):

для першої ділянки $S_1 = 5 \cdot \frac{10 \cdot 1,5 \cdot 0,8}{4 \cdot 1,0 \cdot 2 \cdot 1} = 7,5 ,$

для другої ділянки $S_2 = 5 \cdot \frac{2,5 \cdot 4 \cdot 0,8}{15 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 1} = 0,67 ,$

для третьої ділянки $S_3 = 5 \cdot \frac{5 \cdot 2 \cdot 0,8}{15 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 1} = 5 .$

6. По таблиці 1.7 визначаємо категорію стійкості порід і розмір зони непружних деформацій для ділянок:

першої – стійкі ($S = 5-70$); зона непружних деформацій – 0,2 м;

другої – нестійкі ($S = 0,05-1,0$); зона непружних деформацій – 0,4-1,0 м;

третьої – середньої стійкості ($S = 1-5$); зона непружних деформацій – 0,2-0,4 м.

7. Визначаємо клас покрівлі по обвалюємості на ділянках:

першої – середньообвалюємая ($\sigma = 40-80 \text{ МПа}$) однорідна зі сланців, потужністю більше 6-7 потужностей пласту, $\sigma = 50 \text{ МПа};$

другої – середньообвалюємая - однорідна з піщаних сланців, потужністю

більше 6-7 потужностей пласту, $\sigma = 50$ МПа;

третьої – середньообвалюємая - однорідна зі сланців, потужністю більше 6-7 потужностей пласту, $\sigma = 50$ МПа.

8. Визначаємо зону впливу геологічного порушення по номограмі й формулі (1.4), попередньо обчисливши K по формулі (1.3) Π_n й l_n по рисунку 1.1:

$$K_2 = \frac{0,25 \cdot 800}{50} = 0,4; \quad \Pi_n = 0,065,$$

$$l_{n2} = 30 \text{ м}; \quad l'_{n2} = \frac{30}{0,985} = 30,3 \text{ м}.$$

9. Визначаємо форму можливого вивалу породи з покрівлі по величині адгезії між шарами порід (σ_{ad}) в % до σ_k .

$$\text{На другій ділянці } \sigma_{ad}/\sigma_k \cdot 100\% = 1,5/50 \cdot 100\% = 3 \text{ \%}.$$

На першій і третій ділянках вивалів не буде, тому що породи стійкі й середньої стійкості.

Таким чином, у районі геологічного порушення для запобігання вивалів необхідно попереднє зміцнення порід.

У таблиці 1.8 наведені варіанти умов задач.

Таблиця 1.8 – Вихідні дані для завдання № 1

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		1	2	3	4	5
1. Довжина виробки, м		800	1000	900	700	600
2. Ширина виробки, м		4,2	4,0	4,0	4,2	4,4
3. Перетин виробки, м ²		13,5	12,8	10,4	11,8	12,5
4. Глибина закладення виробки, м		725	560	700	500	630
5. Довжина 1-ї ділянки виробки	1	0-615	0-800	0-730	0-560	0-470
6. Тип порід 1-го шару покрівлі	1	аргіліт	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		3,8	4,5	4,2	8,5	5,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		5	6	5	8	4
7. Тип порід 2-го шару покрівлі	1	алевроліт	алевроліт	пісковик	-	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		6,0	14,2	7,7	-	14,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		5	7	8	-	6
8. Тип порід 1-го шару підосви	1	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт	пісковик
Потужність 1-го шару підосви, м		4,8	10,0	4,85	4,0	2,4
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		5	7	6	6	7
9. Тип порід 2-го шару підосви	1	пісковик	-	алевроліт	пісковик	алевроліт
Потужність 2-го шару підосви, м		4,0	-	2,5	5,8	6,8
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		7	-	5	8	5

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		1	2	3	4	5
10. Довжина до порушеної ділянки виробки, м	2	615	800	730	560	470
11. Тип порід 1-го шару покрівлі	2	аргіліт	алевроліт	алевроліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		4,0	12,0	4,6	3,6	7,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		3	3	3,5	2,5	2
12. Тип порід 2-го шару покрівлі	2	алевроліт	-	пісковик	пісковик	пісковик
Потужність 2-го шару покрівлі, м		6,5	-	7,5	5,0	3,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		4,5	-	6	8	7
13. Тип порід 1-го шару підосви	2	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт	пісковик
Потужність 1-го шару підосви, м		2,7	8,2	4,4	4,8	2,4
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		4,5	5	6	5	6
14. Тип порід 2-го шару підосви	2	пісковик	-	пісковик	пісковик	-
Потужність 2-го шару підосви, м		5,0	-	2,7	5,4	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		6	-	5	8	-
15. Тип порушення	2	скид	скид	підкид	підкид	скид
Параметри: амплітуда, м		1,3	2,4	0,7	2,6	3,0
Кут падіння зміщувача, град		60	65	65	70	75
Кут зустрічі порушення з віссю виробки, град.		80	70	75	40	60

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		1	2	3	4	5
16. Довжина ділянки, м	3	615-800	800-1000	730-900	560-700	470-600
17. Тип порід 1-го шару покрівлі	3	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	алевроліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		2,5	1,2	2,8	2,5	3,2
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		4	3	3	3	3
18. Тип порід 2-го шару покрівлі	3	алевроліт	алевроліт	пісковик	пісковик	пісковик
Потужність 2-го шару покрівлі, м		7,5	16,0	7,4	6,5	4,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		6	5	8	7	6
19. Тип порід 1-го шару підшви	3	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт	пісковик
Потужність 1-го шару підшви, м		1,0	6,0	7,0	4,4	3,5
Коефіцієнт міцності 1-го шару підшви		4,5	5	6	6	6,5
20. Тип порід 2-го шару підшви	3	пісковик	-	алевроліт	пісковик	-
Потужність 2-го шару підшви, м		6,2	-	2,6	5,5	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підшви		6,0	-	5,0	8,0	-

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		6	7	8	9	10
1. Довжина виробки, м		400	500	300	1200	1100
2. Ширина виробки, м		4,0	5,0	4,5	4,8	4,4
3. Перетин виробки, м ²		10,2	14,5	13,8	13,5	10,8
4. Глибина закладення виробки, м		450	1050	860	920	570
5. Довжина 1-ї ділянки виробки	1	0-300	0-370	0-220	0-880	0-770
6. Тип порід 1-го шару покрівлі	1	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		8,4	3,6	2,9	10,1	6,3
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		5	5	5	5	4
7. Тип порід 2-го шару покрівлі	1	-	алевроліт	алевроліт	-	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		-	15,0	4,9	-	10,4
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		-	7	6	-	
8. Тип порід 1-го шару підосви	1	алевроліт	пісковик	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		0,5	8,0	4,7	1,5	10,4
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		4	10	6	5,5	5
9. Тип порід 2-го шару підосви	1	пісковик	-	пісковик	пісковик	-
Потужність 2-го шару підосви, м		4,0	-	9	8	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		12	-	9	8	-

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		6	7	8	9	10
10. Довжина до порушеної ділянки виробки, м	2	300	370	220	880	770
11. Тип порід 1-го шару покрівлі	2	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		3,0	9,2	3,2	2,9	6,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		2,5	2,0	2,2	3	3
12. Тип порід 2-го шару покрівлі	2	пісковик	-	алевроліт	алевроліт	-
Потужність 2-го шару покрівлі, м		5,6	-	5,0	6,7	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		9	-	5	6	-
13. Тип порід 1-го шару підосви	2	пісковик	пісковик	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		4,9	10,0	5,0	1,2	10,6
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		12	7	6	6	5
14. Тип порід 2-го шару підосви	2	-	-	пісковик	пісковик	-
Потужність 2-го шару підосви, м		-	-	15	9,2	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		-	-	9	8	-
15. Тип порушення	2	скид	скид	скид	підкид	підкид
Параметри: амплітуда, м		1,7	5,0	1,5	1,5	0,8
Кут падіння зміщувача, град		78	70	60	65	85
Кут зустрічі порушення з віссю виробки, град.		65	50	75	45	55

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		6	7	8	9	10
16. Довжина ділянки, м	3	300-400	370-500	220-300	880-1200	770-1100
17. Тип порід 1-го шару покрівлі	3	алевроліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		3,1	12,0	3,9	3,3	5,4
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		5	4	3	3	3
18. Тип порід 2-го шару покрівлі	3	пісковик	-	вапняк	пісковик	-
Потужність 2-го шару покрівлі, м		15,0	-	2,5	7,2	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		9	-	8	8	-
19. Тип порід 1-го шару підшви	3	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підшви, м		0,5	7,9	2,3	1,0	10,3
Коефіцієнт міцності 1-го шару підшви		4	5	5	5	4
20. Тип порід 2-го шару підшви	3	пісковик	-	пісковик	пісковик	-
Потужність 2-го шару підшви, м		4,8	-	15,0	8,5	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підшви		12	-	9	8	-

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		11	12	13	14	15
1. Довжина виробки, м		800	1000	900	700	660
2. Ширина виробки, м		4,0	4,2	4,0	4,4	4,2
3. Перетин виробки, м ²		10,4	12,8	9,6	11,8	12,5
4. Глибина закладення виробки, м		700	635	820	600	800
5. Довжина 1-ї ділянки виробки	1	170-800	0-830	0-750	0-600	0-490
6. Тип порід 1-го шару покрівлі	1	вапняк	пісковик	алевроліт	алевроліт	пісковик
Потужність 1-го шару покрівлі, м		1,1	22	5,0	12,4	25,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		9	12	6	6	8
7. Тип порід 2-го шару покрівлі	1	аргіліт	-	-	-	-
Потужність 2-го шару покрівлі, м		15,0	-	-	-	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		3,5	-	-	-	-
8. Тип порід 1-го шару підосви	1	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		1,3	13,6	1,6	5,4	10,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		5	5	6	6	5
9. Тип порід 2-го шару підосви	1	пісковик	-	пісковик	-	-
Потужність 2-го шару підосви, м		13,0	-	4,6	-	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		11	-	9	-	-

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		11	12	13	14	15
10. Довжина до порушеної ділянки виробки, м	2	170	830	750	600	490
11. Тип порід 1-го шару покрівлі	2	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		4,5	2,5	5,0	3,5	5,3
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		3,5	3,0	3,0	3,0	3,0
12. Тип порід 2-го шару покрівлі	2	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		9,4	13,0	7,0	9,3	6,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		5	5	6	6	5
13. Тип порід 1-го шару підосви	2	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		1,0	10,0	1,0	5,3	18,6
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		5	6	6	6	6
14. Тип порід 2-го шару підосви	2	пісковик	-	пісковик	-	-
Потужність 2-го шару підосви, м		3,5	-	7,6	-	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		11	-	8	-	-
15. Тип порушення	2	скид	скид	скид	скид	скид
Параметри: амплітуда, м		2,0	1,0	2,0	3,0	2,3
Кут падіння зміщувача, град		75	65	65	85	70
Кут зустрічі порушення з віссю виробки, град.		70	45	30	50	70

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		11	12	13	14	15
16. Довжина ділянки, м	3	0-170	830-1000	750-900	600-700	450-660
17. Тип порід 1-го шару покрівлі	3	алевроліт	алевроліт	алевроліт	алевроліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		3,5	3,0	2,3	2,5	2,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		3	5	4	5	2,5
18. Тип порід 2-го шару покрівлі	3	пісковик	пісковик	пісковик	алевроліт	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		9,4	15,0	5,0	12,4	8,0
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		8	7	8	6	5
19. Тип порід 1-го шару підшви	3	алевроліт	пісковик	алевроліт	алевроліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підшви, м		1,1	9,0	1,6	5,0	18,6
Коефіцієнт міцності 1-го шару підшви		5	8	6	6	6
20. Тип порід 2-го шару підшви	3	пісковик	-	пісковик	-	-
Потужність 2-го шару підшви, м		4,0	-	4,6	-	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару підшви		8,0	-	8,0	-	-

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		16	17	18	19	20
1. Довжина виробки, м		1200	1000	980	760	600
2. Ширина виробки, м		5,0	4,0	4,2	4,5	4,0
3. Перетин виробки, м ²		15,4	9,6	10,2	12,6	9,6
4. Глибина закладення виробки, м		560	800	670	570	860
5. Довжина 1-ї ділянки виробки	1	0-960	0-850	0-820	0-570	0-430
6. Тип порід 1-го шару покрівлі	1	пісковик	аргіліт	алевроліт	пісковик	алевроліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		16,0	3,7	7,8	10,0	16,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		10,0	5,0	6,0	7	6
7. Тип порід 2-го шару покрівлі	1	-	алевроліт	-	-	-
Потужність 2-го шару покрівлі, м		-	15,5	-	-	-
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		-	6	-	-	-
8. Тип порід 1-го шару підосви	1	алевроліт	алевроліт	пісковик	аргіліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		18,6	6,5	2,8	2,5	1,1
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		6	6	8	5	6
9. Тип порід 2-го шару підосви	1	-	-	алевроліт	алевроліт	пісковик
Потужність 2-го шару підосви, м		-	-	13,8	40,7	13,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		-	-	5	6	8

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		16	17	18	19	20
10. Довжина до порушеної ділянки виробки, м	2	960	850	820	570	430
11. Тип порід 1-го шару покрівлі	2	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		4,3	2,7	1,5	4,3	3,6
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		2,5	2,0	2,5	2,0	2,5
12. Тип порід 2-го шару покрівлі	2	алевроліт	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		8,0	5,8	6,5	10,0	13,0
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		5	4	4	6	4
13. Тип порід 1-го шару підосви	2	алевроліт	алевроліт	пісковик	аргіліт	алевроліт
Потужність 1-го шару підосви, м		5,0	5,8	2,8	2,5	1,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару підосви		5	5	8	4	4
14. Тип порід 2-го шару підосви	2	пісковик	-	пісковик	пісковик	пісковик
Потужність 2-го шару підосви, м		10	-	12,0	6,7	12,5
Коефіцієнт міцності 2-го шару підосви		6	-	5	6	7
15. Тип порушення	2	підкид	скид	скид	скид	підкид
Параметри: амплітуда, м		3,0	0,75	0,5	2,5	2,0
Кут падіння зміщувача, град		60	70	70	75	80
Кут зустрічі порушення з віссю виробки, град.		65	45	80	60	45

Продовження таблиці 1.8

Параметр	№ ділянки виробки	Варіант				
		16	17	18	19	20
16. Довжина ділянки, м	3	960-1200	850-1000	820-980	570-760	400-600
17. Тип порід 1-го шару покрівлі	3	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт	аргіліт
Потужність 1-го шару покрівлі, м		3,0	2,0	2,0	1,7	2,5
Коефіцієнт міцності 1-го шару покрівлі		3	3	3	2	3
18. Тип порід 2-го шару покрівлі	3	алевроліт	алевроліт	алевроліт	пісковик	алевроліт
Потужність 2-го шару покрівлі, м		15,0	13,5	7,0	16,0	13,0
Коефіцієнт міцності 2-го шару покрівлі		6	6	6	6	6
19. Тип порід 1-го шару підшви	3	алевроліт	алевроліт	пісковик	-	алевроліт
Потужність 1-го шару підшви, м		5,0	6,5	2,5	-	1,0
Коефіцієнт міцності 1-го шару підшви		5	5	8	-	6
20. Тип порід 2-го шару підшви	3	алевроліт	-	алевроліт	алевроліт	пісковик
Потужність 2-го шару підшви, м		10,0	-	12,5	6,0	12,0
Коефіцієнт міцності 2-го шару підшви		6	-	5	6	8

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 2

ВИЗНАЧЕННЯ НАПРУГ У ПОРОДАХ НАВКОЛО ВИРОБКИ

Для розуміння механічних процесів, деформування, руйнування порід навколо виробки важливим є знання про розподіл напруг у породах навколо виробки.

Компоненти напруг у масиві навколо виробки радіуса R визначаються по формулах:

$$\sigma_r = -\gamma \cdot H \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right) + \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + 3 \frac{R^4}{r^4} - 4 \frac{R^2}{r^2} \right) \cdot \cos 2Q \right]; \quad (2.1)$$

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 + \frac{R^2}{r^2} \right) + \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + 3 \frac{R^4}{r^4} \right) \cdot \cos 2Q \right]; \quad (2.2)$$

$$\tau_{rQ} = \gamma \cdot H \frac{1-\lambda}{2} \left(1 - 3 \frac{R^4}{r^4} - 2 \frac{R^2}{r^2} \right) \cdot \sin 2Q, \quad (2.3)$$

де σ_r – нормальні радіальні напруги;

σ_Q – нормальні тангенціальні напруги;

τ_{rQ} – дотичні напруги;

γ – об'ємна вага порід, кН/м³;

H – глибина розробки;

λ – бічний розпір;

$$\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}; \quad (2.4)$$

μ – коефіцієнт Пуассона;

r, Q – полярні координати крапки.

Проаналізуємо зміни напруг по формулах (2.1-2.3) залежно від λ, r, Q .

На контурі виробки при $r = R$; $\sigma_r = 0$; $\tau_r = 0$, а нормальні тангенціальні напруги визначаються по формулі

$$\sigma_Q = -\gamma \cdot H[(1 + \lambda) - 2(1 - \lambda) \cdot \cos 2Q]. \quad (2.5)$$

$$\text{У крапці А при } Q = 0, \pi, \sigma_Q = -\gamma \cdot H(3\lambda - 1). \quad (2.6)$$

$$\text{У крапці В при } Q = \pi/2, 3\pi/2, \sigma_Q = -\gamma \cdot H(3 - \lambda). \quad (2.7)$$

Для безрозпiрного масиву ($\lambda = 0$):

$$\sigma_Q = 3 \cdot \gamma \cdot H. \quad (2.8)$$

Коефіцієнт концентрації напруг:

$$K = \frac{\sigma_Q}{\gamma \cdot H}. \quad (2.9)$$

Для гiдростатичного поля напруг ($\lambda = 1$):

$$\begin{matrix} \sigma_r \\ \sigma_Q \end{matrix} = -\gamma \cdot H \left(1 \pm \frac{R^2}{r^2}\right), \quad (2.10)$$

і напруги не залежать від Q , а тільки від r .

На контурі виробки:

$$\sigma_Q = -2 \cdot \gamma \cdot H; \quad (2.11)$$

$$K = \frac{\sigma_Q}{\gamma \cdot H} = 2. \quad (2.12)$$

Після обчислення компонентів напруг досліджується умовна зона пружних деформацій у масиві відповідно до умови Кулона-Мору:

$$(\sigma_r - \sigma_\varrho)^2 + 4\tau_{r\varrho}^2 \leq [(\sigma_r + \sigma_\varrho) + 2 \cdot K \cdot \operatorname{ctg}\varphi]^2 \cdot \sin^2 \varphi, \quad (2.13)$$

де K – зчеплення порід;

φ – кут внутрішнього тертя.

Перевірку умови (2.13) робити на контурі виробки.

Середні значення K і φ наведено нижче для порід:

	K , МПа	φ , град
Аргіліт	5,0	30
Алевроліт	11	32
Піщаник	12	37
Вугілля	8	35

Конфігурація умовних зон й їхніх розмірів можуть бути використані для оцінки ступеня стійкості оголення порід.

Приклад. Визначити напруги в масиві порід навколо виробки радіусом 2,25 м, проведеної на глибині 800 м у слабких породах ($\lambda = 1$).

Рішення. По формулі (2.10) визначаємо σ_r й σ_ϱ на контурі виробки при $r = R$:

$$\sigma_r = -0,025 \cdot 800 \left(1 - \frac{2,25^2}{2,25^2}\right) = 0;$$

$$\sigma_\varrho = -0,025 \cdot 800 \left(1 + \frac{2,25^2}{2,25^2}\right) = -40 \text{ МПа.}$$

У таблиці 2.1 приводимо дані розрахунків σ_r й σ_ϱ при $r = n \cdot R$.

Таблиця 2.2 – Варіанти завдань

№ варіанта	H, м	R, м	λ	Q, радіан
1	800	2	1	-
2	600	3	0,3	0
3	700	4	1	-
4	500	5	0,5	π
5	900	2,5	0,4	$\pi/2$
6	1000	3,5	1	-
7	1100	4,5	0,5	π
8	1050	5,5	0,4	$3\pi/2$
9	950	2,2	0,3	$1/2\pi$
10	850	2,4	0,4	π
11	750	2,6	1	-
12	650	2,8	0,5	0
13	400	3,2	0,25	π
14	920	4,2	0,3	$\pi/2$
15	830	4,8	1	-
16	760	4,6	0,3	π
17	850	3,3	1	-
18	910	2,8	0,3	$\pi/2$
19	760	3,7	1	-
20	730	4,7	0,4	$3\pi/2$
21	530	3,6	1	-
22	680	2	0,4	π
23	900	3	0,5	$\pi/2$
24	920	4	0,3	π
25	1010	5	0,3	$\pi/2$

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 3

ОЦІНКА СТАНУ ВИРОБКИ ЗА РЕЗУЛЬТАТАМИ ВИРОБНИЧИХ СПОСТЕРЕЖЕНЬ

Завдання, розв'язувані методом спостережень для одержання необхідної інформації про стан підготовчого виробки, що впливають:

– стан приконтурного масиву підготовчої виробки (загальна конвергенція покрівлі й підосви і їхня частка в загальній конвергенції, висота й ширина (по підосві) виробки;

– стан кріплення (ступінь деформування кріплення, найбільш деформовані елементи, осідання кріплення в місцях з'єднань стояків і верхняка, стан міжрамних стяжок, зміни конструкції кріплення).

У спостережуваній виробки вибираються певні контрольні рами, на яких виробляються всі виміри. Перша рама перебуває на початку виробки. Відстань між контрольними рамами повинна бути однаковою 20-50 м залежно від довжини виробки з таким розрахунком, щоб число контрольних рам у виробки було не більше 30. При кожному вимірі фіксується положення рам щодо лави. Виміри повторюють у міру просування вибою підготовчої виробки або лави на 20-50 м.

Для визначення обдимання підосви в поперечному перерізі виробки визначають так названу середню лінію, для чого на стояках рам на певній відстані від верху або низу відзначають крапки (крейдою, шляхом насічки й ін.), між якими туго натягається шнур, від якого виміряється відстань до підосви.

Результати всіх вимірів фіксуються в спеціальних формулярах. У таблицях 3.1-3.4. наведені приклади запису даних.

У таблиці 3.3 наведений приклад запису інформації про стан кріплення, зафіксований при спостереженнях.

Для аналізу даних у таблиці 3.4 будуються графіки зміни ширини й висоти виробки по пікетах, підраховується довжина ділянок, де висота (ширина) виробки менш 80 %, 60 %, 50 % від паспортної.

Таблиця 3.1 – Відомості про виробку

Загальні відомості про виробку	Ескіз поперечного перерізу			
1. Шахта, шахтоуправління				
2. Ділянка				
3. Індекс пласту				
4. Виробка				
5. Кут падіння пласта				
6. Потужність пласта				
7. Глибина розробки				
8. Спосіб проведення виробки	Положення щодо лави			
9. Площа поперечного перерізу виробки	Дата виміру, № замірної станції, відстань до лави	КП, м	КС, м	ПС, м
10. Вид підривки	7.03.23 р. №1			
11. Відстань між контрольними рамами	ПК6+0,4 м – 16 м	2,910	1,640	1,270
	10.03.23 р. – 10 м	3,170	2,040	1,130
12. Вид спецпрофілю	11.03.2 р. – 6 м	3,000	1,740	1,250
13. Вид затягування	12.03.23 р. – 3 м	3,150	2,019	1,150
14. Спосіб охорони виробки	13.03.23 р. – 0 м	2,680	1,460	1,230

Примітка. КП – відстань між покрівлею й ґрунтом; ПС – відстань між ґрунтом і середньою лінією; КС – відстань між покрівлею й середньою лінією.

Таблиця 3.2 – Умовні показники стану контрольної лави

Ескіз	Умовний показник	Критерій оцінки
	<p>1 відсутність деформацій</p>	<p>Відсутність зовнішніх видимих ознак деформацій</p>
	<p>2 невеликі деформації</p>	<p>Ознаки деформації, що починається</p>
	<p>3 сильні деформації</p>	<p>Сильно прогнутий верхняк під дією масиву</p>
	<p>4 невеликі руйнування</p>	<p>Сильна деформація зі скручуванням верхняка й стояків</p>
	<p>5</p>	<p>Руйнування всіх або окремих елементів кріплення</p>

Таблиця 3.3 – Результати вимірів стану контрольної рами № 1

Контрольна рама № 1	7.03	10.03	11.03
1. Стояк з боку лави	1	2	2
2. Стояк із протилежної від лави сторони	1	2	3
3. Верхняк з боку лави	1	2	2
4. Верхняк із протилежної від лави сторони	1	1	2
Інші елементи кріплення			
1. Хомут	1	1	2
2. Планка	1	1	2
3. Гайка	1	1	2

Таблиця 3.4 – Форма запису вимірів конвергенції порід у виробках по пікетах

№ пікету	Ширина виробки (В), м	Висота виробки (Н), м	Примітка
1	3,90	2,91	

Якщо висота (ширина) виробки більше 80 % – стан виробки гарне; задовільне від 80 до 60 %; незадовільне від 60 до 50 %; виробка не придатна до експлуатації – менш 50 %.

На підставі даних робиться висновок про стан виробки, обсязі робіт по підривці ґрунту або перекріпленню, ремонту кріплення.

Завдання вирішується на підставі виробничих спостережень, ви-конаних студентом або працівниками маркшейдерської служби шахти.

Приклад. Наведіть й проаналізуйте результати виробничих спостережень в 19 півн. вент. похилі по пласту k_7 .

Рішення. У таблиці 3.5-3.7 наведено результати виробничих спостережень в 19 півн. вент. похилі пласту k_7 .

Таблиця 3.5 – Відомості про виробку

Загальні відомості про виробку	Ескіз поперечного перерізу			
1. Шахта «Краснокутська»				
2. 20-я північна лава				
3. Індекс пласту К ₇				
4. Виробка – 19 вент. похил				
5. Кут падіння пласту – 5°				
6. Потужність пласту – 1,1 м				
7. Глибина розробки – 450 м				
8. Спосіб проведення виробки – БВР	Положення щодо лави			
9. Площа поперечного перерізу виробки у світлі – 12,8 м ²	Дата виміру, № замірної станції, відстань до лави	КП, м	КС, м	ПС, м
10. Вид підривки – нижня	7.03.03р.	2,91	1,64	1,27
11. Відстань між контрольними рамами – 20 м				
12. Вид спецпрофілю – КМП-А3	ПК6+0,4 м–16 м			
13. Вид затягування – дерево	10.03.22 р. – 10 м	3,17	2,04	1,13
14. Спосіб охорони виробки – штучне огородження з боку лави – ЗБТ				

У таблиці 3.6 наведені відомості про стан кріплення, зафіксовані при виробничих спостереженнях.

Таблиця 3.6 – Результати вимірів стану контрольної рами № 1

Контрольна рама № 1	7.03 2002 р.	10.03 2002 р.	11.03 2002 р.
1. Стояк з боку лави	1	2	2
2. Стояк із протилежної від лави сторони	1	2	3
3. Верхняк з боку лави	1	2	2
4. Верхняк із протилежної від лави сторони	1	1	2
Інші елементи кріплення			
1. Хомут	1	1	2
2. Планка	1	1	2
3. Гайка	1	1	2

У таблиці 3.7 наведені результати вимірів по пікетах.

Для даної виробки проектні: $S = 14,5 \text{ м}^2$; $H = 3,3 \text{ м}$; $B = 5,1 \text{ м}$.

За даними таблиці 3.7 будемо графіки зміни ширини й висоти виробки по пікетах (рисунок 3.1; 3.2)

Проводимо 4 пунктирні лінії паралельно осі 80 %, 60 %, 50 % проектної висоти (ширини) виробки.

Визначаємо розміри ділянок стану виробки

по ширині:

- гарне – 20 м (ПК 0-1);

- задовільне – 600 м (ПК 1-30);


по висоті:

- гарне – 560 м (ПК 0-28);

- задовільне – 60 м (ПК 28-31).

Аркове кріплення перед лавою перебуває у гарному стані, тому що згідно даним таблиці 3.6 є невеликі деформації кріплення перед лавою.

Таблиці 3.7 – Конвергенція порід у виробку по пікетах

№ пікету	Ширина виробки	Висота виробки	Примітка
0	6,28	3,30	
1	4,73	2,75	
2	4,67	3,10	
3	4,75	3,17	
4	5,10	3,27	
5	4,72	3,08	
6	4,67	3,27	
7	4,71	3,12	
8	4,79	3,18	
9	4,68	3,20	
10	4,72	3,12	
11	4,69	2,94	
12	4,17	2,94	
13	4,20	3,12	
14	4,62	3,18	
15	4,70	3,27	
16	4,71	3,21	
17	4,67	3,16	
18	4,73	3,12	
19	4,68	3,17	
20	4,71	3,08	
21	4,67	3,12	
22	4,73	3,12	
23	4,70	3,05	
24	4,70	3,05	
25	4,73	3,12	
26	4,76	3,18	
27	4,71	2,84	
28	4,71	2,73	
29	4,45	2,53	
30	4,40	2,60	

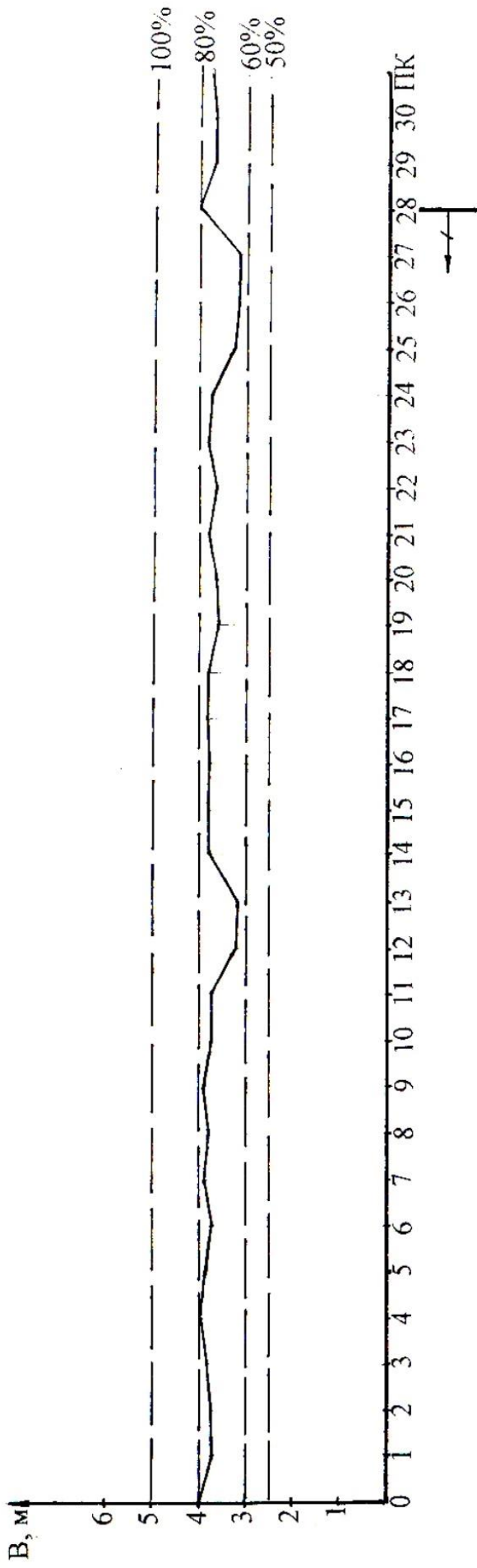


Рисунок 3.1 – Графік зміни ширини виробки

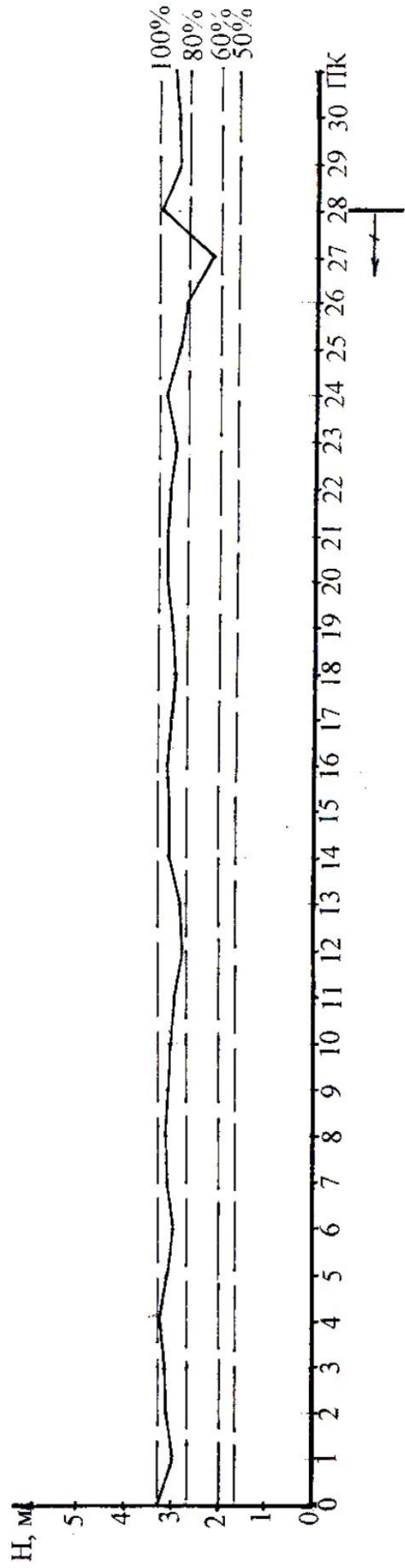


Рисунок 3.2 – Графік зміни висоти виробки

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ЛАВІ

Успішна робота очисного вибою, ефективність управління гірським тиском значною мірою залежать від уміння запобігти утворенню вивалів і східчастому опусканню покрівлі в лаві, тобто від стану покрівлі. Стан покрівлі – ступінь порушеності поверхні гірських порід у привибійному просторі. Якісно оцінюється як гарне, задовільне, погане й дуже погане. В останніх двох класах покрівля зі східчастим опусканням, вивалами уздовж заколів, з безладними вивалами значної висоти.

Кількісна оцінка стану покрівлі: середня питома площа вивалів перед кріпленням; сумарна довжина вивалів висотою більше 0,3 м; число уступів висотою більше 0,1 м на 100 м² площі покрівлі. Управління покрівлею не ефективно, якщо площа вивалів або їхня довжина більше 30 %, або число уступів більше 5.

Прогноз стану покрівлі полягає у визначенні очікуваної частоти вивалів по алгоритму наведеному на рисунку 4.1.

В алгоритмі враховані основні фактори, що впливають. Гірський тиск визначається по формулі:

$$P = K \cdot \gamma \cdot H, \text{ МПа}, \quad (4.1)$$

де K – коефіцієнт концентрації напруг, приймається $K = 3$;

γ – об'ємна вага порід, МН/м³, приймається $\gamma = 0,025$;

H – глибина робіт, м.

Робочий опір кріплення приймається рівним нормальному початковому розпору.

Фактична частота вивалів установлюється на підставі виробничих спостережень у лаві. Параметри стану покрівлі й вугільного вибою, положення кріплення вимірюють у кожній четвертій секції механізованого кріплення.



Рисунок 4.1 – Блок-схема алгоритму визначення вивалоутворення у лаві

Для запису використовуються спеціально підготовлені формуляри. Після обробки даних вимірів робиться вивід про стан покрівлі, ефективності управління гірським тиском у лаві, причинах незадовільного стану покрівлі й призначаються заходи для підвищення ефективності управління покрівлею в лаві. Зіставляються прогнозні й фактичні оцінки стану покрівлі.

Приклад. Здійснити прогноз стану покрівлі, оцінити ефективність управління покрівлею в лаві.

Умови: потужність пласту 1,5 м; безпосередня покрівля аргіліт потужністю 1 м, вище якого розташований алевроліт потужністю 5 м; глибина розробки 1000 м; номінальний питомий опір секції механізованого кріплення 600 кН/м^2 ; початковий розпір – 300 кН/м^2 ; відстань від кінця верхняка до вибою номінальне – 0,3 м.

Рішення.

1. Визначаємо сумарну частоту вивалів згідно рисунка 4.1.

При потужності аргіліту 1 м додамо до вихідної величини 8 %.

Гірський тиск $P = K\gamma H = 3 \cdot 0,025 \cdot 1000 = 75 \text{ МПа}$. При цій початковій величині додамо 2 %.

Відстань між кінцем верхняка й вибоєм 0,3 м, отже – 3 %.

Питомий опір кріплення 300 кН/м^2 , тому – 4 %.

Усього $19 + 8 + 2 + 3 + 4 = 22 \text{ %}$.

Згідно із прогнозом стан покрівлі в лаві задовільний (від 10 до 30%).

Результати виробничих спостережень у лаві представлені в таблиці 4.1.

Примітка. h_B – висота вивала, м; B_B – ширина вивала, м; h_y – висота уступу в покрівлі, м; ℓ_{oy} – ширина відкатоного вугілля, м; ℓ_1 – відстань від кінця верхняка до вибою, м.

У лаві вивали спостерігалися у відкатоного й вентиляційного штреків і посередині лави. З 27 обстежених ділянок на 7 були вивали висотою більше 0,3 м.

Питома довжина вивалів $(7/27)100 = 25,9 \text{ %}$.

Стан покрівлі в лаві задовільний, застосовуване кріплення відповідає гірничо-геологічним умовам, управління гірським тиском ефективно. Однак, треба покрівлю зміцнювати, особливо на кінцевих ділянках.

Таблиця 4.1– Результати вимірів параметрів прояву гірського тиску в лаві

№№ пп	№ секції	h_B	B_B	h_y	ℓ_{oy}	ℓ_1
1	1	1,0	0,5	-	0,2	0,5
2	5	0,6	0,5	-	0,2	0,5
3	9	-	-	-	0,2	0,5
4	13	-	-	-	-	-
5	17	-	-	-	-	-
6	21	-	-	-	-	-
7	25	-	-	-	-	-
8	29	-	-	-	-	-
9	33	-	0,3	-	-	0,3
10	37	0,6	0,6	-	0,3	0,6
11	41	1,0	0,6	-	0,3	0,6
12	45	1,0	0,6	-	0,3	0,6
13	49	-	-	-	0,4	0,5
14	53	-	-	-	-	-
15	57	-	-	-	-	-
16	61	-	-	-	-	-
17	65	-	-	-	-	-
18	69	-	-	-	-	-
19	73	-	-	-	-	-
20	77	-	-	-	-	-
21	81	-	-	-	-	-
22	85	-	-	-	-	-
23	89	-	-	-	-	-
24	93	-	-	-	-	-
25	97	-	-	-	-	-
26	101	1,0	0,7	-	0,4	0,7
27	105	1,0	0,7	-	0,4	0,7

Примітки: h_B – висота вивалу, м; B_B – ширина вивалу, м; h_y – висота уступу в покрівлі, м; ℓ_{oy} – ширина віджатого вугілля, м; ℓ_1 – відстань від кінця верхняку до вибою, м.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5

РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ЗОН ПІДВИЩЕНОГО ГІРСЬКОГО ТИСКУ ВІД ЦІЛИКІВ, ЗАЛИШЕНИХ НА СУСІДНІХ ПЛАСТАХ

У масиві гірських порід, у тому числі й на вугільних пластах розташованих вище й нижче залишеного у виробленому просторі цілика, виникають області підвищеного гірського тиску. На рисунку 5.1 показана замкнута зона підвищеного гірського тиску (ПГТ) під вугільним ціликом і необхідні для її побудови розміри.

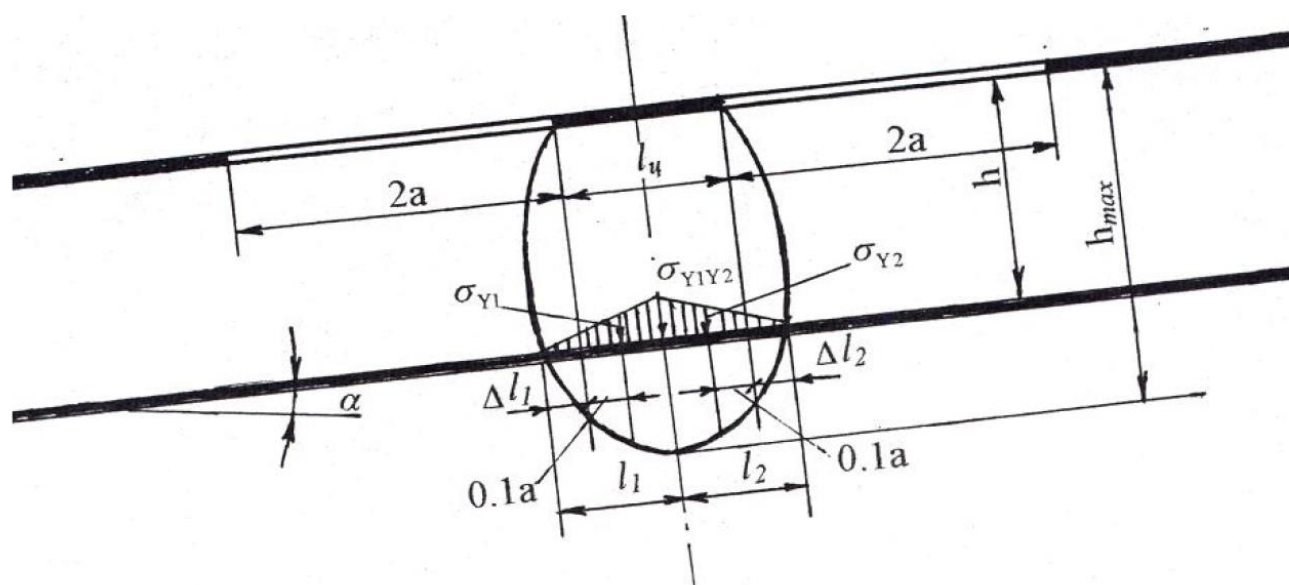


Рисунок 5.1 – Розташування зони підвищеного гірського тиску

Глибина поширення зони залежить від складу порід, що враховується коефіцієнтом неоднорідності міжпласта K_n :

$$K_n = 0,01 \cdot \eta \left[\left(f_n / f_c \right)^{0,19} - 1 \right] + 1, \quad (5.1)$$

де η – зміст у міжпластті (між ціликом і вугільним пластом) піщаників, вапняків, %;

f_n , f_c – коефіцієнти міцності піщаників і сланців, а також від співвідношення розміру цілика до половини довжини лави.

Інженерний метод побудови зон ПГТ заснований на результатах аналітичного рішення завдання про розподіл напруг у масиві.

Сутність методу, порядок розрахунків наведені нижче.

Визначається наведена потужність порід міжпластя:

$$h^p = h \cdot K_n, \quad (5.2)$$

де h – фактична відстань від пласту до цілика, м.

Визначається відношення:

$$\ell_{ц} / a, \quad (5.3)$$

де $\ell_{ц}$ – ширина цілика, м;

a – половина довжини лави, м.

Границі зони ПГТ на розрізі поперек простягання будуються в такому порядку:

- проводяться нормалі через верхню й нижню границі цілика;
- по таблиці 5.1 або 5.2 залежно від кута падіння пласта визначаються значення $\Delta\ell_1$ й $\Delta\ell_2$ у частках від половини довжини лави, потім множаться на a ;
- відкладаються позитивні значення $\Delta\ell_1$ й $\Delta\ell_2$ від нормалі убік виробленого простору й, якщо вони зі знаком мінус – убік цілика.

В таблицях 5.1, 5.2 вхідні величини $\ell_{ц}/a$, h^p/a . При одному розрахунковому значенні $\ell_{ц}/a$ послідовно виписуються $\Delta\ell/a$ при різних значеннях h^p/a . Наприклад: при $\ell_{ц}/a = 1$.

$$\Delta\ell/a = 0 \quad \text{при } h^p/a = 0;$$

$$\Delta\ell/a = 0,1 \quad \text{при } h^p/a = 0,2;$$

$$\Delta\ell/a = 0,14 \quad \text{при } h^p/a = 0,4 \text{ і так далі до кінця рядка.}$$

Ступінь небезпеки зони ПГТ визначається з використанням залежності:

Таблиця 5.1 – Параметри зон ПГТ від цілика при $\alpha = 0^\circ$

Формула параметра	ℓ ц/а	Параметри зон ПГТ при величині h^p / a рівної															
		0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,05	1,2	1,3	1,5	1,7	1,8				
$\Delta l/a$	1,0	0	0,1	0,14	0,14	0,13	0,11	0,10	0,07	0,04	-0,04	-0,2	-0,05				
$-\sigma_{yy} l / \gamma H$		1,74	1,41	0,78	0,50	0,33	0,21	0,19	0,12	0,08	0,03	0	-				
$-\sigma_{yy} \gamma H$		0,75	0,83	0,85	0,73	0,55	0,39	0,36	0,25	0,2	0,11	0,04	0				
$\Delta l l/a$	0,8	0	0,11	0,15	0,16	0,15	0,13	0,12	0,03	0,05	-0,06	-0,04	-				
$-\sigma_{yy} l / \gamma H$		1,85	0,51	0,88	0,57	0,37	0,23	0,21	0,12	0,08	0,02	-	-				
$-\sigma_{yy} \gamma H$		0,96	1,08	1,04	0,80	0,55	0,35	0,32	0,21	0,16	0,06	0	-				
$\Delta l l/a$	0,6	0	0,11	0,16	0,18	0,20	0,14	0,12	0,07	-0,02	-0,03	-	-				
$-\sigma_{yy} l / \gamma H$		2,03	1,70	1,04	0,66	0,41	0,22	0,19	0,09	-0,05	-	-	-				
$-\sigma_{yy} \gamma H$		1,31	1,48	1,24	0,83	0,51	0,29	0,25	0,14	0,09	0	-	-				
$\Delta l l/a$	0,4	0	0,13	0,19	0,21	0,20	0,14	0,08	-0,1	-0,02	-	-	-				
$-\sigma_{yy} l / \gamma H$		2,4	2,1	1,26	0,72	0,38	0,17	0,14	-0,01	-0,02	-	-	-				
$-\sigma_{yy} \gamma H$		1,97	2,11	1,3/8	0,76	0,42	0,18	0,15	0,04	0	-	-	-				
$\Delta l l/a$	0,2	0	0,15	0,19	0,23	0,18	0,01	-0,1	-	-	-	-	-				
$-\sigma_{yy} l / \gamma H$		3,79	2,74	1,29	0,5	0,23	0,02	0	-	-	-	-	-				
$-\sigma_{yy} \gamma H$		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-				

$$(h/h_{\max}) \cdot 100, \quad (5.4)$$

де h_{\max} – максимальна глибина поширення зони ПГТ визначається по рисунку 5.2.

I зона якщо $h/h_{\max} < 50\%$ – високий ступінь небезпеки;

II зона при $h/h_{\max} 51 - 75\%$ – небезпечна зона;

III зона при $h/h_{\max} > 75\%$ – прогнозна зона.

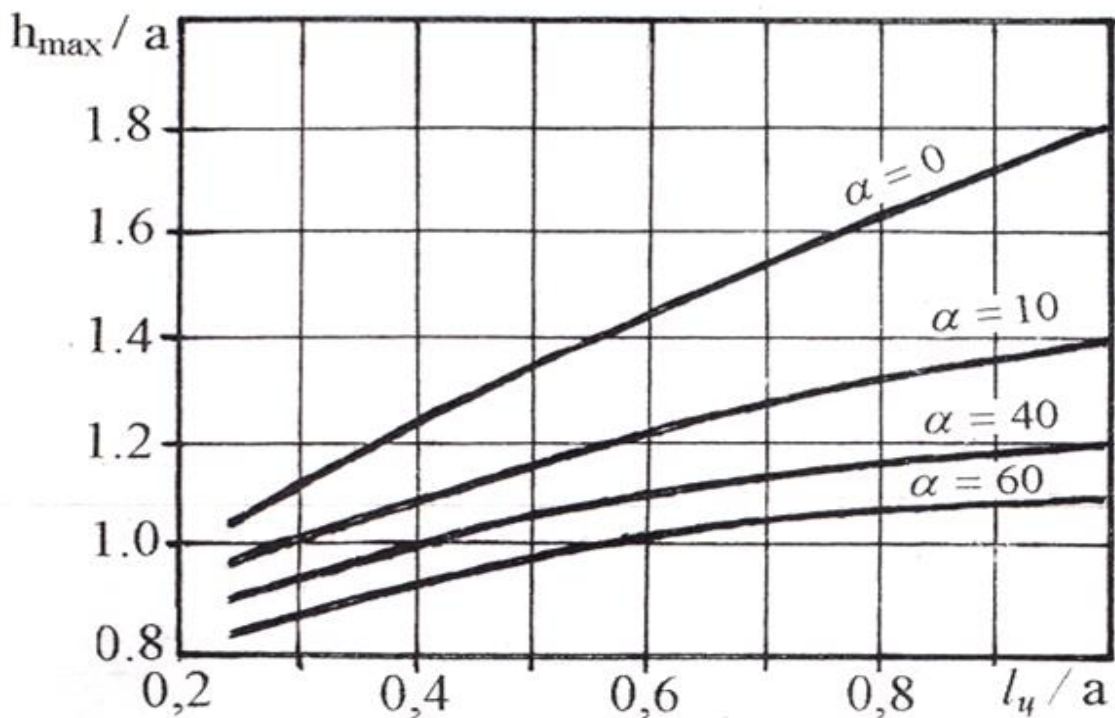


Рисунок 5.2 – Графік визначення h_{\max}/a

За даними таблиць 5.1, 5.2 будується епюр напруг у будь-якому перетині зони за значеннями $\sigma_{yy1} / \gamma H$.

Далі визначимо наведену глибину, при якій гірничо-геологічні умови аналогічні, як і в зоні ПГТ:

$$H_p = H \cdot \sigma_y / \sigma_y^0, \quad (5.5)$$

де H – глибина розробки, м;

σ_y° – початкова напруга стану для положистих пластів, МПа;

$$\sigma_y^\circ = \gamma H \cos\alpha, \text{ МПа}, \quad (5.6)$$

σ_y – максимальні значення напруг, МПа;

$$\sigma_y = \sigma_y^\circ + \sigma_{y1y2}, \text{ МПа}, \quad (5.7)$$

де σ_{y1y2} – додаткова напруга (см. таблицю 5.1, 5.2).

Визначаємо коефіцієнт концентрації напруг:

$$K = \sigma_y / \sigma_y^\circ. \quad (5.8)$$

При $K = 1 \dots 1,2$ – прогнозна зона, при $K = 1,2 \dots 1,4$ – небезпечна зона, при $K > 1,4$ – зона підвищеної небезпеки.

Приклад. Визначити ступінь небезпеки зони ПГТ на пласті, розташованому під вугільним ціликом для наступних умов: довжина лави 190 м; ширина цілика 70 м; глибина розробки 700 м; потужність міжпластя 30 м; кут падіння пласта 20° ; зміст пісковиків у породах міжпластя 20 %, коефіцієнт міцності сланців 4, пісковиків 8.

Рішення.

1. Визначаємо коефіцієнт неоднорідності міжпластя:

$$K_n = 0,01 \cdot \eta \left[\left(f_n / f_c \right)^{0,19} - 1 \right] + 1 = 0,01 \cdot 20 \left[\left(8 / 4 \right)^{0,19} - 1 \right] + 1 = 1,028.$$

2. Визначаємо наведену (розрахункову) потужність міжпластя:

$$h^p = 1,028 \cdot 30 = 30,8 \text{ м.}$$

3. Обчислюємо відношення розміру цілика до половини довжини лави, пов'язаною із ціликом:

$$\ell_{ц} / a = 70/95 = 0,74$$

і визначаємо максимальну дальність зони ПГТ по рисунку 5.2; $h_{\max} = 124$ м.

4. Будуємо границі зони ПГТ на розрізі поперек простягання пласта (рисунок 5.3).

5. Обчислюємо відношення (5.4) і визначаємо ступінь небезпеки зони ПГТ:

$$(h / h_{\max}) 100 = (30 / 124) \cdot 100 = 24 \%$$

На цій ділянці високий ступінь небезпеки.

6. Додаткові заходи щодо управління гірським тиском у лаві під вугільним ціликом:

- попередити робітників й ІТП під розпис про підхід лави до зони ПГТ;
- збільшити щільність кріплення в лаві;
- завчасно зміцнити покрівлю.

7. Начальний напружений стан для похилих пластів:

$$\sigma_y^{\circ} = \gamma H \cos \alpha = 0,025 \cdot 700 \cdot \cos 15^{\circ} = 16,9 \text{ МПа.}$$

8. Максимальні значення напруг:

$$\sigma_y = \sigma_y^{\circ} + \sigma_{y1y2} = 16,9 + 10,8 = 27 \text{ МПа.}$$

9. Визначаємо коефіцієнт концентрації напруг:

$$K = \sigma_y / \sigma_y^{\circ} = 27,7 / 16,9 = 1,64.$$

Тому що коефіцієнт концентрації більше 1,4 – зона підвищеної небезпеки.

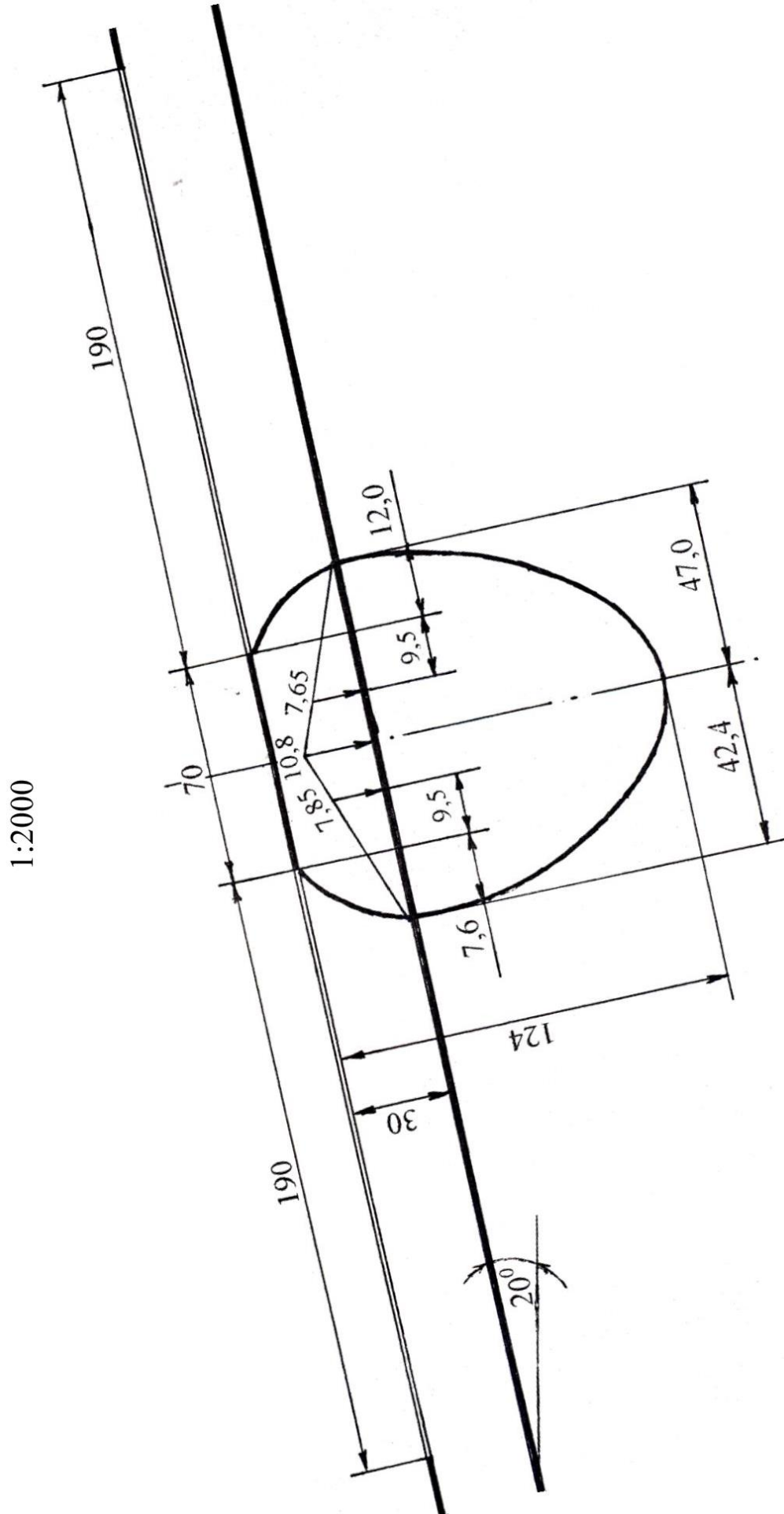


Рисунок 5.3 – Зона підвищення тиску нижче цілика

10. Визначимо наведену глибину:

$$H_p = H \cdot \sigma_y / \sigma_y^{\circ} = 700 \cdot 1,64 = 1150 \text{ м.}$$

Таким чином, під залишеним ціликом умови такі як на глибині 1150 м, замість 700 м фактичних.

У таблиці 5.3 наведені варіанти умов для рішення завдань.

Таблиця 5.3 – Умови завдання для розрахунку зон підвищеного гірського тиску

№ варіанта	$\ell_{ц}$, м	H, м	2a, м	h, м	α , град	η ,%	$f_{п}$	$f_{с}$
1	30	300	180	10	0	10	5	3
2	40	400	190	15	5	20	8	4
3	50	500	180	35	10	10	10	3
4	60	600	180	30	0	40	9	4
5	70	700	170	50	5	20	8	3
6	80	800	180	60	10	30	7	3
7	90	900	190	40	0	50	8	3
8	80	1000	160	50	10	20	8	3
9	75	1200	170	40	15	30	7	4
10	80	800	180	10	20	40	6	3
11	70	700	190	30	15	20	8	4
12	60	600	200	60	20	10	10	3
13	50	700	210	20	12	15	11	4
14	60	800	170	30	8	25	12	5
15	30	400	180	30	5	30	8	3
16	40	500	180	50	10	50	7	4
17	50	600	170	60	0	20	6	4
18	60	700	180	40	10	30	8	3
19	70	800	190	50	15	40	10	4
20	80	900	160	40	20	20	6	3
21	90	1000	170	10	15	10	11	5
22	80	1200	180	30	20	15	12	4
23	75	800	190	60	12	25	5	4
24	80	700	200	20	8	10	8	3
25	70	600	210	30	0	20	10	4

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6
РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ РОЗВАНТАЖЕННЯ
МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НАВКОЛО ВИРОБКИ

Основні принципи створення зон розвантаження масиву гірських порід при проведенні пластових виробок на великій глибині:

- при проведенні виробки виймають тільки підешву;
- поперечний переріз виробки прямокутної або трапецієвидної форми;
- локальні зони з оптимальними параметрами створюються свердловинами, щілинами або буровибуховим способом;
- зміцнення порід;
- кріплення спрямованої піддатливості до величини потужності пласта.

Основні параметри зон розвантаження масиву гірських порід при проведенні виробки: довжина щілини ($\ell_{щ}$) і потужність щілини ($m_{щ}$).

Оптимальна довжина щілини:

$$\ell_{щ} = 0,75 b, \quad (6.1)$$

де b – ширина виробки, м.

Якщо $\ell_{щ}$ зменшується, то збільшується підняття підешви ($U_{п}$) і зменшуються опускання покрівлі ($U_{к}$) і боків виробки ($U_{б}$), а якщо $\ell_{щ}$ збільшується, тоді навпаки збільшуються опускання ($U_{к}$) і зменшується підняття підешви ($U_{п}$). Тому в інтервалі $\ell_{щ}$ від 0,1 до 0,75 b параметри визначаються розрахунком.

Конвергенція покрівлі, підешви у виробку визначаються залежно від її ширини й коефіцієнта, обумовленого глибиною робіт, концентрацією напруг, міцністю порід.

Значення коефіцієнта концентрації напруг визначаються окремо для підешви й покрівлі по таблиці 6.1

Таблиця 6.1 – Значення коефіцієнта концентрації напруг

H/σ_c	2	4	6	18	44	50
K_σ	3,98	3,89	3,21	2,97	1,97	1,74

Поза зоною впливу лави $K_\sigma = 1$.

Опускання покрівлі, підосви:

– поза зоною опорного тиску:

$$U^{\kappa 1} = 0,5 K_{sk1} \cdot b, \quad (6.2)$$

$$U^{n1} = 0,5 \cdot K_{sn1} \cdot b, \quad (6.3)$$

– у зоні опорного тиску:

$$U^{\kappa} = 0,5 K_{sk} \cdot b, \quad (6.4)$$

$$U^{\Pi} = 0,5 \cdot K_{sn} \cdot b, \quad (6.5)$$

де K_s – коефіцієнт, $K_s = f\left(K_\sigma \cdot \frac{H}{\sigma}\right)$, відповідно до таблиці 6.2.

Таблиця 6.2 – Значення коефіцієнта K_s

$K_\sigma \cdot \frac{H}{\sigma_c}$	8	28-30	31	62-64	102
K_s	0,02	0,1	0,11	0,26	0,44

Конвергенція покрівлі, підшови після утворення щілини:

– поза зоною впливу лави:

$$U_o^{\kappa 1} = U^{\kappa 1} (1 + 0,12l); \quad (6.6)$$

$$U_o^{n1} = U^{n1} (1 - 0,3l), \quad (6.7)$$

– у зоні впливу лави:

$$U_o^{\kappa} = U^{\kappa} (1 + 0,12l); \quad (6.8)$$

$$U_o^n = U^n (1 - 0,3l). \quad (6.9)$$

У формулах (6.6-6.9) l – параметр:

$$l = \frac{4l_{щ}}{b}, \quad (6.10)$$

де $l_{щ}$ – довжина щілини, м.

Рекомендується при розрахунках прийняти $l_{щ} = 0,75 b$.

Висота щілини визначається для повного розвантаження:

– поза зоною впливу лави:

$$m_{щ} \geq U_o^{\kappa 1} + U_o^{n1} = 1,14 \cdot \left(\frac{U^{\kappa 1} + U^{n1}}{2} \right), \quad (6.11)$$

– у зоні впливу лави:

$$m_{uz} \geq U_o^k + U_o^n = 1,14 \left(\frac{U^{k1} + U^{n1}}{2} \right). \quad (6.12)$$

При m_{uz} менше потужності пласту приймається технологія утворення щілини буравленням свердловини великого діаметра.

Опір міжсвердловинних ціликів характеризується коефіцієнтом:

$$K_{скв} = \frac{\pi dn}{4}, \quad (6.13)$$

де d – діаметр свердловин, приблизно дорівнює висоті щілини;

n – число рядів свердловин по потужності пласту.

Кількість рядів визначається необхідною висотою щілини й діаметром свердловини:

$$P = \frac{m_{uz}}{d}. \quad (6.14)$$

Опускання покрівлі і підняття підшви складе при розвантаженні свердловинами:

$$U_o^k = U^k (1 + 0,12lK_{скв}); \quad (6.15)$$

$$U_o^n = U^n (1 - 0,3lK_{скв}). \quad (6.16)$$

Якщо висота щілини поза зоною впливу очисного вибою менше діаметра свердловини, розрахунок параметрів зони розвантаження не виконується.

Порядок визначення параметрів зони розвантаження аналітичним методом. Схема наведена на рисунку 6.1.

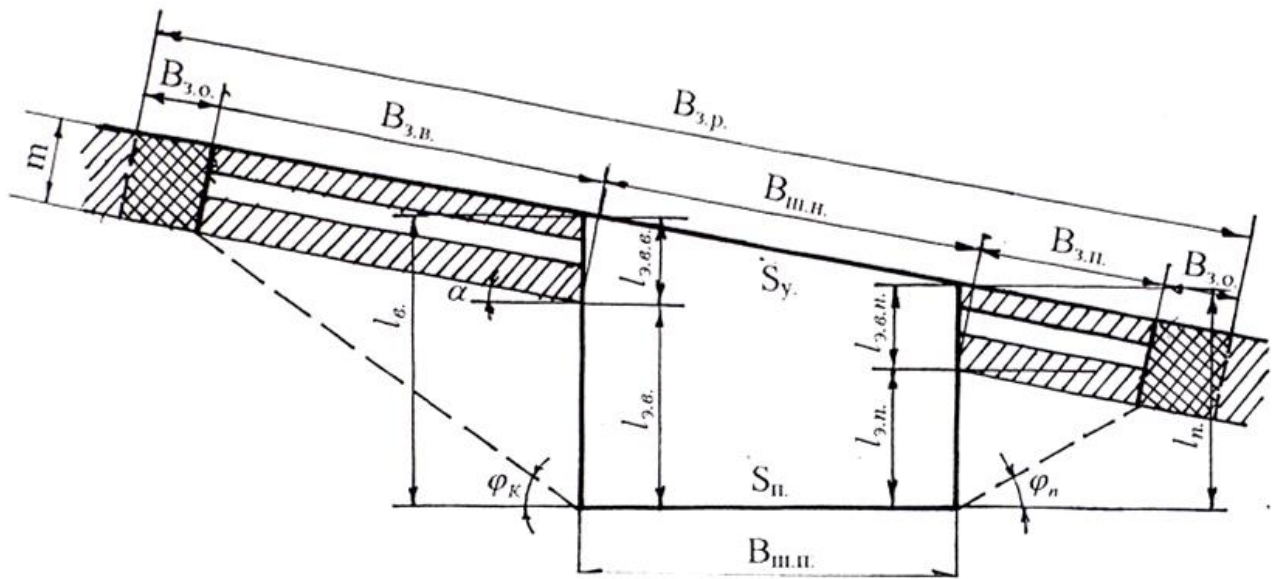


Рисунок 6.1 – Розрахункова схема визначення зон розвантаження масиву порід навколо виробки

Визначається кут розвантаження:

$$\varphi = 2 \left[\arctg \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_p} \cdot \frac{1}{B} \right) - 45^\circ \right], \quad (6.17)$$

де σ_p – межа міцності породи на розтягання, МПа;

B – коефіцієнт

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_p} + 1} - 1. \quad (6.18)$$

Визначається ширина зони розвантаження з боку повстання:

$$B_{з.о.} = \frac{(l_v - m / \cos \alpha) \sin(90 - \varphi)}{\sin(\varphi - \alpha)}, \quad (6.19)$$

і ширини розвантаження з боку падіння:

$$B_{zn} = \frac{(l_n - m / \cos \alpha) \sin(90 - \varphi)}{\sin(\varphi + \alpha)}, \quad (6.20)$$

де l_n й l_ϕ – висота виробки з боку падіння й повстання відповідно, м (визначається графічно).

Загальна ширина зони розвантаження визначається по формулі:

$$B_{зр} = B_{зв} + B_{зп} + B_{шн} + 2B_{зо}, \quad (6.21)$$

де $B_{зо}$ – зона віджима вугілля, $B_{зо} = 0,5\text{м}$;

$B_{шн}$ – похила ширина виробки, м;

$B_{шп}$ – ширина виробки по підшві, м.

Розміри B_i показані на рисунку 6.1.

Довжина верхнього елемента стояка:

– з боку повстання:

$$l_{звв} = B_{шп} \cdot \operatorname{tg} \alpha + \frac{m}{\cos \alpha} + 0.4, \quad (6.22)$$

– з боку падіння:

$$l_{звп} = \frac{m}{\cos \alpha} + 0.4. \quad (6.23)$$

Довжина стояка з боку повстання й падіння не менш 1,8 м.

Довжина верхняка визначається по формулі:

$$B_{шп} = l_{н\phi} = \frac{B_{шп}}{\cos \alpha}. \quad (6.24)$$

Приклад. Визначити параметри зони розвантаження для умов проведення пластового штреку: глибина 1400 м; потужність пласта 1,05 м; перетин виробки 15,2 м²; ширина виробки 4,5 м; форма поперечного перерізу трапецієподібна; кут падіння пласту 11°; міцність покрівлі 50 МПа; підосви 50 МПа.

1. Визначаємо розрахункові показники:

$$H/\sigma_K = 1400/50 = 28; \quad H/\sigma_{II} = 1400/50 = 28.$$

2. Приймаємо довжину щілини 0,75b:

$$l_{щ} = 0,75 \cdot 4,5 = 3,4 \text{ м.}$$

3. Визначаємо конвергенцію порід у виробку без проведення розвантажувальних робіт:

– поза зоною опорного тиску ($K_{\sigma} = 1$):

$$U^{K1} = 0,5K_{sk} \cdot b = 0,5 \cdot 0,1 \cdot 4,5 = 0,23 \text{ м};$$

$$U^{n1} = 0,5K_{sn} \cdot b = 0,5 \cdot 0,1 \cdot 4,5 = 0,23 \text{ м},$$

– у зоні опорного тиску ($K_{\sigma} = 2,5$), $K_{sk} = 0,29$, $K_{sn} = 0,29$:

$$U^K = 0,5 \cdot 0,29 \cdot 4,5 = 0,65 \text{ м};$$

$$U^{II} = 0,5 \cdot 0,29 \cdot 4,5 = 0,65 \text{ м.}$$

4. Визначаємо параметр l :

$$l = \frac{4l_{щ}}{b} = \frac{4 \cdot 3,4}{4,5} = 3,0,$$

де $l_{uz} = 0,75b = 0,75 \cdot 4,5 = 3,4$ м.

5. Визначаємо конвергенцію покрівлі й підосви після проведення щілини:

– поза зоною впливу лави:

$$U_o^{\kappa 1} = U^{\kappa 1} (1 + 0,12l) = 0,23(1 + 0,12 \cdot 3,0) = 0,31 \text{ м};$$

$$U_o^{n 1} = U^{n 1} (1 - 0,3l) = 0,23(1 - 0,3 \cdot 3,0) = 0,023 \text{ м};$$

– у зоні впливу лави:

$$U_o^{\kappa} = U^{\kappa} (1 + 0,12l) = 0,65(1 + 0,12 \cdot 3,0) = 0,88 \text{ м};$$

$$U_o^n = U^n (1 - 0,3l) = 0,65(1 - 0,3 \cdot 3,0) = 0,065 \text{ м}.$$

6. Визначаємо висоту щілини для повного розвантаження:

– поза зоною впливу очисних робіт:

$$m_{uz} = 1,14 \left(\frac{0,23 + 0,23}{2} \right) = 0,26,$$

приймаємо $m_{uz} = 0,3$ м,

– у зоні впливу очисних робіт:

$$m_{uz} = 1,14 \left(\frac{0,65 + 0,65}{2} \right) = 0,74,$$

приймаємо $m_{uz} = 0,75$ м.

Тому що в обох випадках немає необхідності виймати пласт повністю, приймаємо технологію утворення щілини буравленням свердловин великого діаметра.

7. Визначаємо коефіцієнт, що характеризує опір міжсвердловинних ціликів:

$$K_{CKK} = \frac{\pi dn}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,75 \cdot 1}{4} = 0,6.$$

8. Визначаємо кількість рядів свердловин:

$$P = 1,05/0,75 = 1,4 = 1 \text{ ряд.}$$

9. Визначаємо конвергенцію порід:

$$U_o^k = 0,65(1 + 0,12 \cdot 0,6 \cdot 3,0) = 0,81 \text{ м;}$$

$$U_o^n = 0,65(1 - 0,3 \cdot 0,6 \cdot 3,0) = 0,3 \text{ м.}$$

10. Тому що висота щілини поза зоною впливу очисного вибою менше діаметра свердловин, розрахунок параметрів зони розвантаження не виконуємо.

11. Визначаємо коефіцієнт В:

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_p} + 1} - 1 = \sqrt{\frac{50}{5} + 1} - 1 = 2,32.$$

12. Визначаємо кут розвантаження масиву:

$$\varphi = 2 \left[\arctg \left(\frac{50}{5,0} \cdot \frac{1}{2,32} \right) - 45^\circ \right] = 64^\circ.$$

13. Визначаємо зону розвантаження з боку повстання:

$$B_{3\theta} = \frac{(3,8 - 1,05/0,982)0,5}{0,75} = 1,8 \text{ м.}$$

14. Визначаємо зону розвантаження з боку падіння:

$$B_{zn} = \frac{(2,9 - 1,05/0,982)0,5}{0,94} = 1,0 \text{ м.}$$

15. Ширину зони віджиму пласта приймаємо рівної 0,5 потужності пласту з боку падіння й з боку повстання.

16. Вичерчуємо розрахункову схему в масштабі 1:100 (рис. 6.1) і графічно визначаємо ширину зони розвантаження: $B_{зв} = 1,8 \text{ м}$; $B_{зп} = 1,0 \text{ м}$.

17. Визначаємо загальну ширину зони розвантаження:

$$B_{зр} = 1,8 + 1,0 + 4,5 + 2 \cdot 0,5 \cdot 1,05 = 8,45 \text{ м.}$$

18. Визначаємо довжину верхніх елементів стояків:

– з боку повстання:

$$l_{звв} = 1,05/0,982 + 4,5 \cdot 0,194 + 0,4 = 1,1 + 0,9 + 0,4 = 2,4 \text{ м,}$$

– з боку падіння:

$$l_{звп} = 1,05/0,982 + 0,4 = 1,5 \text{ м.}$$

19. Довжина нижніх елементів стояків з боку повстання й падіння дорівнює 1,8 м.

20. Визначаємо довжину верхняка:

$$l_{nv} = \frac{B_{un}}{\cos \alpha} = \frac{4,5}{0,982} = 4,6 \text{ м.}$$

На рисунку 6.2 у масштабі 1:100 зображена схема розвантаження масиву для заданих умов.

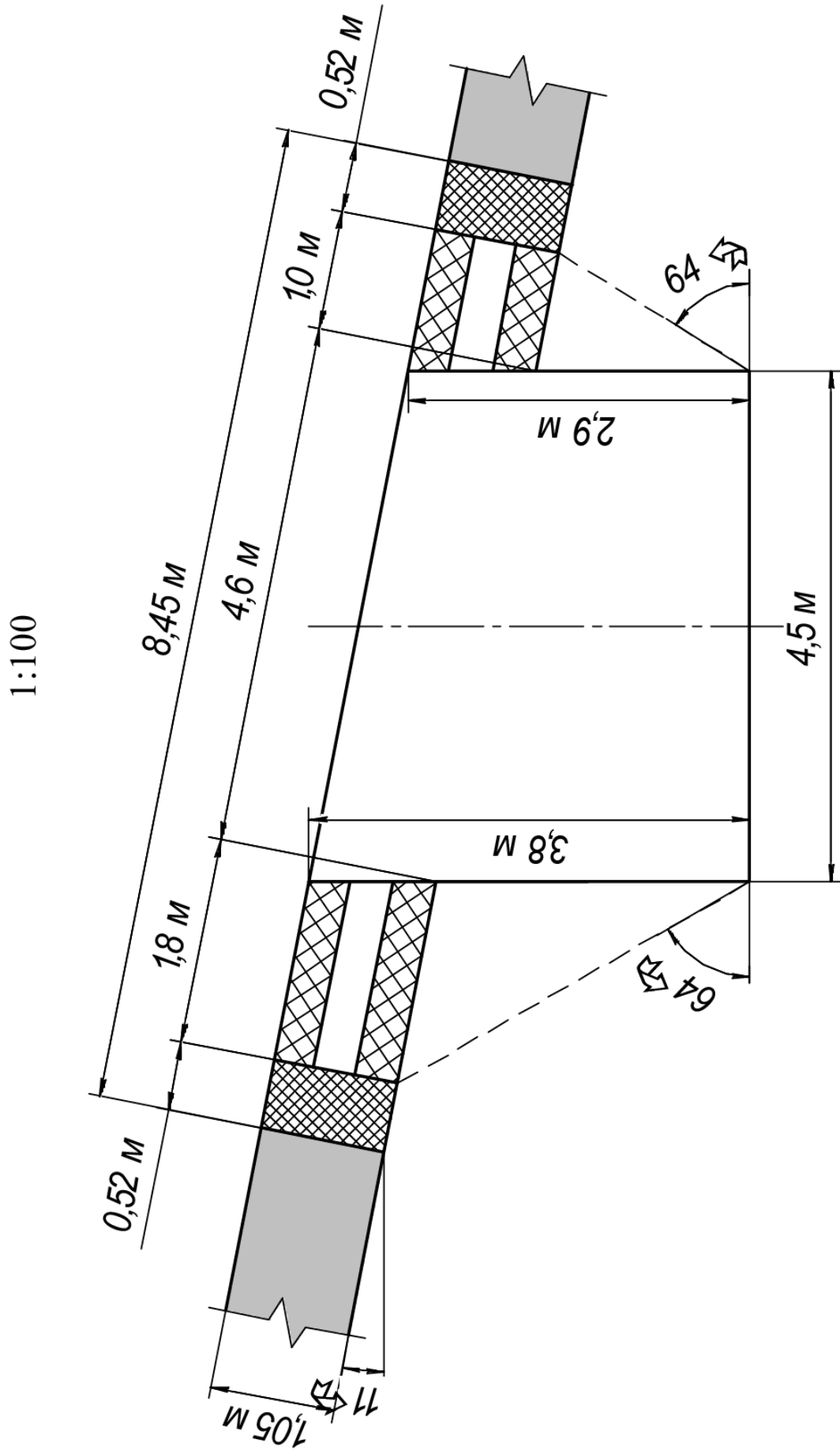


Рисунок 6.2 – Схема розвантаження масиву порід свердловинами

У таблиці 6.3 наведені варіанти завдань Літерні позначення в колонках відповідають позначенням у формулах.

Таблиця 6.3 – Варіанти завдань

№ варіанта	H, м	m, м	α , град	S, м ²	b, м	$\sigma_{до}$, МПа	$\sigma_{п}$, МПа
1	900	1,2	10	10,4	3,5	50	40
2	1000	1,3	5	12	3,5	60	80
3	1100	1,4	6	14	4,0	30	40
4	1200	1,0	7	16	5,0	50	50
5	1300	1,2	8	18	5,5	40	80
6	1400	1,3	10	16	5,0	80	40
7	1500	1,5	12	18	5,5	30	40
8	1600	1,6	14	18	5,5	40	50
9	950	1,3	10	12	3,5	50	60
10	1050	1,4	10	14	4,0	60	50
11	1150	1,5	5	14	4,0	70	40
12	1250	1,6	6	15	4,5	80	50
13	1350	1,7	8	16	4,5	45	45
14	1450	1,8	10	18	5,0	55	55
15	1550	1,9	5	20	5,5	65	45
16	980	1,0	7	14	4,0	75	75
17	1080	1,1	9	15	4,5	85	30
18	1180	1,2	11	16	4,5	40	50
19	1280	1,3	12	18	5,0	50	40
20	1380	1,4	10	22	5,5	60	70
21	1480	1,5	13	22	5,5	70	60
22	1580	1,6	14	22	5,5	80	40
23	1110	1,4	10	20	5,0	80	60
24	1210	1,8	8	20	5,0	80	60
25	990	1,7	7	20	5,0	60	60

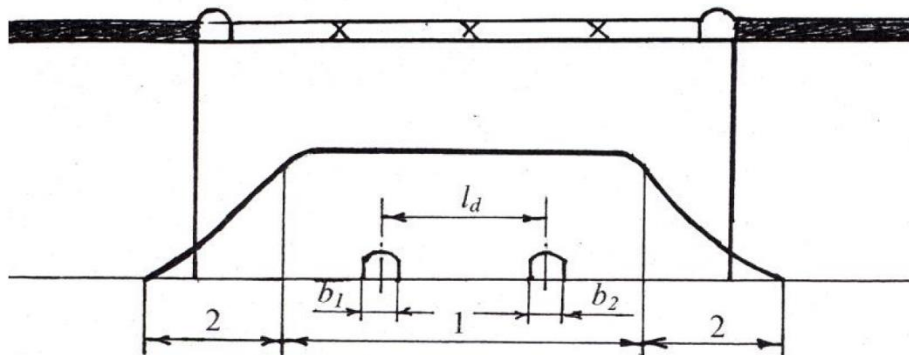
ПРАКТИЧНА РОБОТА № 7

РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ РОЗТАШУВАННЯ ОСНОВНИХ ПОЛЬОВИХ ВИРОБОК У ЗОНІ РОЗВАНТАЖЕННЯ

Розвантаження масиву гірських порід навколо гірничих виробок – основне технічне рішення для зниження негативного впливу природних факторів.

Для охорони польових виробок зона розвантаження створюється лавою. Умови переходу на охорону польових виробок з попереднім розвантаженням – конвергенція покрівлі й підосви менш 0,5 м, що є межею для аркового трьохланкового кріплення типу КМП-А3. При кутах падіння пласту до 10° зона розвантаження створюється лавою, яка працює по падінню або повстанню, по простяганню; при більшому куті падіння тільки по простяганню.

На рисунку 7.1 дана розрахункова схема для визначення параметрів розташування основних польових виробок у зоні розвантаження.



1 – зона повних зрушень;

2 – зона складних зрушень

Рисунок 7.1 – Схема розташування польових виробок

Польові виробки необхідно розташовувати в зоні повних зрушень.

Відстань між виробками визначається по формулі:

$$l_0 = K_i(b_1 + b_2), \quad (7.1)$$

де K_i – коефіцієнт, що залежить від глибини розробки й міцності порід, напрямку просування лави (табл. 7.1).

Таблиця 7.1 – Значення коефіцієнта K_i

Глибина, м	Значення K_i при розрахунковій міцності порід, МПа			
	30	60	90	120
600-900	4,5	2,5	2,0	1,6
901-1200	5,0	3,5	2,5	1,8
Більше 1200	5,5	4,0	3,0	2,0

У зоні повних зрушень польові виробки менш деформуються, чим у зонах складних зрушень, де боки, покрівля, підшва деформується.

На рисунку 7.2 показане розташування виробок у плані й на розрізі.

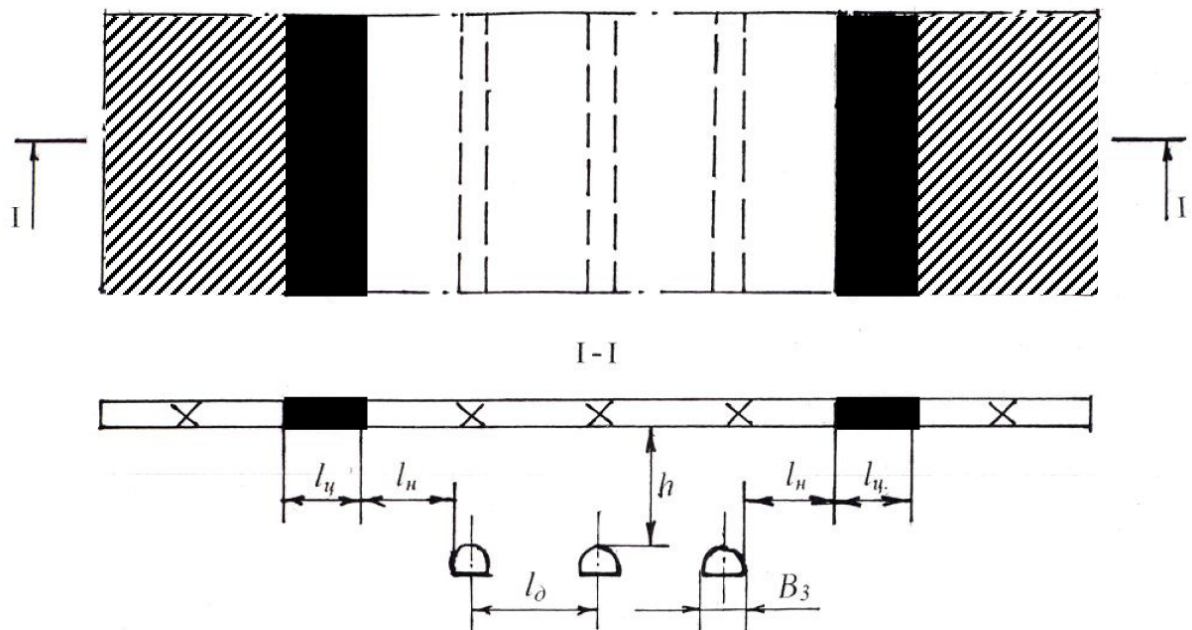


Рисунок 7.2 – Схема розташування похилих виробок

Виробки розташовують на відстані від вибою, обумовленій по формулі:

$$l_n \geq 1,5\sqrt{mH} \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_h, \quad (7.2)$$

де m – потужність пласту, м;

H – глибина розробки, м;

K_y – коефіцієнт, що враховує стійкість покрівлі виробки:

$K_y = 1$ при нестійких породах ($G < 40$ МПа);

$K_y = (0,8 - 0,6)$, при середній стійкості породах ($G=40-60$ МПа);

$K_y = (0,5 - 0,4)$, при стійких породах ($G > 60$ МПа);

K_o – коефіцієнт, що враховує обвалюємість порід:

$K_o = 1$ для легкообвалюємої покрівлі ($G < 40$ МПа);

$K_o = 1,15$ при середньої обвалюємість покрівлі ($G=40-60$ МПа);

$K_o = 1,25$ для важкообвалюємої покрівлі ($G > 60$ МПа);

K_h – коефіцієнт, що враховує відстань від підосви пласту до виробки:

при $h = 10$ м $K_h = 1$; $h = 15$ м $K_h = 0,95$; $h = 20$ м $K_h = 0,85$.

На рисунку 7.3 показане розташування щодо границь масиву при відпрацьовуванні лави по простяганню.

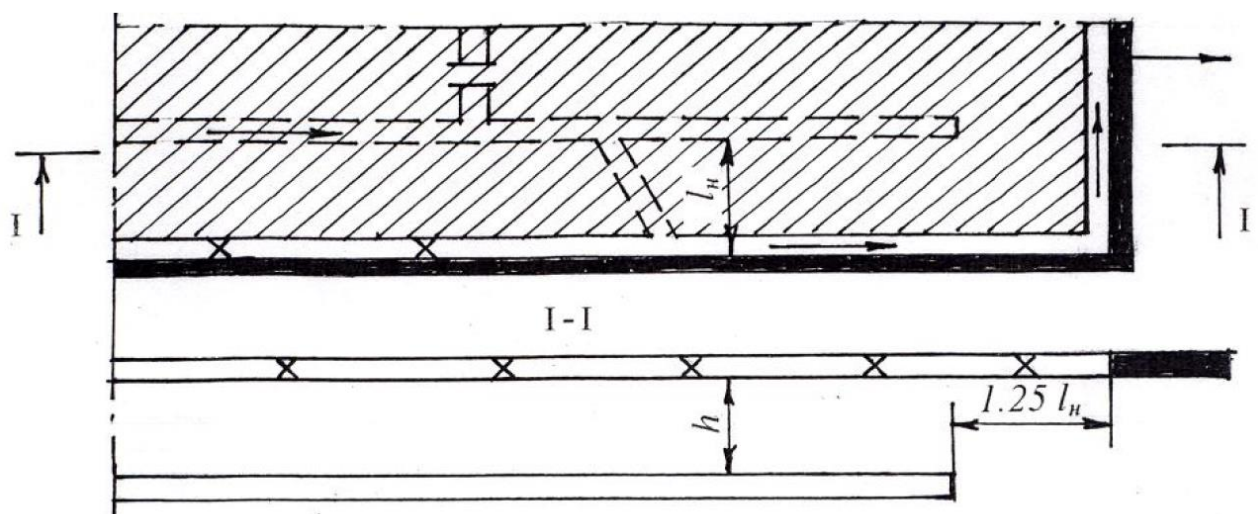


Рисунок 7.3 – Розташування польової виробки при відпрацьовуванні лави по простяганню

Довжина розвантажувальної лави повинна бути не менш 180-200 м, щоб розташувати виробки, приймально-відправні площадки, камери.

Ширина цілика між виробленим простором розвантажувальної й основної лав визначається по формулі:

$$l_y \geq K_\delta \cdot l_n, \quad (7.3)$$

де K_δ – коефіцієнт, що враховує напрямок руху основної лави:

якщо лава рухається на цілик $K_\delta = 0,8$;

паралельно виробкам $K_\delta = 0,6$;

від границь цілика $K_\delta = 0,4$.

Приклад. Визначити взаємне положення польових панельних похилу й ходка, розвантажувальної й основних лав. Умови: глибина розробки 1000 м, потужність пласту 1,6 м, межа міцності на стиск покрівлі 60 МПа, підосви 50 МПа. Перетин виробок 18 м² кожної, ширина виробки 5 м.

1. Визначаємо відстань між виробками:

$$l_\delta = K_i(b_1 + b_2) = 3,5(5 + 5) = 35 \text{ м}.$$

2. Визначаємо відстань від виробки до границі вугільного пласту:

$$l_n \geq 1,5\sqrt{mH} \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_h = 1,5 \cdot \sqrt{1,6 \cdot 1000} \cdot 0,7 \cdot 1,15 \cdot 1 = 49,0 \text{ м};$$

$$K_h = 1 \text{ при } h = 10 \text{ м}.$$

3. Визначаємо відстань між вибоями розвантажувальної лави й польових виробок:

$$\ell = 1.25\ell_H = 1,25 \cdot 49,0 = 62,0 \text{ м.}$$

4. Визначаємо розміри ціликів при роботі лав:

на виробку $\ell_{ц} = K_{\partial} \cdot \ell_H = 0,8 \cdot 49,0 = 39,0 \text{ м;}$

від виробки $\ell_{ц} = 0,4 \cdot 49,0 = 20,0 \text{ м;}$

паралельно виробкам $0,6 \cdot 49,0 = 30,0 \text{ м.}$

На рисунку 7.4 в масштабі 1:1000 показане взаємне розташування виробок.

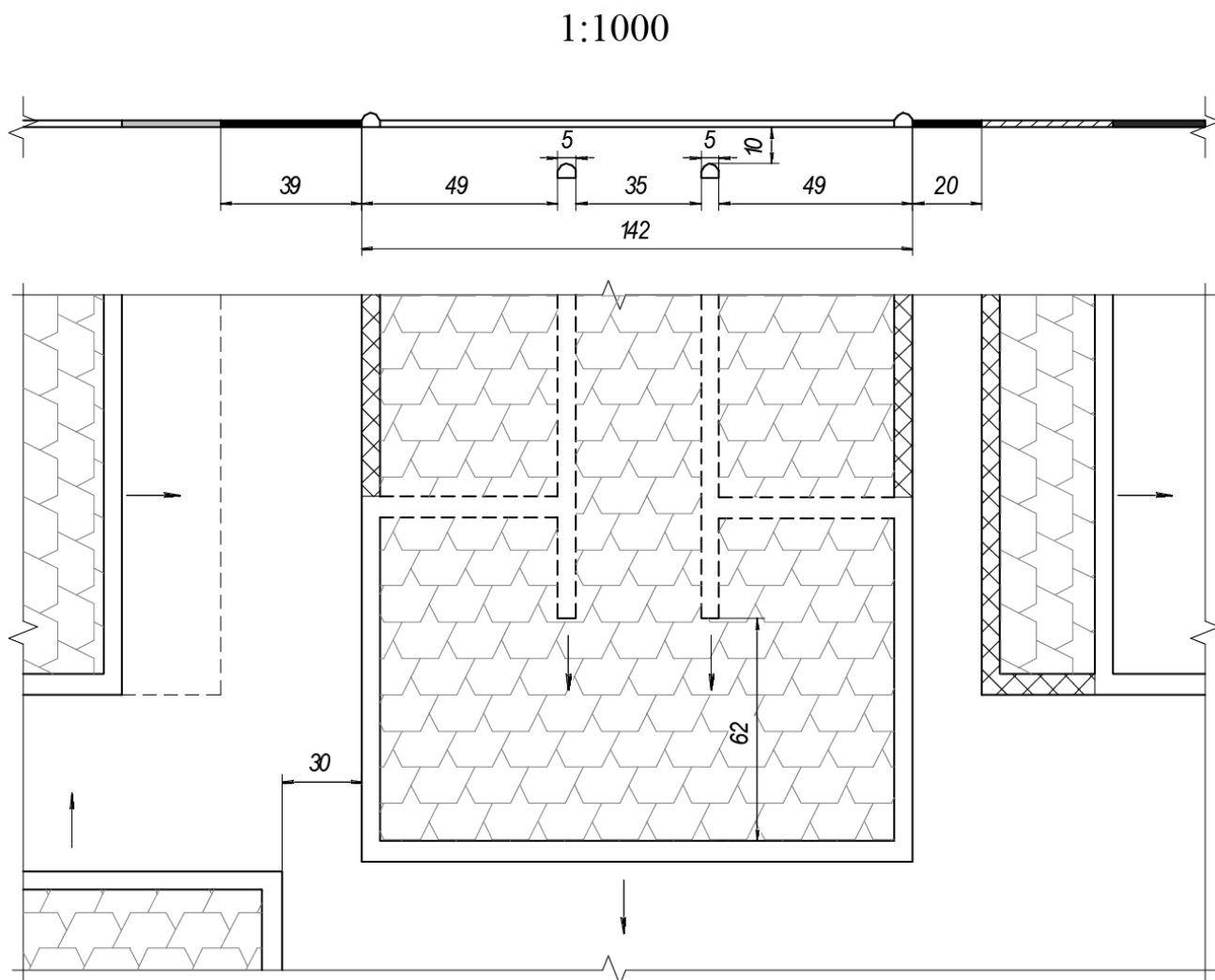


Рисунок 7.4 – Взаємне розташування очисних й підготовчих виробок

У таблиці 7.2 наведені варіанти завдань.

Таблиця 7.2 – Варіанти завдань

№ варіанта	m, м	H, м	S, м ²	b, м	Межа міцності на стиск, МПа	
					покрівлі	підшви
1	1,0	1000	16	4,5	50	40
2	1,2	900	18	5,0	60	60
3	1,4	1200	20	5,5	80	70
4	1,6	1300	16	5,0	50	80
5	1,8	1400	18	4,0	60	60
6	2,0	1000	20	5,0	80	80
7	2,5	900	20	5,0	75	75
8	3,0	850	22	6,0	65	65
9	1,1	1050	24	6,0	60	50
10	1,3	1150	16	3,5	40	60
11	1,5	960	18	4,5	40	60
12	1,7	980	20	5,0	40	50
13	1,9	1020	26	5,5	50	50
14	2,1	1040	28	6,0	50	60
15	2,3	1110	16	4,0	50	40
16	2,2	1080	18	4,0	60	70
17	2,1	1060	20	5,0	60	40
18	1,9	960	22	5,0	60	60
19	1,8	980	24	6,0	70	60
20	1,7	1000	26	6,0	80	50
21	1,6	1100	28	6,0	70	50
22	1,5	1200	16	5,0	80	50
23	0,9	1300	15	4,0	90	60
24	0,8	1400	14	4,0	100	70
25	1,0	1600	24	6,0	80	40

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
2. Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с. (гл. 3 §§ 8, 9, 12).
3. Навчальний посібник з дисципліни «Геомеханічне забезпечення гірничих робіт» (для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво» освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання) (Електронне видання) / Уклад.: Д.А. Сорока. – Київ: вид-во СНУ ім. В. Даля, 2025. – 86 с.
4. Орлов А.А. Классификация состояния кровли в очистных выработках // Уголь. – 1967. – № 4.
5. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Механизмы деформирования надрабатываемой выработки // Уголь Украины. – 1994. – № 5. – С. 10-12.
6. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Повышение устойчивости надрабатываемых выработок // Уголь Украины. – 1994. – № 8. – С. 23-24.
7. Черняев В.И. Расчёт напряжений и смещений пород при разработке свиты пластов. – Киев: Техника, 1987. – 149 с.
8. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
9. Альбом схем вскрытия и систем разработки пологих пластов Донбасса на больших глубинах с расположением выработок в разгруженных зонах. – М.: ИГД им. Сочинского, 1990. – 168 с.
10. Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок: Навчальний посібник. – Д.: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2010. – 408 с.

Навчальне видання

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
до виконання практичних робіт з дисципліни
"Геомеханічне забезпечення гірничих робіт"
(для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво»
освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання)
(Електронне видання)

Укладач:
Дмитро Анатолійович Сорока

Оригінал-макет

Д.А. Сорока

Підписано до друку _____
Формат 60x84^{1/16}. Папір друкар. Гарнітура Times.
Друк офсетний. Умов. друк. арк. _____. Облік. видавн. арк. _____
Тираж _____ екз. Вид. № _____. Замовл. № _____. Ціна договірна.

Видавництво Східноукраїнського національного університету
імені Володимира Даля

Адреса видавництва: м. Київ, вул. Іоанна Павла II, 17.

Телефон: +38(050) 218 04 78

E-mail: vidavnictvosnu.ua@lmail.com