

Міністерство освіти і науки України
Донецький національний технічний університет
Красноармійський індустріальний інститут
Кафедра розробки пластових родовищ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
до практичних робіт з курсу
„УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ПОРОДНОГО МАСИВУ”

Міністерство освіти і науки України
Донецький національний технічний університет
Красноармійський індустріальний інститут
Кафедра розробки пластових родовищ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до практичних робіт з курсу
„УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ПОРОДНОГО МАСИВУ”
для студентів спеціальності 7.090301 всіх форм навчання

ЗАТВЕРДЖЕНО
на засіданні кафедри РПР
протокол №7 від 8.12.2004 р.

ЗАТВЕРДЖЕНО
учбово-методичною радою
протокол №1 від 14.03.2005 р.

Методичні вказівки до практичних робіт з курсу „Управління станом породного масиву” для студентів спеціальності 7.090301 всіх форм навчання / Укл. Я. О. Ляшок, Л. Л. Бачурин., О. О. Ісаєнков – Красноармійськ: КІІ ДонНТУ, 2005. – 47 стор.

Приведені практичні завдання з варіантами вихідних даних для самостійної і аудиторної роботи студентів денної і заочної форми навчання спеціальності 7.090301 «Розробка родовищ корисних копалин». Приведені необхідна довідкова інформація і вказівки до виконання.

Укладачі: доц. Ляшок Ярослав Олександрович
 ст. викл. Бачурін Леонід Леонідович
 ст. викл. Ісаєнков Олександр Олександрович

Рецензент:

Практична робота № 1

Визначення фізико-механічних властивостей гірських порід і умов підтримання виробки

Завдання:

Визначити середньозважену міцність порід (покрівлі, підшви і середню) навколо виробки, проведеної в шаруватому масиві порід.

Дані для розрахунку:

№	Міцність (R, МПа) і товщина (m, м) породних шарів												H, м	α , ...°
	R ₁	m ₁	R ₂	m ₂	R ₃	m ₃	R ₄	m ₄	R ₅	m ₅	R ₆	m ₆		
1	90	20	40	5	30	3	10	1,5	70	10	60	20	800	10
2	70	15	40	5	37	4	10	2	60	8	70	15	700	13
3	90	11	45	6	40	2	12	1	65	5	75	11	600	15
4	67	10	50	8	60	1	10	0,5	20	2	80	17	200	12
5	100	10	70	4	70	1,5	8	0,8	45	0,8	90	25	1100	17
6	54	12	60	8	50	2	10	1,1	50	1	70	17	1200	11
7	60	10	65	5	55	2	10	1,7	60	0,8	90	25	1150	9
8	75	6	45	15	58	1,2	8	1,9	110	0,9	90	28	1050	14
9	80	8	85	11	60	2,1	10	2	40	0,5	75	30	950	18
10	90	18	70	10	55	1,7	8	2,2	50	1,2	75	22	850	20
11	80	10	60	15	60	2,1	10	2,4	50	1,1	90	27	250	21
12	95	15	70	10	60	1,1	15	2,5	27	0,5	70	10	750	23
13	80	11	80	9	55	2,1	12	2,1	35	0,6	80	25	650	25
14	90	15	60	6	80	2	10	1,9	40	0,7	75	26	550	19
15	90	15	70	5	60	3	7	12,7	50	0,8	60	22	500	13
16	85	10	70	8	75	2	10	1,4	70	1	90	30	600	12
17	90	18	90	7	100	1	10	1,2	60	2	70	40	700	10
18	68	10	80	12	60	1,1	10	1,0	70	1,2	80	40	800	8
19	58	10	45	20	75	4	10	0,8	90	2	60	35	900	6
20	48	9	63	12	50	2,5	10	1,1	60	3	58	36	400	0

Шар №4 – це пласт вугілля. Розташовується приблизно посередині виробки (см. рис. 1.1, 1.2).

№№ варіантів	Тип кріплення	Площа поперечного перетину S, м²	Термін служби, років
1, 6, 11, 16	КМП-А3	12,8	1
2, 7, 12, 17	КМП-А5	16,1	5
3, 8, 13, 18	КМП-Т	13,8	9
4, 9, 14, 19	КМП-А3	14,5	14
5, 10, 15, 20	КМП-А5	13,3	19

Розміри виробки залежно від площі поперечного перетину – див. табл. 2.3 (практична робота №2).

Розрахунок величин R_C (середньозважена міцність порід навколо виробки), R_K (середньозважена міцність порід покрівлі), R_{II} (середньозважена міцність порід підшви) для випадку пологого і похилого залягання пластів роблять у наступному порядку:

– будується в масштабі 1:100 або 1:200 перетин виробки в навколишніх породах, що залягають від контуру перетину виробки на висоту $1,5b$, а в підшві – $1,0b$ (b – ширина виробки в проходці) – див. рисунок 1.1;

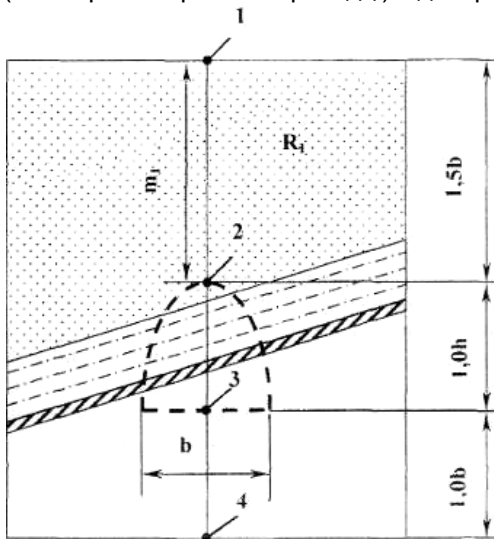


Рисунок 1.1 – Схема до розрахунку середньозваженої міцності порід навколо виробки.

Примітка. Звертаємо увагу на те, що на вищенаведеному рисунку шари будуть розташовані горизонтально, якщо виробка проводиться по падінню або повстанню пласту і під кутом падіння, якщо вона проводиться по простяганню пласту.

– розраховують величини R_K , R_{II} по одній і тій же формулі 1.1 з тією тільки різницею, що для розрахунку R_K враховують породи уздовж лінії 1–3, а для R_{II} – 2–4. Величину R_C приймають як середньоарифметичну з R_K , R_{II} ;

$$R = \frac{K_C \cdot K_W \cdot \sum (R_i \cdot m_i)}{\sum m_i}, \quad (1.1)$$

де R_i – міцність i -го шару породи при одноосьовому стиску в шматку (зразку), МПа;

m_i – товщина даного шару породи в межах розрахункової схеми й уздовж розрахункової лінії, м;

- K_C – коефіцієнт структурного ослаблення тріщинами масиву гірських порід, од. Приймається по таблицях 1.1 і 1.2;
- K_W – коефіцієнт, що враховує тривалу технологічну обводненість виробки, од. Приймається $K_W = 1$ для сухих виробок. У залежності від петрографічного типу порід у випадку їхнього обводнювання: $K_W = 0,8$ для кременистих піщаників і сланців; $K_W = 0,7$ для вапняних піщаників і вапняків; $K_W = 0,6$ для алевролітів, глинистих піщаників, каолінових глин; $K_W = 0,5$ для аргілітів і мергелів; $K_W = 0,3$ для монтморілонітових глин.

Таблиця 1.1 Величина коефіцієнта структурного ослаблення порід у масиві для порід з $R > 30$ МПа

Вихід керн з відстанню між розламами, м	Величина коефіцієнта K_C , од.
Більш 1	0.9
0.5 – 1	0.8
0.3 – 0.5	0.6
0.1 – 0.3	0.4
Уламки і дрібнота до 0.1	0.2

Таблиця 1.2 – Величина коефіцієнта структурного ослаблення порід у масиві для порід з $R < 30$ МПа

Характеристика місця розташування виробки	Величина коефіцієнта K_C , од.
Поза плікативними порушеннями з радіусом менш 300 м і поза зоною диз'юнктивних порушень на відстані від них більш 4 нормальних амплітуд порушень	0.9
У плікативних порушеннях з радіусом менше 300 м або в зоні впливу диз'юнктивних порушень на відстані від них від 1 до 4 нормальних амплітуд порушень	0.6
Безпосередньо в диз'юнктивному порушенні на відстані від нього до 1 нормальної амплітуди	0.3

При розрахунку величин R_C , R_K , R_D можна використовувати середню для всіх шарів порід величину коефіцієнта ослаблення порід у масиві $K = K_{CK}$ (див. таблицю 1.3).

Таблиця 1.3 – Величина коефіцієнта ослаблення порід у масиві.

Тип масиву	Величина коефіцієнта K при глибині розташування виробки, м		
	0–200	200–1000	понад 1000
Одиночний пласт	0,9	0,6–0,8	0,3–0,6
Надроблений або підроблений пласт	0,6–0,8	0,3–0,6	0,2–0,4

Тип безпосередньої й основної покрівлі вугільного пласту по класифікації ВНДМІ визначається по таблицях 1.4 і 1.5.

Таблиця 1.4 – Характеристика безпосередньої покрівлі вугільного шару

Клас покрівлі по стійкості	Склад і характеристика безпосередньої покрівлі
Стійка (Б4, Б5 по ДонВГІ)	Піщаники, вапняки, алевроліти ($R > 60$ МПа). Керн із відстанями між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю більш 1 м.
Середньої стійкості (Б3, Б4 по ДонВГІ)	Алевроліти й аргіліти (R від 30 до 60 МПа). Керн із відстанями між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю від 0,5 до 1 м.
Хитка (Б2 по ДонВГІ)	Шаруваті тріщинуваті алевроліти й аргіліти ($R < 30$ МПа). Керн у вигляді стовпчиків з відстанями між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю менш 0,5 м
Вельми хитка (Б1 по ДонВГІ)	Тонкошаруваті, сильно тріщинуваті аргіліти ($R < 30$ МПа). Керн у вигляді шматків і дрібноти.

Таблиця 1.5 – Характеристика основної покрівлі вугільного пласту

Клас покрівлі по схильності до обвалення	Склад і характеристика порід основної покрівлі
Легко обвалюється (А1 по ДонВГІ)	Однорідна покрівля із шаруватих аргілітів і алевролітів загальною товщиною більш 6–7 <i>m</i> (<i>m</i> – товщина вугільного пласту). R до 40 МПа, керн у виді стовпчиків і шматків з відстанню між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю до 0,3 м. Шаруваті глини і слабозв'язні піски.
Середньої схильності до обвалення (А2, А3 по ДонВГІ)	Однорідна покрівля з аргілітів, алевролітів і шаруватих піщаників загальною товщиною більш 6–7 <i>m</i> . R від 40 до 80 МПа. Керн із відстанню між поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю від 0,3 до 1 м. Неоднорідна покрівля: над пластом товщиною до 3–4 <i>m</i> залягають шаруваті аргіліти й алевроліти, а вище залягають алевроліти, піщаники і вапняки товщиною більш 2 <i>m</i> і з R більш 80 МПа. Керн із відстанню між поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю до 1,5 м.
Важко обвалюється (А3, А4 по ДонВГІ)	Над пластом на відстані від нього менш 3–4 <i>m</i> залягають масивні піщаники, вапняки й алевроліти загальною товщиною більш 2 м з R більш 80 МПа. Керн із відстанню між поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю більш 1,5 м.

Приклад розрахунку середньозваженої міцності порід навколо виробки.

Умова. Виробка проводиться по простяганню на глибині 600 м. Кут падіння порід 15. Пласт одиночний. Ширина виробки в проходці 4,12 м, висота — 3,56 м. Місце розташування виробки щодо порід, що вміщують, і вугільного пласту, а також міцність порід при одноосьовому стиску в шматку зазначені на рисунку П.1.

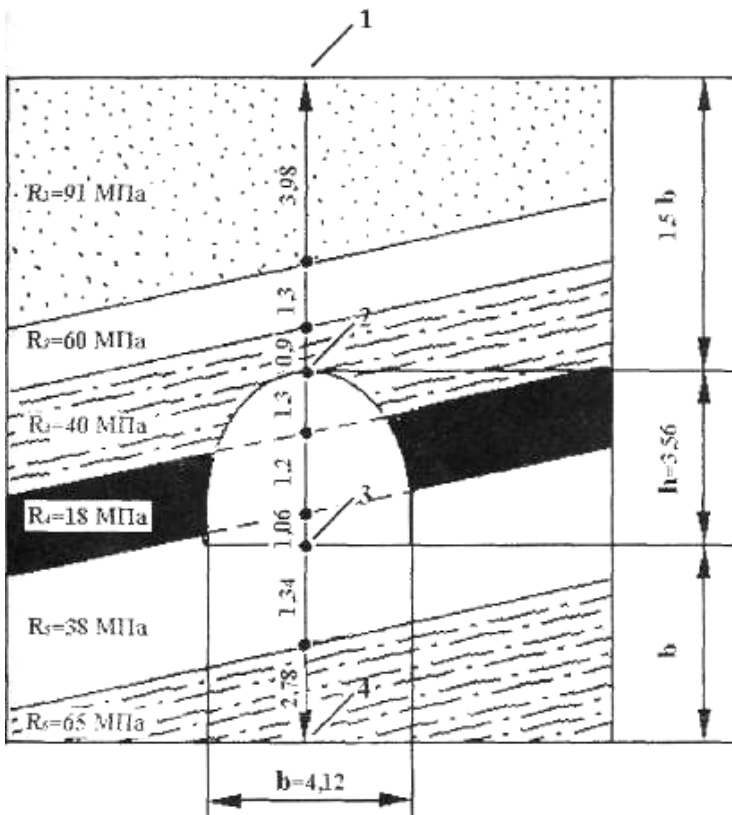


Рисунок П.1 Схема до розрахунку середньозваженої міцності порід навколо виробки

Приймаємо, що коефіцієнт ослаблення порід у масиві $K = 0,8$ (див. таблицю 1.3), тоді по формулі 1.1

– середньозважена міцність покрівлі виробки

$$R_K = 0,8 \cdot \frac{91 \cdot 3,98 + 60 \cdot 1,3 + 40 \cdot 2,2 + 18 \cdot 1,2 + 38 \cdot 1,06}{3,98 + 1,3 + 2,2 + 1,2 + 1,06} = 48,5 \text{ МПа}$$

– середньозважена міцність підшви виробки

$$R_{II} = 0,8 \cdot \frac{40 \cdot 1,3 + 18 \cdot 1,2 + 38 \cdot 2,4 + 65 \cdot 2,78}{1,3 + 1,2 + 2,4 + 2,78} = 35,9 \text{ МПа} ;$$

– середньозважена міцність порід навколо виробки

$$R_C = 0,5 \cdot (R_K + R_{II}) = 0,5 \cdot (48,5 + 35,9) = 42,2 \text{ МПа} .$$

Практична робота № 2*

Розрахунок зсувів при різних способах охорони підготовчих виробок, при мінімальній щільності кріплення

Завдання:

1. З використанням даних, отриманих у практичній роботі №1, виконати розрахунок зміщень покрівлі та підшви для всіх приведених способів охорони підготовчих виробок з визначенням необхідних технологічних параметрів охорони (приводити ескізи способів охорони).
2. Результати розрахунку зміщень представити у вигляді таблиці з приведенням способу охорони виробки і величини зміщень порід покрівлі і підшви.
3. Для двох варіантів охорони, що забезпечують найменші зміщення порід, вибрати тип спецпрофілю кріплення і розрахувати крок установки рам.
4. Порівняти отримані результати з рекомендованими умовами використання способів охорони.

Таблиця 2.1 — Варіанти охорони підготовчих виробок і область їхнього застосування (наприкінці назви способу охорони – номер виробки по рисунку 2.1)

Спосіб охорони	Область застосування, що рекомендується
Охорона пластової виробки ціликами більш B_p (розташування в недоторканому масиві) – 1	$H/R_c \leq 15$
Охорона пластової виробки ціликами менш B_p – 2	$H/R_c \leq 15$
Охорона пластової виробки бутівими смугами у виробленому просторі розвантажувальної лави – 3	$H/R_c > 15$ Товщина пласту до 1,2 м; підшва, вельми схильна до здимання ($H/R_{II} > 25$)
Охорона пластової виробки розвантажувальними смугами і ціликами – 4	$H/R_c \leq 15$ Основна покрівля, що важко обвалюється; підшва, вельми схильна до здимання; безпосередня покрівля товщиною менш 3 м
Охорона виробки проведенням її по виробленому просторі – 5	$H/R_c > 15$ Товщина пласту до 1,5 м; породи безпосередньої покрівлі, що злежуються, з $R < 30$ МПа і товщиною більш 5 м, підшва вельми схильна до здимання при відсутності в ній шару слабких порід ($R < 10$ МПа) товщиною понад 0,7 м

* у практичних роботах №2-3 використовуються результати і вихідні дані практ. роб. №1

Спосіб охорони	Область застосування, що рекомендується
Охорона польової виробки ціликами достатніх розмірів на розглянутому пласті (розташування в недоторканому масиві) — 6	$H/R_c > 15$ Міцність порід навколо польової виробки більше, ніж те ж для пластової виробки
Охорона польової виробки при відпрацюванні розвантажувальної лави — 7	Те ж
Охорона польової виробки проведенням її в недоторканому масиві з наступної надробкою — 8	Те ж
Охорона польової виробки проведенням її в недоторканому масиві з наступною підробкою — 9	Те ж, якщо в підшві пласту відсутні достатньо міцні породи

Параметри вищенаведених способів охорони підготовчих виробок наступні (див. рисунок 2.1). Щільність кріплення — 1 рама/м.

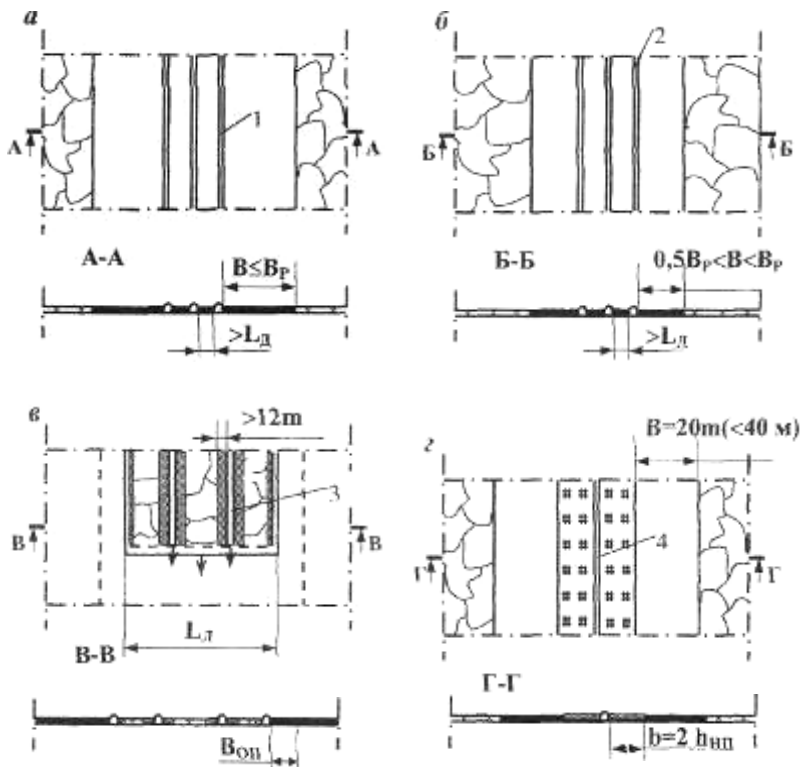


Рисунок 2.1а-г – Варіанти охорони гірських підготовчих виробок і їхні параметри

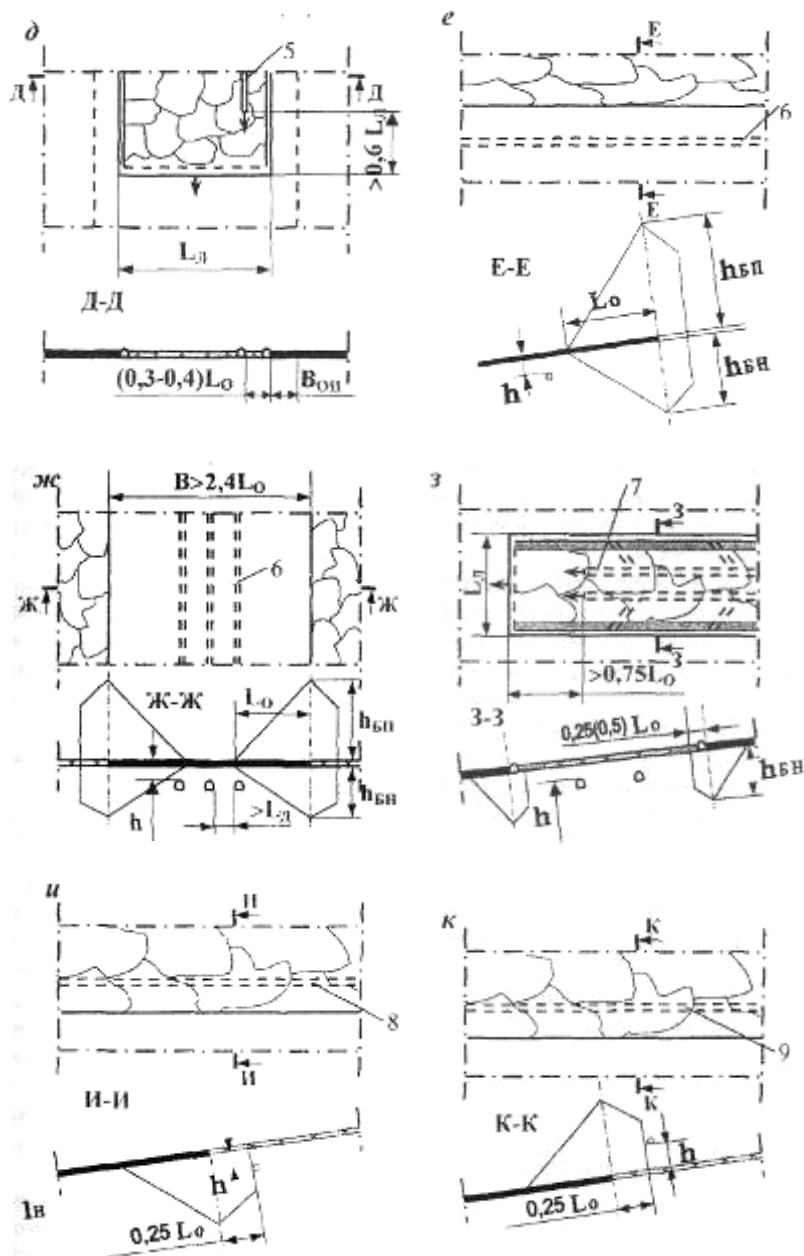


Рисунок 2.1д-к – Варіанти охорони гірських підготовчих виробок і їхні параметри

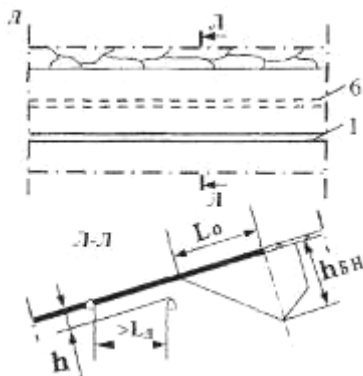


Рисунок 2.1л – Варіанти охорони гірських підготовчих виробок і їхні параметри

1. Охорона пластової виробки ціликами більш B_p (розташування в недоторканому масиві) (див. рисунок 2.1, а).

Здесь потрібно розрахувати величину B_p і прийняти як параметр розмір цілика B більшим або рівним величини B_p

$$B_p = L_o \cdot K_{кр} \cdot K''_{ПОД} \quad (2.1)$$

де L_o – ширина зони опорного тиску, м, розраховується по формулі

$$L_o = 12,57 \cdot 10^{\frac{19}{R_c}} + (0,0765 - 3,68 \cdot 10^{-4} \cdot R_c) \cdot H \quad (2.2)$$

$K_{кр}$ – коефіцієнт, що враховує тип основної покрівлі вугільного пласту: $K_{кр}=0,8$ для легкообвальної, $K_{кр}=1$ для середньообвальної і $K_{кр}=1,2$ для важкообвалюваної;

$K''_{ПОД}$ – коефіцієнт, що враховує величину піддатливості кріплення виробки: $K''_{ПОД} = 1$ при піддатливості менш 300 мм; $K''_{ПОД} = 0,75$ при піддатливості не менш 300 мм, $K''_{ПОД} = 0,65$ при піддатливості не менш 500 мм.

Примітка. Якщо об'єктом проектування є система паралельних виробок (наприклад, бремсберг із ходками), то відстань між боками таких виробок приймають не менш величини L_d .

$$L_d = (B_1 + B_2) \cdot K_L \quad (2.3)$$

де B_1 і B_2 – ширина сусідніх виробок у проходці, м;

K_L – коефіцієнт взаємного впливу виробок, од., прийнятий по таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 — Значення коефіцієнта взаємного впливу виробок K_L

Глибина розташування виробки, Н. м	Коефіцієнт K_L при міцності порід масиву R_C , МПа							
	для виробок по простяганню				для виробок вкрест простягання			
	30	60	90	>120	30	60	90	>120
До 300	3.5	1.8	1.5	1.2	1.8	1.5	1.2	1.0
300–600	4.0	2.0	1.7	1.4	2,2	1.8	1.5	U
600–900	4.5	2.5	2.0	1.6	2.6	2.1	1.7	1.4
900–1200	5.0	3.5	2.5	1.8	3.0	2.5	2.0	1,5
Понад 1200	5,5	4,0	3,0	2,0	3,4	2,9	2,4	1,7

Примітки:

1. Для виробок, розташованих під кутом до простягання, K_L приймають як середнє значення по простяганню і вкрест простягання.
2. Для похилих виробок величину K_L приймають як для горизонтальних, пройдених по простяганню.

Розрахунок зсувів порід покрівлі і підшви у виробках, що розташовуються в масиві, виконується по формулах:

$$\begin{aligned} U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{TK}, \\ U_{II} &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{III}, \end{aligned} \quad (2.4)$$

де K_α – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проведення виробки відносно простягання порід. Для виробок, проведених по простяганню або падінню порід

$$\text{при } \alpha < 20^\circ \quad K_\alpha = 1;$$

$$\text{при } \alpha = 20^\circ - 70^\circ \quad K_\alpha = 1,37 \cdot 0,986^\alpha;$$

для виробок, проведених вкрест простягання порід

$$\text{при } \alpha < 20^\circ \quad K_\alpha = 1;$$

$$\text{при } \alpha = 20^\circ - 70^\circ \quad K_\alpha = 524,1 / \alpha^2 + 49,2 / \alpha - 0,45.$$

K_S – коефіцієнт впливу розмірів виробки, розраховується по формулі

$$K_S = 0,2 \cdot (b - 1), \quad (2.5)$$

де b – ширина виробки начорно, м.

K_B – коефіцієнт впливу інших виробок. Для одиночної виробки $K_B = 1$, для сполучень з однобічним примиканням виробки $K_B = 1,4$; для складних сполучень із примиканням виробок у виді двостороннього з'їзду або перетинань виробок $K_B = 1,6$; для рівнобіжних виробок K_B визначається по формулі

$$K_B = \frac{(b_1 + b_2)}{L} \cdot K_L, \text{ але не більш } 1 \quad (2.6)$$

де L – відстань між виробками, м;

b_1, b_2 – відповідно ширина кожної з рівнобіжних виробок начорно, м.
 K_t – коефіцієнт впливу часу існування виробки. $K_t = 1$ при $t \geq 15$ років,
при $t < 15$ років K_t визначається по формулі

$$K_t = 18,72 \cdot \frac{R_C}{H} + 0,228 \cdot \ln t, \text{ але не більш } 1 \quad (2.7)$$

U_{TK} і U_{TP} – типові зсуви порід відповідно покрівлі і підосви виробки, мм.
Визначаються по формулі

$$U_T = 10^{-0,0847 \cdot R + (0,0217 \cdot R + 1,15) \cdot \lg H}, \quad (2.8)$$

де для розрахунку U_{TK} використовується замість R величина R_K і для розрахунку U_{TP} – величина R_P .

2. Охорона пластової виробки ціликами менш B_P (див. рисунок 2.1, б). У цьому випадку розмір цілика B може бути прийнятий у межах $(0,5 \dots 1) \cdot B_P$.

$$\begin{aligned} U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{TK} + K_{KP} \cdot K_{t2} \cdot U_{цк}), \\ U_{II} &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{TP} + K_{KP} \cdot K_{t2} \cdot U_{цп}), \end{aligned} \quad (2.9)$$

де K_{t2} – коефіцієнт впливу часу підтримання виробки після утворення охоронного цілика (t_2 , років). Розраховується по формулі

$$K_{t2} = 10^{\left[-2,8 \cdot 10^{-5} \cdot \left(\frac{H}{R_C} \right)^2 + 7,87 \cdot 10^{-3} \cdot \left(\frac{H}{R_C} \right) + 0,0631 \right] \cdot \lg t_2}. \quad (2.10)$$

$U_{цк}$ і $U_{цп}$ – зсуви відповідно покрівлі і підосви виробки, що охороняється ціликами, мм. Визначається по формулі

$$U_{ц} = -13,57 \cdot \lg \left(\frac{B}{L_O} \right) \cdot 10^{1,16 \cdot \lg H - 0,0144 \cdot R - 1,21}, \quad (2.11)$$

де B – ширина цілика, м. Для розрахунку $U_{цк}$ замість R використовують R_K і для розрахунку $U_{цп}$ – R_P .

3. Охорона пластової виробки бутовими смугами у виробленому просторі розвантажувальної лави (див. рисунок 2.1, в). Цей спосіб охорони може бути реалізований у виробленому просторі розвантажувальної лави. Вибій виробки знаходиться на границі призабойного простору і порода від проведення виробки закладається в двосторонні одинарні бутові смуги шириною не менш 12 м (m – товщина пласту, що відпрацьовується). Виробка проводиться на відстані не менш

$0,5L_O$ від опорного цілика, що залишається для збереження зони розвантаження (див., наприклад, рисунок 2.1, д). Ширина опорного цілика ($B_{оп}$) приймається не менш $0,5L_O$.

$$\begin{aligned} U_K &= m \cdot K_B, \\ U_{II} &= 0,333 \cdot K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{ТП}, \end{aligned} \quad (2.12)$$

де m – товщина вугільного пласту, на якому проведена виробка, мм;
 K_B – коефіцієнт, що враховує вплив бутових смуг:

$$K_B = 0,3 + 10 \left(\frac{1}{1,074 - 1,04 \cdot 10^{-4} \cdot R^2 - 2,91 \cdot 10^{-3} \cdot R} \right) \cdot \lg H + \left(\frac{1}{2,43 \cdot 10^{-5} \cdot R^2 + 1,4 \cdot 10^{-3} \cdot R - 0,312} \right). \quad (2.13)$$

4. Охорона пластової виробки розвантажувальними смугами і ціликами (див. рисунок 2.1, г). Виробки проводять широким ходом із двосторонньою розкосиною шириною у дві товщини безпосередньої підшви вугільного пласту, де укладають дерев'яні костри. У наступному при розвитку гірничих робіт залишають із двох сторін виробки цілики шириною рівною $20m$ (m – товщина пласту, що відпрацьовується), але не більш $40m$.

$$\begin{aligned} U_K &= 1,3 \cdot K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{TK}, \\ U_{II} &= 0,333 \cdot K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{ТП}. \end{aligned} \quad (2.14)$$

5. Охорона виробки проведенням її по виробленому простору (див. рисунок 2.1, д). Параметрами способу є: відставання вибою виробки від вибою лави, що повинна бути більше величини $0,6L_L$ (L_L – довжина лави), а в часі – 3 місяці для легкообвальної покрівлі. 4 місяці для середньообвальної покрівлі і 6 місяців для важкообвальної покрівлі, а також відстань від виробки до масиву вугілля (цілика), яку приймають $(0,3...0,4) \cdot L_O$. Для збереження зони розвантаження в міру розвитку гірничих робіт уздовж виробленого простору лави залишають опорний цілик шириною $B_{оп}$ або при відпрацьовуванні лави споруджують механічним способом (скреперна установка, «Титан–1») щільні бутові смуги шириною 30–60 м. В останньому випадку можливе залишення ціликів уздовж виробленого простору лави меншої ширини.

$$\begin{aligned} U_K &= 1,5 \cdot K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{TK}, \\ U_{II} &= 0,5 \cdot K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{ТП}. \end{aligned} \quad (2.15)$$

6. Охорона польової виробки ціликами достатніх розмірів на пласті, що розглядається, (розташування в недоторканому масиві). При цьому способі охорони виробка розташовується в підшві або покрівлі вугільного пласту на будь-якій відстані h від нього. У наступному при розвитку гірничих робіт з однієї (див. рисунок 2.1, е) або з двох

сторін від виробки (див. рисунок 2.1. ж) утвориться цілик, розмір якого забезпечує утворення зон підвищених зсувів поза місцем розташування виробки.

$$\begin{aligned}U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{TK}, \\U_{II} &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{III}.\end{aligned}\quad (2.16)$$

7. Охорона польової виробки при відпрацьовуванні розвантажувальної лави (див. рисунок 2.1, з). Особливістю цього способу охорони є те, що проведення польової виробки і відпрацьовування розвантажувальної лави взаємозалежні в часі і просторі. Параметри цього способу: відставання вибою виробки від вибою розвантажувальної лави не менш $0,75L_o$; відстань від виробки до крайової частини вугільного масиву – $0,25L_o$ або опорного цілика — $0,5L_o$; довжина розвантажувальної лави L_{II} не менш 40–50 м; глибина розташування польової виробки від пласту вугілля h не менш h_H і не більш 40 м.

$$h_H = 30 + 167 \cdot H - 0,5 \cdot R_C \quad (2.17)$$

У майбутньому при розвитку гірничих робіт уздовж виробленого простору розвантажувальної лави варто залишати опорний цілик шириною B_{OP} .

Примітка. Польові виробки можуть проводитися і значно пізніше відпрацьовування розвантажувальної лави.

$$\begin{aligned}U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{TK} \cdot K_P, \\U_{II} &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_t \cdot U_{III} \cdot K_P,\end{aligned}\quad (2.18)$$

K_P – коефіцієнт, що враховує зменшення зсувів за рахунок зниження напружень у масиві під розвантажувальною лавою. Розраховується по формулі

$$K_P = 0,3 \cdot \ln \left(\frac{h}{L_o} \right) + 0,999, \quad (2.19)$$

де h – відстань від виробки до вугільного пласту, де розташована розвантажувальна лава, м.

8. Охорона польової виробки проведенням її в недоторканому масиві з наступною надробкою (див. рисунок 2.1, і). Як і в попередньому випадку, виробки проводять на глибині h не менш h_H під пластом вугілля, а потім гірничі роботи ведуть у напрямку від крайки масиву (цілика) над виробкою так, що вугілля над виробкою виймається. Параметром (крім $h > h_H$) тут є відстань від виробки до крайки масиву, що утворилася, або цілика (у першому випадку це $0,25L_o$, а у другому –

$0,5L_o$). У цьому випадку після надробки виробка не попадає в зону підвищених напружень у масиві.

$$\begin{aligned} U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{TK} + K_{KP} \cdot U_{HK} + 12 \cdot V_{HK} \cdot K_{t1}), \\ U_\Pi &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{T\Pi} + K_{KP} \cdot U_{H\Pi} + 12 \cdot V_{H\Pi} \cdot K_{t1}), \end{aligned} \quad (2.20)$$

U_{HK} і $U_{H\Pi}$ – зсуви відповідно покрівлі і підшови у виробці, розташованій в зоні впливу тимчасового опорного тиску надроблюючої лави, мм. Розраховується по формулі

$$U_H = (26,7 - 13 \cdot \lg h_H) \cdot 10^{1,16 \cdot \lg H - 0,0144 \cdot R - 1,21}, \quad (2.21)$$

де h – відстань від виробки до надроблюючого пласту, м. Для розрахунку U_{HK} замість R використовують R_K і для розрахунку $U_{H\Pi}$ – R_Π .

V_{HK} і $V_{H\Pi}$ – швидкість зсувів відповідно покрівлі і підшови виробки після її надробки, мм/мес. Розраховується по формулі

$$V_H = 10^{(6,67 \cdot 10^{-5} \cdot R^2 - 9,59 \cdot 10^{-4} \cdot R + 1,13) \cdot \lg H - (1,51 \cdot 10^{-4} \cdot R^2 - 1,6 \cdot 10^{-2} \cdot R + 1,8)}, \quad (2.22)$$

де для розрахунку V_{HK} замість R використовують R_K і для розрахунку $V_{H\Pi}$ – R_Π .

K_{t1} – коефіцієнт впливу часу підтримання виробки (t_1 , років) після її надробки або підробки, од. Розраховується по формулі 2.9, де замість t_2 підставляють t_1 .

9. Охорона польової виробки проведенням її в недоторканому масиві з наступною підробкою (див. рисунок 2.1, к). Виробки проводять у покрівлі вугільного пласту на відстані від нього $h \geq h_\Pi$ ($h_\Pi = 12$ м, де m – товщина підроблюючого пласту вугілля). Потім гірничі роботи ведуть у напрямку від крайки масиву (цілика) під виробкою так, що вугілля під виробкою виймається. Відстань від виробки до крайки масиву або цілика приймається в першому випадку не менш $0,25L_o$, а в другому – $0,5L_o$.

Примітка. Досить часто в реальній практиці для системи паралельних виробок застосовують комбінований спосіб охорони. Наприклад, на рисунку 2.1, л представлений випадок розміщення двох магістральних штреків на одному горизонті (рівні). При цьому один з них пластовий, а іншої – польовий. Тоді для пластового штреку параметром охорони є розмір цілика **В** між виробкою і виробленим простором, по величині якого визначають спосіб охорони (ціликом більше або менше **В_р**). Для польової виробки параметрами охорони будуть глибина **h** і розташування поза зоною підвищених напружень. Самі виробки розташовують на відстані більш **L_д**. Назва способу охорони для польової виробки в даному випадку – проведення польової виробки в недоторканому масиві.

$$\begin{aligned} U_K &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{TK} + K_\Pi \cdot U_{PK} + 14,4 \cdot V_{HK} \cdot K_{t1}), \\ U_\Pi &= K_\alpha \cdot K_S \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{T\Pi} + K_\Pi \cdot U_{H\Pi} + 14,4 \cdot V_{H\Pi} \cdot K_{t1}), \end{aligned} \quad (2.23)$$

K_L – коефіцієнт, що враховує літологічний склад товщі порід між виробкою і підроблюючим пластом, од. При змісті піщаників або вапняків у товщі до 50 % $K_L = 1$, при 51...75 % $K_L = 0,9$ і при 76...100% $K_L = 0,8$.

$U_{ПК}$ і $U_{ПП}$ – зсуви відповідно покрівлі і підшви у виробці в зоні впливу тимчасового опорного тиску підроблюючої лави, мм. Розраховується по формулі

$$U_{II} = 10^{(0,45-1,33 \cdot 10^{-6} \cdot h_{II}^2 + 1,59 \cdot 10^{-3} \cdot h_{II}) \cdot \lg B + \frac{1}{3,56 \cdot 10^{-5} \cdot h_{II}^2 - 4,66 \cdot 10^{-5} \cdot h_{II} + 0,319}}, \quad (2.24)$$

$$B = A \cdot (0,0729 \cdot m^2 + 0,155 \cdot m + 0,507), \quad (2.25)$$

$$A = H \cdot 10^{4,96 \cdot 10^{-5} \cdot R^2 - 0,017 \cdot R - 0,144},$$

де m – товщина підроблюючого пласту, м;

h_{II} – відстань від виробки до підроблюючого пласту, м.

Для розрахунку $U_{ПК}$ замість R використовують R_K і для розрахунку $U_{ПП} - R_{II}$.

Мінімальна **щільність установки** основного кріплення виробки визначається по максимальній розрахунковій величині зсувів покрівлі виробки (U_K , мм) при установці основного кріплення з щільністю 1 рама/м у наступному порядку:

1) визначається розрахункове навантаження на 1м виробки (кН/м) з боку покрівлі

$$P = K_{ПП} \cdot b \cdot (1,92 \cdot b - 3,18) \cdot U_K^{(0,67-0,039 \cdot b)} \quad (2.26)$$

де $K_{ПП}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки, од. При БВР $K_{ПП} = 1$, при комбайновому способі проведення приймається по таблиці 2.3;

Таблиця 2.3 – Величина коефіцієнта $K_{ПП}$

Відношення H/R_C	До 16	16–20	20–25	Більш 25
$K_{ПП}$, од.	0,6	0,8	1,0	1.1

b – ширина виробки в проходці, м;

2) визначається розрахункова щільність (рам/м) установки основного кріплення

$$n = \frac{P}{N_S}, \quad (2.27)$$

де N_S – несуча здатність кріплення, кН/раму, залежить від типу спецп-

рофіля кріплення і визначається орієнтовно по таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Несуча здатність рамної металевої кріплення

Тип спецпрофіля	Площа перетину виробки, S , m^2	Ширина виробки в проходці, b , м	Висота виробки у проходці, h , м	Несуча здатність кріплення, N_s , кН/раму
КМП-А3				
СВП-17	7,3	3,27	2,76	297
СВП-19	8,5-11	3,57	3,01	330
СВП-22	10,4-13,3	4,18	3,13	333
СВП-27	12,8-16,1	4,75	3,44	406
СВП-33	16,1-17,1	5,20	3,55	505
СВП-33	18,9-20,1	5,44	4,15	485
КМП-А5 (податливість 700 мм)				
СВП-17	7,3-8,5	2,95	3,38	297
СВП-19	8,2-9,6	3,27	3,46	330
СВП-22	9,6-11,0	3,75	3,71	333
СВП-22	11,6-13,3	4,18	3,83	406
СВП-27	14,3-16,2	4,75	4,14	505
СВП-27	16,0-18,1	5,20	4,25	485

Примітка. Для кріплення КМП-Т(П) з одною середньою ніжкою значення N_s необхідно множити на коефіцієнт 1,7.

3) приймається щільність установки основного кріплення з типового ряду (див. таблицю 2.5), приймаючи найближчу велику величину щільності в порівнянні з розрахункової. Приймавши щільність установки основного кріплення, визначають по тій же таблиці відповідний їй коефіцієнт зменшення зсувів покрівлі виробки, що залежить від щільності установки основного кріплення – K_{oc} .

Таблиця 2.5– Типовий ряд щільності установки кріплення і величина коефіцієнта K_{oc} .

Щільність установки кріплення, n , рам/м	1	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0
K_{oc} , од.	1	0,9	0,85	0,78	0,7	0,65	0,6	0,55	0,5

4) перераховуються величини U_K шляхом їхнього множення на величину коефіцієнта K_{oc} .

Практична робота № 3

Розрахунок зсувів при різних способах охорони дільничних виробок при мінімальній щільності кріплення

Завдання:

Виконати розрахунок зміщень при різних способах охорони дільничних виробок з визначенням необхідних технологічних параметрів охорони. Порядок і форма виконання такі ж, як і в практичній роботі №2.

Таблиця 3.1 – Умови застосування основних способів охорони дільничних виробок (наприкінці назви способу охорони – номер виробки по рисунках 3.1 і 3.2)

Спосіб охорони	Область застосування, що рекомендується
Охорона виробки розташуванням її в масиві – 1, 2	Відкаточний (конвеєрний) штрек (ходок) при стовповій системі розробки.
Охорона виробки ціликами вугілля – 1,16,17	Ширина цілика менш 10% довжини лави, пласт пожежобезпечний, не выбросоопасен. Одиночний пласт. Н до 300 м.
Охорона виробки розташуванням її вприсічку до виробленого простору – 4	Вентиляційний штрек (ходок) при стовповій системі розробки. Порооди підосви, схильні до здимання. Охорона ціликами неможлива.
Охорона виробки штучними спорудженнями при їхньому повторному використанні – 5, 8,14,15	Комбінована система розробки з переважними ознаками стовпової. Товщина пласту до 3,5 м. Основна покрівля – будь-яка, але при важкообвалюваній планувати відсічне торпедування. Підосва – будь-яка, крім сильно схильної до здимання.
Охорона виробок проведенням їх спареними і розділеними породною смугою – 6, 7	Товщина пласту до 1,3 м. Основна покрівля – кожна. Підосва – будь-яка.
Охорона виробок штучними спорудженнями після їхнього проведення (оформлення) за очисним вибоєм або з деяким його випередженням – 9,10, 11, 12	Товщина пласту до 1,5 м. Штреки (ходки) при прямому ході посування очисного вибою. Основна покрівля і підосва – будь-які.

Параметри вищенаведених способів охорони дільничних виробок наступні (див. рисунки 3.1 і 3.2).

Примітка. На цих рисунках приведені не тільки основні способи охорони виробок, але й інші, що часто застосовуються на шахтах.

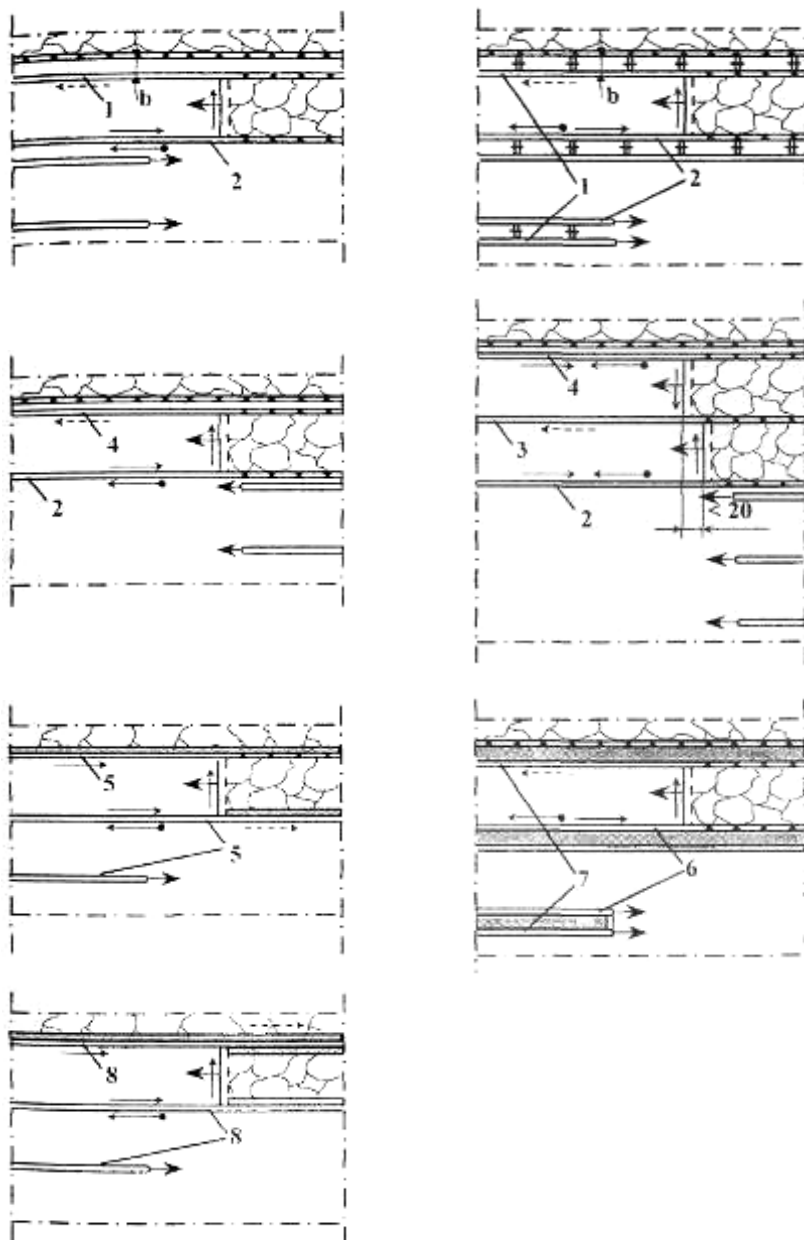
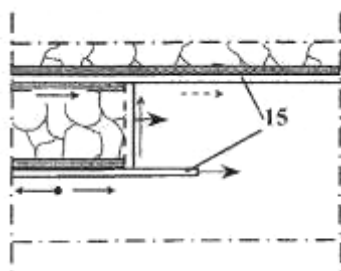
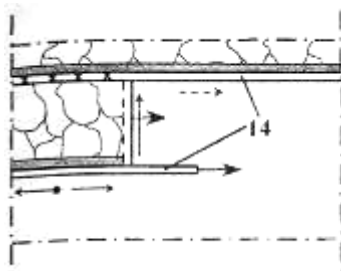
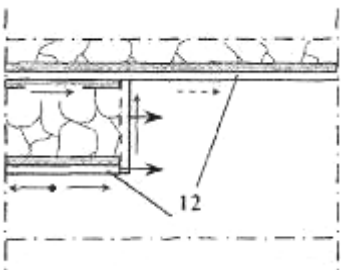
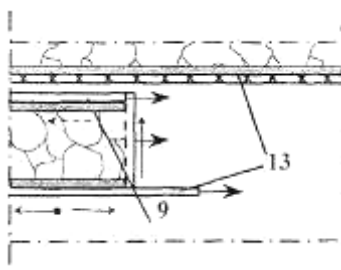
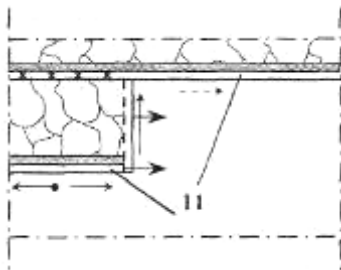
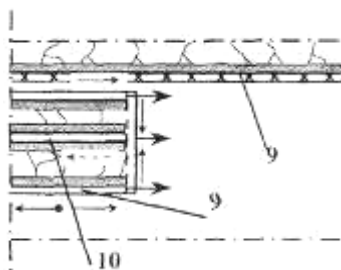
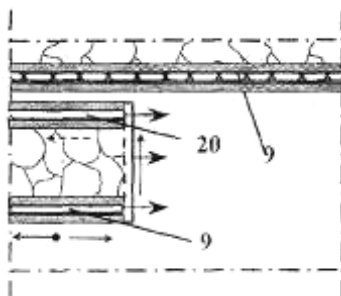
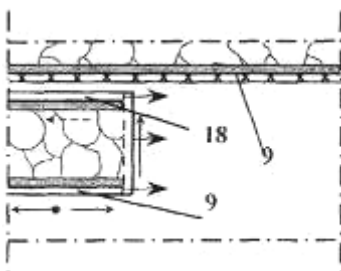


Рисунок 3.1 – Типи дільничних виробок при їхній охороні в стовповій і комбінованих на базі стовповій системах розробки



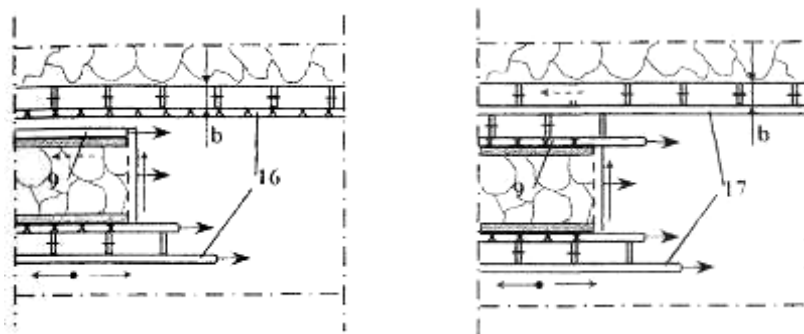


Рисунок 3.2 – Типи дільничних виробок при їхній охороні в суцільних і комбінованих на базі суцільної системах розробки

1. Охорона виробки розташуванням її в масиві (виробки типу 1 і 2). Параметром тут є відстань від виробки до найближчого виробленого простору (ширина цілика b), що повинна бути не менш 60 м.

2. Охорона виробок ціликами вугілля (виробки 1, 16, 17). Параметрами цього способу є ширина цілика b , величину якої приймають відповідно до таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Рекомендовані розміри вугільних ціликів для охорони дільничних виробок

Глибина розташування виробки, м	До 200	200–300	300–600	600–900	Більш 900
Ширина вугільного цілика, м	10	20	30	40	50

3. Охорона виробки розташуванням її вприсічку до виробленого простору (виробки 4). Параметрами цього способу є: схема присічки, відставання в часі й у просторі вибою присічної виробки від вибою лави (див. таблицю 3.3).

Таблиця 3.3 – Величини відставання вибою присічної виробки від очисного вибою

Параметри	Значення параметрів при покрівлі		
	Легко-обвальна	Середньо-обвальна	Важко-обвальна
Необхідне відставання, м, вибою проведеної виробки від очисного вибою, що рухається, при глибині її закладення, м:			
менш 300	90	120	180
300–600	120	150	210
більш 600	150	180	250

Необхідний розрив у часі, міс., між відпрацьовуванням лави і проведенням виробки на пожежобезпечних пластах при глибині її закладення, м: менш 600 більш 600	3 4	5 6	8 10
Те ж на пожежонебезпечних пластах	Згідно «Інструкції з попередження і гасіння підземних ендегенних пожеж»		

Під схемою присічки розуміють спосіб примикання присічної виробки до сусіднього виробленого простору:

схема А – повна присічка до погашеної старої виробки без залишення між ними якої-небудь смуги вугілля, у тому числі при можливості з частковим збереженням старої виробки. Ця схема застосовується при наявності в покрівлі шару легкообвальних порід і порід, що швидко злежуються після обвалення, на глибинах до 600 м;

схема Б – присічка з залишенням між виробкою і погашеною старою виробкою смуги вугілля шириною 2–4 м. Ця схема застосовується при наявності неповних обвалень покрівлі – переважно на пожежобезпечних пластах. Допускається її використання на пожежонебезпечних пластах при здійсненні заходів для запобігання загоряння вугілля (обробка вугілля антипірогенами і т.п.);

схема В – присічка до ізолюючої смуги, створюваної при відпрацьовуванні попереднього стовпа. Цю схему застосовують на пожежонебезпечних пластах.

В умовах Донбасу найбільше часто застосовують схему Б.

Примітка. Примикання вентиляційного штреку при суцільній системі розробки до сусіднього виробленого простору проектується також відповідно до вищеописаних схем.

4. Охорона виробки штучними спорудженнями при їхньому повторному використанні (виробки 5, 8, 14, 15). Параметри способу: вид штучного спорудження, конструктивні параметри штучного спорудження, технологія зведення штучного спорудження (з урахуванням безпеки робіт).

Вид штучного спорудження вибирається з таблиці 3.4.

Примітки до таблиці:

– *тверді штучні спорудження (органне кріплення, тумби БЗБТ, литі смуги) можуть застосовуватися в умовах важкообвалюваної покрівлі, але з обов'язковим її знеміцненням (наприклад, з відсічним торпедуванням);*

– *як штучне спорудження в Донбасі застосовують також вугільні цілики шириною 1–2 м, що залишаються біля пов'язаної з лавою виробки з боку виробленого простору. Область застосування такого "штучного спорудження" орієнтовно відповідає області застосування кострів;*

– *з боку виробленого простору лави смуга штучного спорудження, як правило, обмежена рядом органного кріплення;*

– *штучне спорудження зводиться за привибійним простором лави в місці, закріпленому індивідуальним кріпленням, як правило, дерев'яним) і не виймається.*

Таблиця 3.4 – Область застосування штучних споруджень для охорони повторно використуваних виробок

Штучне спорудження	Товщина пласту, м	Кут падіння пласту, град.	Тип покрівлі	Опір стисканню порід підшви, $R_{п}$, МПа
Тумби з залізобетонних блоків з дерев'яними прокладками	До 1,5	До 18	Легко– і середньообвальна	Більш 30
Костри з круглого лісу або шпального бруса	До 3,5	До 35	Те ж	Будь-яка
Бутокостры	Те ж	Те ж	Важкообвальна	Те ж
Бутові смуги (у сполученні з кострами)	До 1,5	Те ж	Середньо– і важкообвалювана	Те ж
Литі смуги з матеріалів, що швидко твердіють	До 2,5	Те ж	Те ж	Більш 30

Конструктивні параметри штучних споруджень приймаються або розраховуються по нижчеподаних методиках.

Тумби з залізобетонних блоків (БЗБТ) з дерев'яними прокладками.

Число тумб БЗБТ на 1 м виробки

$$n_T = \frac{P}{P_T \cdot F}, \quad (3.1)$$

де P – розрахункове навантаження на 1 м ряду тумб, кН/м (див. таблицю 3.5);

P_T – нормативна міцність матеріалу тумби, кН/м² – для бетону марок М-200, М-300, М-400 P_T відповідно дорівнює 4000. 6000 і 8000 кН/м²;

F – площа поперечного перерізу тумби, м² – для тумб, споруджених із блоків 40×50×10 і 40×50×15 див – $F=0,2$ м² і 0,3 м².

Таблиця 3.5 – Розрахункове навантаження на тумби БЗБТ

Товщина розроблювального пласту, м	Навантаження на 1 м ряду тумб БЗБТ, кН, при покрівлі	
	легкообвальної	середньообвальної або важкообвальної при наявності знеміцнення
До 1	4000	7000
1–1,5	7000	10000

Тумби БЗБТ установлюють на відстані 1,2–1,5 м від охоронюваної виробки.

Кількість рядів тумб БЗБТ на 1 м виробки 1, 1.5 або 2. При цьому завжди найближчий до виробки ряд споруджується суцільним.

З боку виробленого простору споруджують 1 ряд органки.

Простір між тумбами БЗБТ і кріпленням виробки заповнюють кострами, чураковою стінкою або встановлюють індивідуальне дерев'яне кріплення.

Тумби споруджують з дерев'яними прокладками, обсяг яких в обсязі тумби складає 10–15 %. а при важкообвальній покрівлі цей обсяг збільшують у 1,5 рази.

Костри.

Розрізняють дерев'яні чотиригранні костри, чотиригранні костри зі шпального бруса (накатні костри) і бутокостри.

У будь-якому випадку розмір костру в площині пласту приймають не менш 2 м, а відстань між кострами від 0 до 3 м. При потужності пласту до 2,5 м приймають 1 ряд кострів, а при потужності пласту більш 2,5 м – 2 ряди.

Конструкція даного штучного спорудження наступна: уприутул до кріплення виробки – чуракова стінка зі стійок довжиною рівної потужності пласту, далі впритул або на відстані 0,2 м – ряд кострів, а з боку виробленого простору – один ряд органного кріплення.

Бутова смуга.

Породу для бутової смуги при стовпових системах розробки добувають у бутовому штреку шляхом підривки покрівлі пласту: при цьому приймають коефіцієнт розпушення породи – $K_p = 1,5$. Висота підривки в бутовому штреку ($h_{ш}$), ширина бутового штреку (h_B), товщина вугільного пласту (m) і ширина бутової смуги (b_B) зв'язані між собою наступною формулою

$$b_{ш} = \frac{b_B \cdot m}{h_{ш} \cdot K_p}. \quad (3.2)$$

Мінімальну ширину бутової смуги приймають рівної 8-кратної потужності вугільного пласту, але не менш 5м.

Породу, вийняту у бутовому штреку, укладають у бутуву смугу вручну або за допомогою скреперної установки, лебідка якої встановлена в охоронюваній виробці.

Конструкція даного штучного спорудження: уприутул до кріплення виробки – чуракова стінка зі стійок довжиною рівної потужності пласту, далі бутова смуга, що закінчується одним рядом органного кріплення.

Примітка: Іноді з метою зменшення обсягу робіт з видобутку бутового матеріалу застосовують бутуву смугу в сполученні з чотиригранними кострами. Тоді ряд кострів укладають між чураковою стінкою і бутовою смугою.

Літі смуги з матеріалів, що швидко твердіють.

Як матеріал для літої смуги застосовують суміші на цементній, гіп-

совій, ангідритовій і фосфогіпсовій основі з різними інертними наповнювачами. Суміш готується в охоронюваній виробці і по гнучкому шлангу подається в опалубку, споруджену на місці укладання литої смуги.

Ширина литої смуги розраховується по наступній формулі, і приймається не менш 1 м

$$b_{\text{лп}} = \frac{P}{P_{\text{лп}}}, \quad (3.3)$$

де P – розрахункове навантаження на 1 м литої смуги, кН/м (див. таблицю 3. подрывки 6);

$P_{\text{лп}}$ – нормативна міцність матеріалів, що швидко твердіють, через добу після зведення литої смуги, кН/м², орієнтовно $P_{\text{лп}} = 14000$ кН/м².

Таблиця 3.6 – Розрахункове навантаження на литу смугу

Товщина розроблювального пласту, м	Навантаження на 1 м литої смуги, кН/м при покрівлі	
	середньо– і важкообвальна при наявності знеміцнення	труднообрушающаяся
До 1	10000	15000
1–2	12000	17000
2–2,5	14000	20000

Конструкція даного штучного спорудження: при хитливій покрівлі лита смуга споруджується впритул до кріплення охоронюваної виробки і з боку виробленого простору – один ряд органного кріплення; при інших покрівлях литу смугу споруджують на відстані від виробки не меншому висоті нижньої підривки у виробці і з боку виробленого простору – один ряд органної кріплення. Простір між кріпленням виробки і литою смугою заповнюють кострами, якщо воно більш 0,6 м, або встановлюють індивідуальне дерев'яне кріплення, якщо воно менш 0,6 м.

5. Охорона виробок проведенням їх спареними і розділеними породною смугою (виробки 6, 7).

Можливі дві технологічні схеми проведення таких виробок:

- проведення спарених виробок суцільним вибоєм по пласті вугілля ($m > 1$ м) із закладкою породи, отриманої від проведення виробок, за допомогою комплексів типу "Титан – 1", розташованих в обох виробках, або скреперними установками;

- проведення спарених виробок випереджальними одиночними вибоями ($m < 1$ м) з бурошнековою виїмкою вугілля з поділяючого виробки цілика в 30–40 м за вибоями виробок і шнековою закладкою породи.

Відстань між спареними виробками в будь-якому випадку приймають не менш 20 м при глибині до 300 м, 20 – 30 м при глибині 300...600 м і 30 – 40 м при глибині більш 600 м.

Для першої технологічної схеми параметром є ще і перетин виробок 6 і 7, порода від проведення яких закладається в бутову смугу між ними. Дане питання можна вирішити, використовуючи формулу 3.2.

6. Охорона виробок штучними спорудженнями після їхнього проведення (оформлення) за очисним вибоєм (виробки 9, 10, 11, 12).

Особливістю охорони цих виробок є те, що місця проведення виробки і зведення штучного спорудження збігаються. З цієї причини як штучне спорудження застосовують бутові смуги.

Відомі три схеми охорони таких виробок бутовими смугами (див. мал. 3.3):

- одинарною однобічною бутовою смугою (див. мал. 3.3, а) при стійкій і середній стійкості покрівлі;
- одинарними двосторонніми бутовими смугами (див. мал. 3.3, б) при хитливій і середній стійкості покрівлі;
- подвійними двосторонніми бутовими смугами (див. мал. 3.3, в) при хитливій і середній стійкості покрівлі.

У першій схемі ширина бутової смуги b приймається рівної 8-кратної потужності вугільного пласту, але не менш 5 м.

В другій схемі ширина надштрекової бутової смуги b приймається рівною 6–7 – кратної потужності вугільного пласту, але не менш 5 м, а ширина підштрекової бутової смуги a – рівною 4–5 м.

У третій схемі параметри залежать від властивостей покрівлі і приймаються по таблиці 3.7.

Відставання вибою виробки від вибою лави l_{OT} приймається не менш 5 м при легкообвалюваній покрівлі, 6 м – при середньообвалюваній, і 8 м при важкообвалюваній.

Примітки:

1. На газових шахтах при зворотньоточній схемі провітрювання ділянки для виключення витоків повітря через вироблені простори впритул до кріплення виробки укладають на глині чуракову стінку зі стійок довжиною приблизно рівної потужності пласту.

2. Для зменшення зсувів покрівлі виробки можуть застосовуватися більш тверді, чим бутова смуга штучні спорудження, (тумби БЗБТ, літа смуга, кос-три зі шпального бруса й ін.) у сполученні з бутовою смугою. У цьому випадку параметри штучних споруджень приймають відповідно до рекомендацій, описаних вище. Ряд цих штучних споруджень розташовують біля виробки.

3. З боку виробленого простору бутова смуга обмежується одним рядом органічної кріплення.

4. Не слід забувати, що бутові смуги й інші штучні спорудження зводяться під захистом індивідуального кріплення, що, як правило, потім не витягається. Споруджують бутові смуги в даному випадку механізовано за допомогою комплексу "Титан – 1", скреперною установкою і рідше вручну.

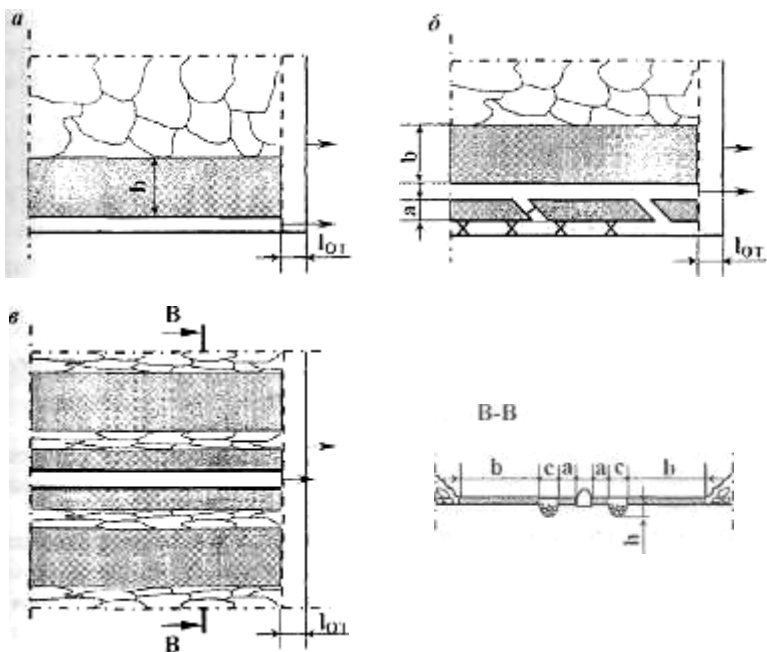


Рисунок 3.3 – Параметри охорони виробок, оформлюваних за очисним вибоєм, бутовими смугами на границі з масивом вугілля (а, б) і у виробленому просторі (в)

Таблиця 3.7 – Параметри охорони виробок, оформлюваних у виробленому просторі.

Параметр	Значення параметра для покрівлі		
	Легко-обвальної	Середньо-обвальної	Важко-обвальної
Ширина околоштрекової бутової смуги a , м	Більш 2м	Більш 2,5м	Більш 3м
Ширина опорної бутової смуги b , м	6м	7м, але не менш 10 м	8м, але не менш 10 м
Ширина простору між околоштрековою і опорною смугою c , м	3	4	
Глибина підривки h , м	–	0,5	1,0

Формули розрахунку кінцевих зсувів покрівлі (U_K) і підшви (U_{II}) у дільничних виробках при різних способах їх охорони і проведення зведені в таблицю 3.8.

Таблиця 3.8 — Формули для розрахунку кінцевих зсувів у розглянутих перетинах дільничних виробок, розташованих на одиночних пластах при щільності кріплення 1 рама/м для різних способів їх охорони

Номер виробки по рисунках 3.1 і 3.2	Формули розрахунку кінцевих зсувів покрівлі (U_K) і підшви (U_{II}) виробки
1($b > 60$ м), 2	$U_K = K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} U_1) K_K$ $U_{II} = K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} U_1) (1 - K_K)$
3	$U_K = K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + 1,3 K_{KP} U_1) K_K$ $U_{II} = K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + 1,3 K_{KP} U_1) (1 - K_K)$
4	$U_K = K_S (U'_{II} + V'_O t_O + K_{KP} U'_1) K' K_K$ $U_{II} = K_S (U'_{II} + V'_O t_O + K_{KP} U'_1) K' (1 - K_K)$
5, 14	$U_K = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S K_K + m K_{exp} K_S K_{KP}$ $U_{II} = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S (1 - K_K) + V_1 t_1 K_S K_{KP}$
1($b < 60$ м)	$U_K = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1^{II} + U_2^{II})] K_S K_K + \Delta U_1^{II} K_S K_{KP}$ $U_{II} = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1^{II} + U_2^{II})] K_S (1 - K_K) + V_1^{II} t_1 K_S K_{KP}$
6	$U_K = 0,8 K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} U_1) K_K$ $U_{II} = 0,8 K_S (K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} U_1) (1 - K_K)$
7	$U_K = 0,8 [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S K_K + 0,8 m K_{exp} K_S K_{KP}$ $U_{II} = 0,8 [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S (1 - K_K) + 0,8 V_1 t_1 K_S K_{KP}$
8	$U_K = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S K_K + 2 m K_{exp} K_S K_{KP}$ $U_{II} = [K_{II} U_{II} + V_O t_O + K_{KP} (U_1 + U_2)] K_S (1 - K_K) + 2 V_1 t_1 K_S K_{KP}$
9, 20	$U_K = U_{OF} K_S K_{KOH} K_K$ $U_{II} = U_{OF} K_S K_{KOH} (1 - K_K)$
10, 19	$U_K = 0,8 U_{OF} K_S K_{KOH} K_K$ $U_{II} = 0,8 U_{OF} K_S K_{KOH} (1 - K_K)$
11	$U_K = U_{OF} K_S K_{KOH} K_K + U_1 K_{KP} K_S K_K$ $U_{II} = U_{OF} K_S K_{KOH} (1 - K_K) + U_1 K_{KP} K_S (1 - K_K)$
12	$U_K = U_{OF} K_S K_{KOH} K_K + U_1 K_{KP} K_S K_K$ $U_{II} = U_{OF} K_S K_{KOH} (1 - K_K) + U_1 K_{KP} K_S (1 - K_K) + V_1 t_1 K_S K_{KP}$

13*	$U_K = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}U_1] K_S K_K + mK_{\text{exp}} K_S K_{KP}$ $U_{\Pi} = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}U_1] K_S (1 - K_K) + V_1 t_1 K_S K_{KP}$
14*	$U_K = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + 2K_{KP}U_1] K_S K_K + mK_{\text{exp}} K_S K_{KP}$ $U_{\Pi} = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + 2K_{KP}U_1] K_S (1 - K_K) + V_1 t_1 K_S K_{KP}$
15*	$U_K = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + 2K_{KP}U_1] K_S K_K + 2mK_{\text{exp}} K_S K_{KP}$ $U_{\Pi} = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + 2K_{KP}U_1] K_S (1 - K_K) + 2V_1 t_1 K_S K_{KP}$
16*	$U_K = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}U_1^{\text{II}}] K_S K_K + \Delta U_1^{\text{II}} K_S K_{KP}$ $U_{\Pi} = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}U_1^{\text{II}}] K_S (1 - K_K) + V_1^{\text{II}} t_1 K_S K_{KP}$
17*	$U_K = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}(U_1^{\text{II}} + U_2^{\text{II}})] K_S K_K + 2\Delta U_1^{\text{II}} K_S K_{KP}$ $U_{\Pi} = [K_{\Pi\Pi}U_{\Pi\Pi} + V_O t_O + K_{KP}(U_1^{\text{II}} + U_2^{\text{II}})] K_S (1 - K_K) + 2V_1^{\text{II}} t_1 K_S K_{KP}$
18	$U_K = 1, 2U_{\text{OF}} K_S K_{\text{KOH}} K_K$ $U_{\Pi} = 1, 2U_{\text{OF}} K_S K_{\text{KOH}} (1 - K_K)$

***Примітка.** У розрахункових формулах для виробок 13,14,15,16,17 добуток $V_O t_O$ повинний бути відсутнім, якщо вибій штреку випереджає вибій лави на відстань менше, ніж довжина зони тимчасового опороного тиску працюючої лави L_O .

$U_{\Pi\Pi}$ – зсуви порід під впливом проведення виробки, мм. Розраховується по формулах при $R_C \leq 15$ МПа

$$U_{\Pi\Pi} = 803 \cdot \lg \left(\frac{H}{10,35 \cdot R_C} \right), \quad (3.4)$$

при $R_C > 15$ МПа

$$U_{\Pi\Pi} = 22600 \cdot \sqrt{1,34 \cdot 10^{-3} + 8,84 \cdot 10^{-5} \cdot \left(\frac{H}{R_C} \right)} - 966 \quad (3.5)$$

V_O – швидкість зсувів порід поза зоною впливу очисних робіт, мм/мес. Розраховується по формулі

$$V_O = 0,645 \cdot \frac{H}{R_C} - 2,65 \quad (3.6)$$

t_0 – час підтримання даного перетину виробки поза зоною впливу очисних робіт (до підходу лави), мес. Методику визначення див.

нижче.

U_1 – зсуви порід у зоні тимчасового опорного тиску лави, мм. Розраховується по формулах при $R_C \leq 15$ МПа

$$U_1 = 1320 \cdot \lg \left(\frac{H}{R_C} \right) - 2,65 \quad (3.7)$$

при $R_C > 15$ МПа

$$U_1 = 10 \sqrt{10 \cdot \lg \frac{H}{R_C} - 2,44 \left(\lg \frac{H}{R_C} \right)^2 - 1,1} \quad (3.8)$$

K_S – коефіцієнт, що враховує вплив площі поперечного перетину виробки у світлі (S , м²), од. Розраховується по формулі

$$K_S = 0,33 \cdot S^{0,487} \quad (3.9)$$

K_K – коефіцієнт, що враховує частку зсувів порід покрівлі виробки в загальних зсувах, од. Розраховується по формулі

$$K_K = 0,64 \cdot \lg \left(\frac{R_{II}}{R_K} \right) + 0,526, \text{ (при } R_{II} = R_K \text{ } K_K = 0,5) \quad (3.10)$$

U'_{II} – зсув порід під впливом проведення присічної виробки. Розраховується по формулі

$$U'_{II} = 363,65 \cdot \lg \frac{H}{R_C} - 265,4 \quad (3.11)$$

V'_o – швидкість зсувів порід у присічній виробці поза зоною впливу очисних робіт, мм/мес. Розраховується по формулі

$$V'_o = 96,67 \cdot \lg \frac{H}{R_C} - 60,68 \quad (3.12)$$

U'_1 – зсуви порід у присічних виробках у зоні тимчасового опорного тиску лави, мм. Розраховується по формулі

$$U'_1 = 10^{(0,5 + 0,0144 \cdot R) \cdot \lg \frac{H}{R_C} + 1,833 - 1,45 \cdot 10^{-4} \cdot R_C^2 - 1,83 \cdot 10^{-3} \cdot R_C} \quad (3.13)$$

K' – коефіцієнт, що враховує вплив прийнятої схеми присічки, од. Для схеми А $K' = 1$, для схеми Б і В $K' = 0,7$.

$U_2 \approx U_1$ – зсуви порід у зоні тимчасового опорного тиску 2-й лави, мм.

m – товщина вугільного пласту, що виймається, мм.

K_{exp} – коефіцієнт, що враховує вплив піддатливості штучних споруджень на опускання покрівлі виробки, од. Приймається: $K_{exp}=0,1$ для литих смуг, $K_{exp}=0,15$ для тумб БЗБТ, $K_{exp}=0,2$ для органної кріплення, $K_{exp}=0,4$ для кострів зі шпального бруса, було-костров і бутових смуг, $K_{exp}=0,6$ для кострів із круглого лісу.

V_I – швидкість зсуву порід підшоши виробки в зоні залишкового опорного тиску, мм/мес. Розраховується по формулі

$$V_I = 101 \cdot \lg \frac{H}{R_C} - 69,3. \quad (3.14)$$

t_I – час підтримання даного перетину виробки в зоні залишкового опорного тиску (за лавою), мес. Методику визначення див. нижче.

U_I^I – зсуви порід у виробленні в зоні тимчасового опорного тиску 1-й лави, мм. Розраховується по формулі (нагадаємо, що b – ширина вугільної цілика, м)

$$U_I^I = 10^{\left(1,79 \cdot 10^{-3} \cdot b - 0,845\right) \cdot \lg \left(16000 \cdot \frac{R_C}{H}\right) - 0,02 \cdot b + 4,95} \quad (3.15)$$

U_2^I – зсуви порід у виробленні в зоні впливу тимчасового опорного тиску другої лави, мм. Розраховується по формулі

$$U_2^I = U_1^I \cdot K_{II}, \quad (3.16)$$

де K_{II} – коефіцієнт впливу другої лави, од. Розраховується по формулі

$$K_{II} = 1,45 - 0,0075 \cdot b. \quad (3.17)$$

ΔU_1^I – зсуви порід за вибоєм першої лави, мм. Розраховується по формулі

$$\Delta U_1^I = 10^{\left(2,41 \cdot 10^{-4} \cdot b - 1,021\right) \cdot \lg \left(16000 \cdot \frac{R_C}{H}\right) + 5,83 - 7,96 \cdot 10^{-3} \cdot b} \quad (3.18)$$

V_I^I – швидкість зсувів порід у зоні залишкового опорного тиску за першою лавою, мм/мес. Розраховується по формулі

$$V_I^I = 10^{\left(4,39 \cdot 10^{-4} \cdot b^2 - 0,0276 \cdot b - 1,43\right) \cdot \lg \left(16000 \cdot \frac{R_C}{H}\right) - 1,46 \cdot 10^{-3} \cdot b^2 + 0,0756 \cdot b + 5,92} \quad (3.19)$$

U_{of} – загальні зсуви порід у виробках, оформлюваних за лавою, мм. Розраховується по формулі

$$U_{\text{оф}} = 187,5 + 37,1 \frac{H}{R_C} + \left(173 + 47,8 \frac{H}{R_C} \right) \lg t_1. \quad (3.20)$$

$K_{\text{кон}}$ – коефіцієнт, що враховує конструкцію штучного спорудження, од. Розраховується по формулі

$$K_{\text{кон}} = K_1 \cdot K_{\text{ж}} \cdot K_b. \quad (3.21)$$

K_1 – коефіцієнт, що враховує відстань між виробкою і твердим елементом штучного спорудження, од. Розраховується по формулі

$$K_1 = 0,91 \cdot l^{0,045}. \quad (3.22)$$

l – відстань між виробкою і твердим елементом штучного спорудження, м;

$K_{\text{жс}}$ – коефіцієнт, що враховує твердість елемента, од. Для бутової смуги $K_{\text{жс}} = 1$, При наявності між виробкою і бутовою смугою на ділянці до 5 м іншого, більш твердого, чим бутова смуга або клітьові костри, штучного спорудження приймати: для накатних кострів і бутокостров $K_{\text{жс}} = 0,98$; для БЗБТ $K_{\text{жс}} = 0,96$ і для литий смуги – $K_{\text{жс}} = 0,94$.

K_b – коефіцієнт, що враховує ширину твердого елемента, од. Розраховується по формулі

$$K_b = 0,996 - 0,012 \cdot b, \quad (3.23)$$

b – ширина твердого елемента, м.

Методика визначення величин t_0 і t_1 .

Насамперед, варто усвідомити, що у формулах таблиці 3.8 використовуються скінченні величини t_0 і t_1 , тобто час існування даного перетину від моменту проведення до підходу лави (t_0) і від моменту проходження лави до погашення (t_1). Природно, що ці величини для даного перетину будуть залежати від напрямку проведення виробки, швидкості проведення виробки ($V_{\text{пр}}$, м/мес.), швидкості ведення очисних робіт ($V_{\text{оч}}$, м/мес.) і довжини виробки (L , м). На рисунку 3.4 приведені деякі системи розробки і для перетинів на початку і наприкінці деяких виробок вказані скінченні величини t_0 і t_1 .

Наприклад, для системи розробки, зображеної в лівому верхньому куті, розглянемо принцип розрахунку t_0 і t_1 . На першому етапі існування виробки (проведення) у перетині, розташованому на початку виробки $t_0 = t_{\text{пр}}$, а для перетину наприкінці виробки $t_0 = 0$, тому що в момент підходу до цього перетину прохідницького вибою закінчиться перший етап.

На другому етапі (виробки служить відкаточним штреком) до перетину, розташованому на початку виробки лава підійде за час $t_{\text{оч}} = L / V_{\text{оч}}$, тоді з урахуванням першого етапу $t_0 = t_{\text{пр}} + t_{\text{оч}}$. Для іншого перетину (наприкінці виробки) з моменту руху лави почнеться час $t_1 = L / V_{\text{оч}}$, що ж стосується часу t_0 , то можна прийняти його рівним часу монтажу лави $t_0 \approx 1$ мес. Таким

чином, на момент закінчення другого етапу для початку виробки $t_0 = t_{np} + t_{oc}$ і $t_1 = 0$ і для кінця $t_0 \approx 1$ мес. і $t_1 = t_{oc}$. На третьому етапі (виробки служить вентиляційним штреком) з моменту руху лави перетин наприкінці виробки буде погашено, тобто часи t_0 і t_1 , накопичені на перших двох етапах не зміняться. Перетин на початку виробки буде погашено після підходу лави, виходить, час t_1 збільшиться на величину t_{oc} . І остаточно для початку виробки $t_0 = t_{np} + t_{oc}$ і $t_1 = t_{oc}$, що і зазначено на рисунку 3.4.

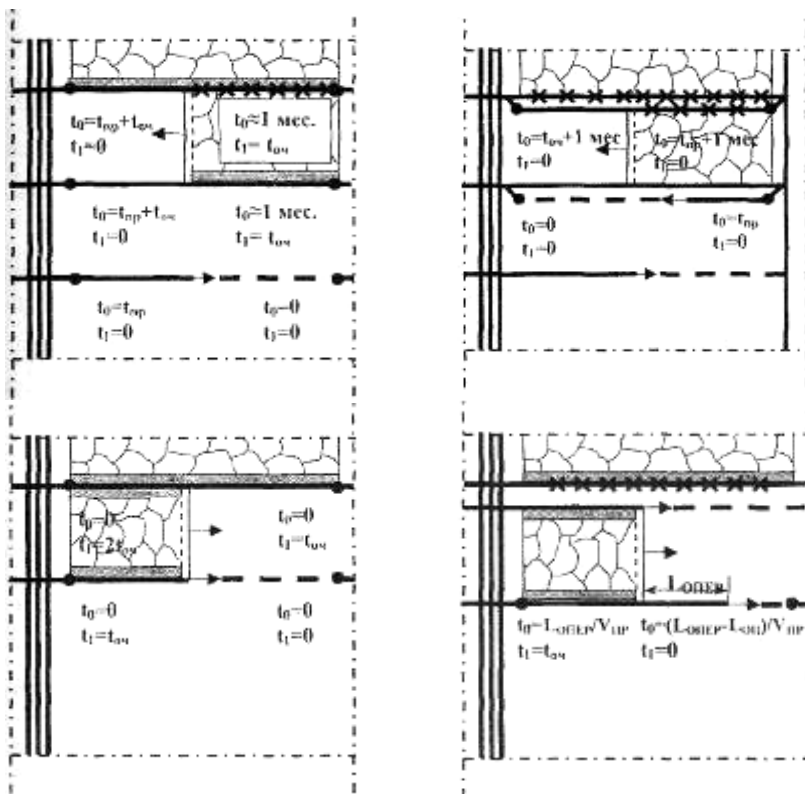


Рисунок 3.4 – Приклади схем до розрахунку величин t_0 і t_1

Практична робота №4

Розрахунок геомеханічних параметрів виймання вугілля

Мета практичної роботи: вивчення методики розрахунків геомеханічних параметрів виймання вугілля у довгих очисних вибоях при способі управління покрівлею повним обваленням; оцінка способу управління покрівлею

Завдання:

виконати розрахунок згідно з наведеною методикою основних геомеханічних параметрів виймальної ділянки, навантаження на кріплення і зробити розрахунок критерію вибору способу управління покрівлею.

№	Довжина лави, м	Добове посування очисного вибою, м	Міцність порід підосви на вдавнення, МПа
1	160	6	10
2	170	5,5	12
3	180	5	14
4	190	4,5	16
5	200	4	18
6	210	3,5	20
7	220	3	22
8	230	2,5	24
9	240	3	22
10	250	4,5	20
11	165	5	18
12	175	5,5	16
13	185	6	14
14	195	5,5	12
15	205	5	10
16	215	4,5	8
17	225	3	6
18	235	2,5	8
19	245	3	10
20	160	3,5	12

Недостатні дані приймаються з попередніх практичних робіт.

Основним способом управління покрівлею при підземному вуглевидобуванні є повне обвалення порід.

До геомеханічних параметрів виймальної ділянки при управлінні покрівлею повним обваленням відносяться:

- крок первинного осідання безпосередньої й основної покрівлі;
- крок наступних осад покрівлі;

- добове посування очисного вибою;
- довжина лави.

В даній практичній роботі останні два параметри приймаються заданими і використовуються при розрахунку.

1. При виборі привибійного кріплення необхідно знати параметри консолі зависаючих порід безпосередньої й основної покрівель, оскільки вони формують навантаження на кріплення.

Крок первинного осідання безпосередньої покрівлі дорівнює:

$$L_i^H = 36(1 + \sin \alpha) \frac{f_H \sqrt{V_{\text{доб}}}}{\sqrt{L_L}} + 10,5(1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_p}{f_H}}, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де: L_i^H – крок первинного осідання безпосередньої покрівлі, м;

α – кут падіння пласта, град;

f_H – коефіцієнт міцності порід безпосередньої покрівлі;

$V_{\text{доб}}$ – добове посування очисного вибою, м/добу;

L_L – довжина лави, м;

h_p – розмір зони активного розшарування порід покрівлі, м;

$$h_p = 36 \cdot 10^{-3} \cdot Z \sqrt{\frac{m_n \cdot n \cdot a}{f_H (1 + \eta) (1 + \sin x) V_{\text{сум}} \Psi}}, \text{ м}, \quad (4.2)$$

Z – ширина зони опорного тиску перед очисним вибоєм, м;

$$Z = 250 \cdot K_{oc} \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) \sqrt{Hm} \cdot \frac{1 + 0,1 \sigma_{сж}}{(9 + 0,001 \sigma_{сж}^2) \sigma_{сж}}, \text{ м}, \quad (4.3)$$

m_n – товщина порід безпосередньої покрівлі, м;

n – кількість розшарувань порід в одному метрі товщі безпосередньої покрівлі; $n = 2 \dots 6$;

a – коефіцієнт, що враховує вдавнення кріплення в підшву пласта і деформації верхняків. При $\sigma_{\text{сд}} = 3,5 \dots 7,5$ МПа; $a = 0,95 \dots 0,90$; при $\sigma_{\text{сд}} = 7,5 \dots 17$ МПа; $a = 0,9 \dots 0,8$; при $\sigma_{\text{сд}} = 17 \dots 25$ МПа; $a = 0,8 \dots 0,7$; при $\sigma_{\text{сд}} > 25$ МПа; $a = 0,6 \dots 0,7$

$\sigma_{\text{сд}}$ – міцність порід підшви на вдавнення, МПа;

η – відношення початкового розпору кріплення до його робочого опору. Приймається з характеристик кріплення, а для дерев'яних стійок $\eta = 0,02 \dots 0,04$;

ψ – кількість стійок кріплення на 1 м^2 оголення покрівлі, шт.;

f – коефіцієнт міцності вугілля;

K_{oc} – коефіцієнт ослаблення породних шарів; для легкообвальних $K_{oc} =$

0,8; для порід середньообвалюваних $K_{oc} = 0,9$; для важкообвалюваних $K_{oc} = 1$;

H – глибина розробки, м;

$\sigma_{сж}$ – межа міцності порід безпосередньої покрівлі на стиснення, МПа.

Наступний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою:

$$L_n^u = 10,5(1 + \sin \alpha) e^{\frac{-0,7h_p}{f_n}}, \text{ м}, \quad (4.4)$$

Первинний крок обвалення основної покрівлі дорівнює:

$$L_1^0 = 36(1 + \sin \alpha) \frac{f_0 \sqrt{V_{cym}}}{\sqrt{I_d}} + 10,5 \sqrt{V_{cym}} (1 + \sin \alpha) e^{\frac{-0,7h_p}{f_0}}, \text{ м}, \quad (4.5)$$

де: f_0 – коефіцієнт міцності порід основної покрівлі;

Наступний крок осідання порід основної покрівлі визначається за формулою:

$$L_n^0 = 10,5 \sqrt{V_{cym}} (1 + \sin \alpha) e^{\frac{-0,7h_p}{f_0}}, \text{ м}, \quad (4.6)$$

Відстань від краю очисного вибою до максимуму опорного тиску може бути визначена за формулою:

$$X = m \left(\frac{r'}{a_1 \varphi r' + b_1} + \frac{d_1 L_n D}{\varphi} \right), \text{ м}, \quad (4.7)$$

де: $r' = \frac{1}{2} \cdot \frac{L_{n\text{осл}}^0}{m}$ – відношення половини кроку наступного обвалення основної покрівлі до потужності пласта;

φ – функція залежна від коефіцієнта тертя пласта по породах покрівлі і підшви;

$$\varphi = 2 f_{mp} \cdot \lambda;$$

f_{mp} – коефіцієнт тертя по породах покрівлі і підшви:

$$f_{mp} = 0,3 \dots 0,4$$

$$\lambda = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho} \text{ – допоміжна функція;}$$

ρ – кут внутрішнього тертя, град;

$$\rho = 4,5 \cdot f - 2,5;$$

$$D = \frac{0,25H}{K_t} - \text{допоміжна функція;}$$

H – глибина розробки, м;

k_t – коефіцієнт зчеплення вугілля:

$$k_t = k_f \cdot k_v \cdot e^{\frac{\varphi}{\alpha_1 \cdot \theta \cdot e^{-\alpha_1 \cdot t}}}$$

k_f – коефіцієнт, який залежить від міцності вугілля,

$$k_f = 9,5 \cdot f^2 - 0,62;$$

$$k_v = \frac{2 \cos \rho}{1 - \sin \rho} - \text{допоміжна функція}$$

$\alpha_1 = 0,7 - 0,5 \cdot f$ – реологічний параметр;

t – час між черговим циклом виймання, годин;

$$t = \frac{24 \cdot r}{V_{\text{сум}}}$$

r – посування вибою за цикл, м.

a_1, b_1, d_1 – емпіричні параметр, що залежить від добутку:

При $0,5 < \varphi r' \leq 2$

$\varphi r' > 2$

$$a_1 = 1,65$$

$$a_1 = 1,49$$

$$b_1 = 0,93$$

$$b_1 = 1,22$$

$$d_1 = 0,995$$

$$d_1 = 0,995$$

Напруження в зоні максимуму опорного тиску рівні:

$$\sigma_{\max} = k_t \cdot e^{\frac{\varphi x}{m}}, \quad \text{МПа}, \quad (4.8)$$

Коефіцієнт концентрації напружень у зоні максимуму дорівнює:

$$k_{\sigma} = \frac{\sigma_{\max}}{0,25H}, \quad (4.9)$$

2. Навантаження на привибійне кріплення розраховується виходячи з гіпотези консольних балок. Для визначення розрахункової схеми необхідно знати величину прогину основної і безпосередньої покрівлі.

Прогин порід безпосередньої покрівлі в місці її обвалення визначається за формулою:

$$\Delta l_n = \frac{\gamma_n \cdot h_n \cdot l_n^4 \cdot \theta_l}{8 \cdot E_n \cdot I_n}, \quad (4.10)$$

де: γ_n – об'ємна вага порід безпосередньої покрівлі, Н/м³;

h_n – товщина безпосередньої покрівлі, м;

l_n – довжина консолі безпосередньої покрівлі, м;

$$l_n = l + L_{II}^H,$$

l – ширина привибійного простору, м;

L_{II}^H – крок обвалення безпосередньої покрівлі, м;

E_n – приведений модуль пружності при вигині порід безпосередньої покрівлі, ГПа;

$$E_n = \frac{4E_{cm} \cdot E_p}{\left(\sqrt{E_{cm}} + \sqrt{E_p}\right)^2}, \text{ ГПа}; \quad (4.11)$$

E_{cm} – модуль пружності при стисненні, ГПа: для пісковика $E_{cm} = 55$ ГПа; для піщаного сланцю $E_{cm} = 45$ ГПа; для піщано–глинистого сланцю $E_{cm} = 35$ ГПа; для глинистого сланцю $E_{cm} = 20$ ГПа;

E_p – модуль пружності при розтяганні, ГПа: для пісковика $E_p = 25$ ГПа; для піщаного сланцю $E_p = 15$ ГПа; для піщано–глинистого сланцю $E_p = 10$ ГПа;

I_n – момент інерції безпосередньої покрівлі щодо нейтральної осі, м⁴;

$$I_n = I_n' + F_n \cdot V_n^2,$$

I_n' – момент інерції щодо середньої осі, м⁴;

$$I_n' = \frac{\epsilon_n \cdot h_n^3}{12};$$

ϵ_n – ширина блоку обвалення (може бути прийнята рівної, 1м);

F_n – площа поперечного перерізу балок безпосередньої покрівлі, що згинаються, м²;

$$F_n = \epsilon_n \cdot h_n;$$

V_n – відстань від нейтральної осі до середини балки безпосередньої покрівлі, м;

Прогин порід основної покрівлі в місці обвалення безпосередньої покрівлі дорівнює

$$\Delta l_o = \frac{\gamma_o \cdot h_o \cdot \epsilon_n}{2 \cdot I_o \cdot E_o} \left(\frac{l_o^2 l_n^2}{2} - \frac{l_o l_n^3}{3} + \frac{l_n^4}{12} \right), \quad (4.12)$$

де: γ_o – об'ємна вага порід основної покрівлі, Н/м³;

h_o – товщина порід основної покрівлі, м;

l_o – максимальна довжина консолі основної покрівлі в момент зламу, м;

$$l_o = \sqrt{\frac{h_o \sigma_{u32}}{3\gamma_o}}; \quad (4.13)$$

σ_{u32} – міцність основної покрівлі на вигин, МПа

для пісковика $\sigma_{u32} = 25$ МПа

для піщаного сланцю $\sigma_{u32} = 20$ МПа

для піщано–глинистого сланцю $\sigma_{u32} = 15$ МПа

для глинистого сланцю $\sigma_{u32} = 5$ МПа.

Отримані значення l_o погоджуються з наступним кроком обвалення основної покрівлі і даними практики.

E_o – приведений модуль пружності при вигині порід основної покрівлі, Па;

I_o – момент інерції основної покрівлі щодо нейтральної осі, м⁴;

$$I_o = I'_o + F_o \cdot V_o^2$$

I'_o – момент інерції основної покрівлі щодо середньої осі, м⁴;

$$I'_o = \frac{\epsilon_n \cdot h_o^3}{12};$$

F_o – площа поперечного перерізу балок основної покрівлі, що згинаються, м²;

$$F_o = \epsilon_n h_o;$$

V_o – відстань від нейтральної осі до середини балок основної покрівлі, м;

$$V_o = \frac{h_o \sqrt{E_{сж}^o}}{\sqrt{E_{сж}^o} + \sqrt{E_p^o}};$$

Тиск на 1 погонний метр лави від ваги порід безпосередньої покрівлі, коли $\Delta l_n > \Delta l_o$ складає

$$R' = \frac{\gamma_H h_H (3l^2 + 8lL_{посл}^H + 6L_{посл}^{H2})}{8l}, \quad (4.14)$$

Додатковий тиск, що робиться породами основної покрівлі на кріплення через породи безпосередньої покрівлі, коли $\Delta l_n < \Delta l_o$, складає:

$$R'' = \frac{3E_H I_H E_o I_o (\Delta l_o - \Delta l_H)}{l (I_H^3 E_o I_o + I_o^3 E_H I_H)} \left(l + \frac{3}{2} L_{посл}^H \right), \quad (4.15)$$

Якщо $\Delta l_n > \Delta l_o$, навантаження на привибійне кріплення буде

$$R = R', \quad (4.16)$$

Якщо $\Delta l_n < \Delta l_o$, то

$$R = R' + R''. \quad (4.17)$$

3. Умови правильності вибору способу управління важкообвалюваною покрівлею – максимальна ефективність роботи очисного вибою при максимальній безпеці праці робітників при осадках основної покрівлі. Оцінити правильність вибору можна приблизно за величиною «критерію правильності вибору»:

$$K_{П.В} = \left[\frac{\sigma_{сж}^{ок} h_{ок} m}{\rho g H - l_{ок} (1 + h_{нк})} \right]^{0,25} \quad (4.18)$$

де: $\sigma_{сж}^{ок}$ – межа міцності на стиснення порід основної покрівлі, МПа;

ρg – вертикальна складова гірського тиску, МПа;

$h_{нк}$ – товщина безпосередньої покрівлі, м;

$h_{ок}$ – товщина основної покрівлі, м;

$l_{ок}$ – крок обвалення основної покрівлі, м.

У залежності від величини $K_{пв}$ і глибини ведення гірничих робіт Н рекомендуються наступні способи управління покрівлею:

– в інтервалі глибин 500 – 1500 м і $K_{пв} \leq 0,5-0,7$ рекомендуються типові паспорти кріплення механізованими кріпленнями звичайного опору (М87, М97, М81, 1МК, МК75 і ін);

– при $K_{пв} \leq 0,9-0,7$ рекомендуються індивідуальні кріплення з посиленням посадковим кріпленням, механізовані кріплення підвищеного опору М87А, УКП, ОКП, КМ88;

– при $K_{пв} \leq 1,3-0,9$ – рекомендуються кріплення з додатковим кріпленням посилення, встановлюваної у виробленому просторі (кущі, кос-три) механізовані кріплення високого опору (КМТ, КМТ130, 2УКП, КМ136, КМ138). Активні способи управління покрівлею з кріпленням підвищеного опору;

– при $K_{пв} = 1,7-1,3$ рекомендуються механізовані кріплення високого опору, активні способи (знеміцнення) управління покрівлею;

– при $K_{пв} = 1,7-2,3$ – рекомендуються активні способи управління покрівлею, а також технологічні способи (короткі лави, лави-камери, цілики-ножі і т.п.).

Практична робота №5

Техніко-економічне обґрунтування раціонального способу охорони гірських виробок

Мета практичної роботи – дати техніко-економічне обґрунтування раціонального способу охорони гірничої виробки для заданих умов коли технологічно прийнятними є кілька різних варіантів охорони.

Завдання для практичної роботи студент отримує у викладача.

Раціональний варіант вибору місця розташування, проведення й охорони виробки може бути прийнятий шляхом порівняння технічно доцільних варіантів за економічним критерієм.

Як критерій порівняння варіантів рекомендується величина питомих експлуатаційних витрат, грн./т, що представляє собою відношення суми експлуатаційних витрат, що враховуються, до промислових запасів, призначених до виїмки, у межах виймального поля (панелі, ділянки шахтного поля):

$$C_y = \frac{\sum C}{Q_{\text{ПП}}} \rightarrow \min, \quad (5.1)$$

де $Q_{\text{ПП}}$ – величина промислових запасів, призначених до виїмки, т; $\sum C$ – сума експлуатаційних витрат, що враховуються, грн.

У загальному випадку величина експлуатаційних витрат по варіанту охорони

$$\sum C = C_{\text{ПП}} + C_{\text{охр}} + C_{\text{ДМ}} + C_p + \dots, \quad (5.2)$$

де $C_{\text{ПП}}$ – витрати на проведення виробок, грн;

$C_{\text{охр}}$ – витрати на заходи щодо охорони виробок, грн;

$C_{\text{ДМ}}$ – витрати на додаткові заходи щодо посилення покрівлі (боків) виробки і по боротьбі з обдиманням порід підшви виробки, грн.;

C_p – витрати на ремонт виробки, грн.

Економічно найбільш вигідним вважається варіант, по якому величина питомих експлуатаційних витрат найменша; при цьому різниця між порівнюваними варіантами повинна бути 5 % і більш. Якщо ця різниця менш 5 %, то варіанти визнаються рівноцінними і порівнюються по трудомісткості, кількості матеріалів, що витрачаються, з погляду екології і т.п.

При рішенні конкретних задач охорони гірських виробок номенклатура статей, що враховуються, вибирається, виходячи із сутності порівнюваних варіантів. До порівняння варто приймати усі витрати, включа-

ючи й однакові, наприклад, на проведення виробки. У протилежному випадку різниця між варіантами буде перевернена, що приведе до невірних висновків.

У загальному випадку будь-який вид робіт при порівнянні варіантів являє собою суму витрат на матеріали, заробітну плату, електроенергію (пневмоенергію) і амортизаційні відрахування.

Для орієнтованого рішення питання про обґрунтування раціонального способу охорони гірських виробок можна скористатися даними таблиці 5.1.

Таблиця 5.1 – Орієнтовні величини експлуатаційних (забійних) витрат на окремі види робіт

Види робіт	Одиниця виміру роботи	Вартість одиниці роботи, грн
Проведення виробки	1 м виробки у світлі	$c_{np} = 102S_{св} - 560 + n_{кр}C_{кр}$
Перекріплення виробки	1 м відновленої виробки	$c_{пер} = (0,5 \dots 0,6) c_{np}$
Підrivка підшви виробки	1 м³	100...130
Спорудження бутової смуги вручну або скреперною установкою	1 м³	0,5...0,6
Те ж за допомогою "Титан-1"	1 м³	0,4...0,5
Спорудження органного кріплення	1 м однорядної органки	$c_{орг} = V_{pc}C_{pc} + (10 \dots 16)$
Спорудження клітьових кострів зі стійок	1 костер	$c_{кк} = (\pi m R c_{pc}) + (5 \dots 10)$
Спорудження бутокострів	1 костер	$c_{бк} = (\pi m R c_{pc}) + (10 \dots 15)$
Спорудження накатних (шпальних) кострів	1 костер	$c_{нк} = (0,25\pi m^2) + (7 \dots 12)$
Спорудження тумб БЗБТ	1 м³ тумб	180...200
Спорудження литої смуги	1 м³ смуги	150...170
Вибурювання вугілля	1 свердловина довжиною 10 м	25...30
Застосування кріплення посилення	1 гідростійка посилення в рік	80...110
Вибухощільне розвантаження підшви (ВЦР)	1 м виробки	$c_{вип} = (13 \dots 16) n_{ш}$
Метод активного розвантаження підшви з наступним її зміцненням	1 м виробки	100...150
Зміцнення покрівлі піщано-цементним розчином	1 м виробки	800...1000
Анкерування покрівлі або підшви виробки	1 анкер	12...16
Попередній розпір кріплення	1 рік проведення виробки	160...220
Забутка закріпного простору	1 м виробки	20...30
Відсічне торпедування покрівлі	1 м виробки	$c_{от} = (17 \dots 20)n_{от}$

У приведеній таблиці:

S_{CB} – перетин виробки у світлі, м²;

$n_{кр}$ – щільність кріплення, рам/м;

$c_{кр}$ = 550–1008 – вартість одного комплекту кріплення, грн;

m – товщина вугільного пласту, м;

R – радіус рудничної стійки, м;

V_{pc} – обсяг стійок органного кріплення на 1 м виробки, м³;

C_{pc} = 75–100 – вартість 1 м³ рудничної стійки, грн;

$n_{ш}$ – кількість шпурів, пробурених на 1 м довжини виробки для камуфлетного висадження, шт.;

$n_{от}$ – кількість шпурів для відсічного торпедування, що приходяться на 1 м виробки, шт.

Результати економічного порівняння зручно представити у виді таблиці (див. приклад).

Приклад економічного порівняння варіантів охорони виробок.

Умова. Розглядаються два варіанти охорони дільничних штреків при панельній підготовці: варіант 1 – охорона відкаточного штреку розташуванням його в масиві і вентиляційного – вприсічку до виробленого простору з погашенням їх після проходу лави; варіант 2 – повторне використання відкаточного штреку в якості вентиляційного з погашенням вентиляційного штреку після проходу лави. Підваріант 1а – обидва штреки кріпляться п'ятиланковим арковим кріпленням, а в підваріанті 1б – трюхланковим. Підваріант 2а – штучне спорудження: 2 суцільних ряди тумб БЗБТ загальною шириною 1м, 1 ряд органної кріплення. 1 ряд клітьових кострів зі стійок довжиною 1.4 м з відстанню між ними 1 м. Підваріант 2б – те ж, але замість тумб БЗБТ – лита смуга шириною 1 м. Довжина штреків – 1200 м. Перетин штреків у світлі=11.2 м.

Основні параметри паспортів проведення і підтримання штреків приведемо в таблиці П. 1.

Таблиця П. 1 – Параметри проведення і підтримання штреків по варіантах

Параметр	ВИРОБКА					
	отк. штр. (1а)	вент. штр. (1а)	отк. штр. (1б)	вент. штр. (1б)	штрек (2а)	штрек (2б)
Тип кріплення	КМП-А5	КМП-А5	КМП-А3	КМП-А3	КМП-А5	КМП-А5
Щільність кріплення, $n_{кр}$, рам/м	1	1	1	1	1	1
ВЦР	4 шпури на 1 м виробки	4 шпури на 1 м виробки	немає	немає	4 шпури на 1 м виробки	4 шпури на 1 м виробки
Анкерування покрівлі і боків	немає	немає	5 анкерів на 1 м виробки	5 анкерів на 1 м виробки	немає	немає
Кріплення посилення	немає	немає	2 стійки під раму l=125	2 стійки під раму l=125	2 стійки під раму l=125	2 стійки під раму l=125
Перекріплення виробки		немає	немає	немає	немає	немає
Підrivка підосви		немає	немає	400 м на глибину 200 мм	500 м на глибину 300 мм	600 м на глибину 350 мм

Тому що у варіантах 1 і 2 розглядаються різні системи розробки, то порівняння проведемо не для одного ярусу, а для крила панелі. Приймемо, що в панелі по падінню буде 5 ярусів. Тоді в першому варіанті проводиться 5 вентиляційних і 5 відкаточних штреків, а в другому варіанті проводиться 6 штреків. Флангові виробки в першому варіанті не проводяться, тому що прийнято відпрацьовування стовпів через ярус.

Визначимо вартість окремих видів витрат, використовуючи рекомендації таблиці 5.1.

Витрати на проведення виробок

Оскільки перетин виробок у світлі до осадки у всіх варіантах однаковий – 11,2 м² розрахуємо вартість одного штреку довжиною 1200 м при вартості одного комплексу кріплення $c_{кр}=900$ грн і щільності кріплення $n_{кр}=1$ рам/м.

$$C_{np}^1 = L_{вир} \cdot (102 \cdot S_{св} - 560 + n_{кр} \cdot c_{кр}) = 1200 \cdot (102 \cdot 11,2 - 560 + 900) = 1778800 \text{ грн.}$$

Тоді витрати на проведення виробок у підваріантах 1а і 1б

$$C_{np} = 10 \cdot C_{np}^1 = 10 \cdot 1778800 = 17788000 \text{ грн.}$$

а в підваріантах 2а і 2б

$$C_{np} = 6 \cdot C_{np}^1 = 6 \cdot 1778800 = 10672800 \text{ грн.}$$

Витрати на використання кріплення посилення

У підваріантах 1б, 2а, 2б кріплення посилення одностійне – 2 гідростійки під раму кріплення; розходження тільки в довжинах ділянок посилення.

У підваріанті 1б ця довжина $30+35=65$ м, а в підваріантах 2а і 2б – 125 м.

Тоді для підваріанту 1б

$$C_{кру} = 2 \cdot 65 \cdot 100 = 13000 \text{ грн.}$$

і для підваріантів 2а і 2б

$$C_{кру} = 2 \cdot 125 \cdot 100 = 25000 \text{ грн.}$$

Витрати на застосування ВЩР

Вибухощільнне розвантаження підосви застосовується в підваріантах 1а, 2а і 2б по всій довжині виробки, що споруджується, і за однаковою схемою (4 шпури на 1 м виробки).

Тоді для варіанта 1а

$$C_{вщр} = n_{вир} \cdot L_{вир} \cdot n_{ш} \cdot 15 = 10 \cdot 1200 \cdot 4 \cdot 15 = 72000 \text{ грн.}$$

Для варіантів 2а і 2б

$$C_{вщр} = 5 \cdot 1200 \cdot 4 \cdot 15 = 360000 \text{ грн.}$$

Анкерування покрівлі і боків виробки

Анкерування застосовується у підваріанті 1б. При цьому на кожен метр виробки встановлюють 5 анкерів, тоді

$$C_{анк} = n_{вир} \cdot L_{вир} \cdot n_{анк} \cdot c_{анк} = 10 \cdot 1200 \cdot 5 \cdot 15 = 900000 \text{ грн.}$$

Підrivка підoшви

Для підваріанту 1б підrivка проводиться тільки у вентиляційних штреках, тоді

$$C_{\text{под}} = n_{\text{вир}} \cdot L_{\text{вир}} \cdot h_{\text{под}} \cdot B_{\text{вир}} \cdot c_{\text{под}} = 5 \cdot 400 \cdot 0,2 \cdot 4,75 \cdot 100 = 190000 \text{ грн.}$$

Для підваріанту 2а врахуємо, що перший вентиляційний штрек – не повторно використовуваний

$$C_{\text{под}} = 5 \cdot 500 \cdot 0,3 \cdot 4,75 \cdot 100 = 3562500 \text{ грн.}$$

Для підваріанту 2б

$$C_{\text{под}} = 5 \cdot 500 \cdot 0,3 \cdot 4,75 \cdot 100 = 3562500 \text{ грн.}$$

Зведення штучних споруджень

Штучні спорудження для охорони виробок застосовують у підваріантах 2а і 2б. В обох випадках це спорудження складається з 3 компонентів: 1 ряд органного кріплення, 1 ряд кострів і твердий елемент: у підваріанті 2а – тумби БЗБТ, а у підваріанті 2б – літа смуга. Зводяться ці спорудження при наявності 5 ярусів по падінню біля 4 штреків (не зводяться біля першого вентиляційного і біля останнього відкаточного).

Тоді витрати на зведення органних рядів розрахуємо, виходячи з того, що для органного ряду застосовують стійки діаметром 14 см, довжиною 1,4 м і на 1 м довжини виробки встановлюють 6 стійок.

Обсяг стійок органного кріплення на 1 погонний метр

$$V_{\text{pc}} = \pi \cdot R_{\text{ст}}^2 \cdot L_{\text{ст}} \cdot 6 = 3,14 \cdot 0,17^2 \cdot 1,4 \cdot 6 = 0,13 \text{ м}^2.$$

Вартість органних рядів

$$C_{\text{орг}} = n_{\text{вир}} \cdot L_{\text{вир}} \cdot (V_{\text{pc}} \cdot c_{\text{pc}} + 12) = 4 \cdot 1200 \cdot (0,13 \cdot 100 + 12) = 68160 \text{ грн.}$$

Витрати на викладення клітьових кострів із круглого лісу

$$C_{\text{кос}} = n_{\text{вир}} \frac{L_{\text{вир}}}{1,4 + 1} \left[(\pi m R c_{\text{pc}}) + 10 \right] =$$
$$= 4 \cdot \frac{1200}{1,4 + 1} \cdot \left[(3,14 \cdot 1,4 \cdot 0,07 \cdot 100) + 10 \right] = 81570 \text{ грн.}$$

Витрати на спорудження тумб БЗБТ

Обсяг тумб БЗБТ на 1 м виробки при потужності шару 1,4 м і ширині ряду тумб 1 м – 1,4 м³, тоді

$$C_{\text{БЗБТ}} = n_{\text{вир}} b_{\text{вир}} V_{\text{БЗБТ}} 190 = 4 \cdot 1200 \cdot 1,4 \cdot 190 = 1276800 \text{ грн.}$$

Витрати на зведення літої смуги шириною 1 м при товщині пласту 1,4 м

$$C_{\text{лс}} = n_{\text{вир}} b_{\text{вир}} V_{\text{лс}} 160 = 4 \cdot 1200 \cdot 1,4 \cdot 160 = 1075200 \text{ грн.}$$

Запаси вугілля, що виймаються з крила панелі

У варіанті 2 при довжині лави 200 м і безціликовій виїмці

$$Q_{\text{бал}} = 5 \cdot 1200 \cdot (200 + 4,75) \cdot 1,4 \cdot 1,3 = 2235870 \text{ т}$$

У варіанті 1 лави розділяються ціликами шириною 2 м між лавами, тоді запаси, що не витягаються

$$Q_{\text{втр}} = 4 \cdot 1200 \cdot 2 \cdot 1,4 \cdot 1,3 = 17472 \text{ т}$$

тоді запаси, що витягаються

$$Q_{np} = 2235870 - 17472 = 2218398 \text{ т}$$

Отримані результати зведемо в таблицю П. 2.

Таблиця П. 2 – Техніко-економічне порівняння варіантів охорони

Найменування статей витрат	Витрати по варіантах, тис. грн			
	1а	1б	2а	2б
Проведення виробок	17788	17788	10673	10673
Кріплення посилення	–	13	25	25
ВЩР	720		360	360
Анкерування покрівлі і боків виробки		900		
Підбивка підосви	–	190	356	499
Зведення органного ряду	–		68	68
Спорудження кострів	–		82	82
Зведення БЗБТ	–	–	1277	–
Зведення литий смуги				1075
Разом, тис. грн	18508	18891	12841	12782
Запаси вугілля, що витягаються, тис. т	2218	2218	2236	2236
Питомі витрати, грн./т	8,34	8,52	5,74	5,72
У % до кращого варіанта	145,8	149,0	100,3	100

Висновки: бачимо, що перший варіант у півтора разу дорожче другого. Що стосується підваріантів 2а і 2б, то вони рівноцінні і для остаточної рекомендації значення будуть мати організаційні питання (далекість шахти від заводів буд-деталей, наявність на шахті устаткування для подачі в литу смугу і т.п.), а також питання безпеки і промсанітарії.

Ярослав Олександрович Ляшок
Леонід Леонідович Бачурін
Олександр Олександрович Ісаєнков

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
до практичних робіт з курсу
„УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ПОРОДНОГО МАСИВУ”
(для студентів спеціальності 7.090301 всіх форм навчання)