

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 83 стор., 12 рис., 18 табл., 4 листа графічної частини.

Об'єкт проектування: шахта в заданих гірничо-геологічних умовах.

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. ℓ_6 .

Методи проектування: аналіз літературних джерел, інженерні розрахунки, техніко-економічне порівняння варіантів.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорта виймальної ділянки та проведення штреку по пл. ℓ_6 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та дільничного транспорту. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з удосконаленням очисних робіт по пл. ℓ_6 , небезпечному за раптовими викидами вугілля та газу.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам шахти при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ПРОВІТРЮВАННЯ, РАПТОВІ ВИКИДИ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	13
2.1 Розробка основних напрямків відробки пласта.....	13
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	14
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	19
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	19
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	28
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	28
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	29
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої.....	29
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ℓ_6	38
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	45
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	48
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	57
2.5 Охорона праці.....	59
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	61
ВИСНОВКИ.....	81
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	82

ВСТУП

Історія становлення і розвитку вугільної промисловості України красномовно показує, що саме вугілля було гарантом бурхливого розвитку економіки, тому немає потреби доводити роль і значення головного енергоносія в Україні - вугілля.

Сьогодні вугільна промисловість нашої країни переживає не кращі часи, знижені обсяги проведення гірничих виробок і обсяги видобутку вугілля, закриваються шахти, велика плінність кадрів на вугільних підприємствах. Усе це явилось наслідком економічного спаду в Україні.

Причинами цього (окрім об'єктивних – заглиблення гірничих робіт, ускладнення умов розробки пластів та ін.) з'явилися старіння шахтного фонду, зношеність устаткування, відсутність високоефективної виїмкової техніки. Крім цього, до них додалося ще й незадовільне матеріально-технічне постачання (недопоставки устаткування, лісних матеріалів, металевого кріплення та інших матеріалів виробничого призначення).

Разом з тим, програмою "Українське вугілля", прийнятою Кабінетом Міністрів у вересні 2001 р., передбачено підвищення обсягів видобутку вугілля до 110 млн. т у 2025 р. Програма передбачає поступове збільшення бюджетного фінансування вугільної галузі. Загалом у 2001-2025 рр. на її розвиток планується направити 46,22 млрд. грн.

Необхідність цього зумовлена зростанням ролі вугілля як енергетичного палива у зв'язку із зменшенням постачань в Україну нафти і газу та прийнятим курсом на забезпечення країни внутрішніми енергоресурсами. Програмою передбачається здійснити комплекс заходів, спрямованих на підвищення конкурентоздатності вугілля, за рахунок збільшення потужності шахт, підлеглих реконструкції; будівництва нових великих шахт; комплексної механізації основних та допоміжних процесів при веденні гірничих робіт.

У зв'язку з вищесказаним, усе більшого значення набуває вибір раціональних технологічних рішень в області гірничого проектування: способів підготовки шахтних полів, систем розробок, технологічних схем ведення очисних і підготовчих робіт, способів охорони підготовчих виробок.

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. 6 в заданих гірничо-геологічних умовах, виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

До шахти підведена під'їзна залізнична гілка, що відходить від залізничної магістралі. По полю шахти паралельно залізниці проходить асфальтована магістраль.

Водопостачання шахти здійснюється за рахунок місцевих джерел та водотоків, електропостачання від мережі "Донбасенерго".

Вугілля шахти використовується як енергетичне паливо.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля приймають участь відкладення кам'яновугільної і четвертинної систем. Кам'яновугільні відкладення представлені світами C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 .

Кам'яновугільні відкладення складені піщаними та глинястими сланцями, пісковиками, вапняками та вугіллям.

Четвертинні відкладення представлені ґрунтовим шаром та жовтобурими суглинками. Залягають вони на розмитій поверхні кам'яновугільних відкладень. Потужність четвертинних відкладень досягає 15 м.

Короткі відомості про стратиграфію і літологію наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^7	215	$\frac{79}{37}$	$\frac{105}{49}$	$\frac{11}{5}$	$\frac{5}{2}$	$\frac{15}{7}$	m_3	$M_{10}, M_9, M_8, M_4, M_3, M_1$
C_2^6	340	$\frac{133}{39}$	$\frac{150}{44}$	$\frac{17}{5}$	$\frac{10}{3}$	$\frac{30}{9}$	$\delta, \delta^B, \delta_1$	$L_8, L_7, L_6, L_5, L_4, L_3$
C_2^5	570	$\frac{228}{40}$	$\frac{245}{43}$	$\frac{46}{8}$	$\frac{11}{2}$	$\frac{40}{7}$	k_7^1	$K_8, K_7, K_6, K_4, K_2, K_1$

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти приурочене до північного крила синкліналі.

Падіння порід південно-західне, кути падіння змінюються в межах 5-15°.

В межах шахтного поля існує ряд розривних порушень переважно насувного характеру. Найбільш значними з них є насуви: I, II та III, Краматорський, Запорізький, Чуровський, Міуський, Уломський, Олексіївський, Демінський, Козачий, Терновий. Більш мілкими являються такі насуви: Полоський, Л-К, С-Д та ряд інших, не отримавши назву.

Гірськими роботами виявлені лише поодинокі розривні порушення скидового типу з амплітудою до 1 м.

За тектонічною будовою шахтне поле відноситься до 1 групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність приурочена до відкладень світ C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 .

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2. Структурна колонка пласта ℓ_6 зображена на листі 1 графічної частини проекту.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
m ₃	$\frac{0,72 - 0,80}{0,76}$	$\frac{0,72 - 0,80}{0,76}$	220	проста	витриманий
ℓ_6^B	$\frac{0,80 - 0,90}{0,85}$	$\frac{0,75 - 0,85}{0,80}$		складна	невитриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля відноситься до антрацитів. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марки вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_b^{daf}, \text{ккал/кг}$	
m ₃	15,8	6,9	3,5	4,7	8460	A
ℓ_6^B	19,5	5,8	3,6	3,5	8430	A

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води приурочені до четвертинних і кам'яновугільних відкладень. В обводненні гірничих виробок води четвертинних відкладень участі не приймають, а джерелом обводнення являються води кам'яновугільних відкладень.

Водоносні горизонти приурочені до тріщинуватих пісковиків і вапняків. рідше – до сланців. Підземні води пластово-тріщинні, напірні. Живлення водоносних горизонтів відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних осадів і паводкових вод.

Найбільш витриманими водоносними горизонтами, що приймають участь в обводненні виробок, являються вапняки M_8, M_7, M_4, M_2, M_1 і пісковики $M_7Sm_8, M_5Sm_6, M_4Sm_5$. Всі водоносні горизонти гідравлічно пов'язані між собою тектонічними порушеннями.

Шахтні води сульфатно-хлоридно-натрієво-кальцієвого типу. Води дуже жорсткі, з загальною жорсткістю $12,2-12,8$ мг-екв/дм³, лужні (рН = 8,3), слабоагресивні до бетонів. Сухий залишок досягає $1,9-2,5$ г/л.

Фактичний приток води складає:

нормальний – 260 м³/годину;

максимальний – 300 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Основні відомості про вміщуючі породи вугільних пластів наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про вміщуючі породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коефіцієнт міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коефіцієнт міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коефіцієнт міцності	Категорія по ДонВУГ
m_3	сланець піщаний	2,0	4	Б ₃	сланець піщаний	7,0	4	А ₂	сланець піщаний	4,0	4	П ₂
ζ_6^B	вапняк	0,9	8	Б ₅	сланець піщаний	8,0	4	А ₂	сланець піщаний	1,0	4	П ₂

Шахта віднесена до небезпечних за раптовими викидами вугілля та газу.

Вугільні пласти відносяться до загрозливих за раптовими викидами вугілля та газу з глибини 150 м, пісковики – безпечні за раптовими викидами.

Природна газонасність пластів складає 35 м³/т.с.б.м.

Вугілля пластів не схильне до самозаймання та гірським ударам.

Проходження гірничих виробок буде здійснюватися в силікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт складає 2,5°C на 100 м глибини. Ізотерма + 26°C проходить на глибині 344 м. З цієї глибини потрібне проведення заходів по охолодженню та кондиціонування повітря.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями поля шахти є:

по повстанню на півночі – виходи пластів під наноси;

по падінню на півдні – ізогіпса – 400 м;

по простяганню:

- на сході – насув III, який розташований на відстані 3 км від головного похилого стовбура;

- на заході – насув Терновий, який розташований на відстані 3 км від головного похилого стовбура;

Розміри шахтного поля:

по простяганню – 6000 м;

по падінню – 2600 м.

Площа шахтного поля – 15,6 км².

Розміри ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 6000 м;

по падінню – 800 м.

Площа ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання – 4,8 км².

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідницьких свердловин з відстанню між ними 250-500 м.

По категоріям розвіданості запаси вугілля розподілені: A=20 %; B=40 %; C₁=40 %.

Визначимо запаси шахтного поля способом середнього арифметичного, тому що кут падіння і потужність пласта у межах ділянки, що проектується, коливаються не значно (2-3° та 2-3 см відповідно) за формулою:

$$Q_{\text{ср.ар}} = \frac{S_{\text{г}}}{\cos \alpha} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де $S_{\text{г}}$ – горизонтальна проекція пласта, м²;

$m_{\text{ср}}$ – середня нормальна корисна потужність пласту, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	S, м ²	m _{ср.н.} , м	γ, т/м ³	Q, тис.т	Примітка
m ₃	4800000	0,76	1,6	5837	
ℓ _{6^В}	4800000	0,80	1,6	6144	
Усього				11981	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчиком не розраховуємо, тому що вертикальні виробки в шахтному полі відсутні (Π₁ = 0).

Визначимо втрати в бар'єрному цілику з нижньою технічною границею:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.3)$$

де H – середня глибина цілика від земної поверхні, м;

L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від ствола до цілика, м.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрному цілику з нижньою технічною границею

Індекс пласта	m, м	H, м	L, м	d, м	ℓ, м	γ, т/м ³	Π ₂ , т
m ₃	0,76	800	2400	35	6000	1,6	255000
ℓ _{6^В}	0,80	800	2400	36	6000	1,6	276000
Усього							531000

Визначимо проектні втрати біля геологічних порушень:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.4)$$

де d_n – ширина зони розламу уздовж тектонічного порушення, м;

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат біля геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	ζ_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
Втрати біля III насуву					
m_3	50	800	0,76	1,6	36000
ζ_6^B	50	800	0,80	1,6	38000
Разом					74000
Втрати біля Тернового насуву					
m_3	50	800	0,76	1,6	36000
ζ_6^B	50	800	0,80	1,6	38000
Разом					74000
Усього					148000

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.5)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;
 c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [11981000 - (0 + 531000 + 148000)] \cdot 0,03 = 339000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.6)$$

$$\Sigma \Pi = \frac{0 + 531000 + 148000 + 339000}{11981000} \cdot 100 = 8,5 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \quad (1.7)$$

$$Q_{\text{пр}} = 11981000 - (0 + 531000 + 148000 + 339000) = 10963000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 11 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років}, \quad (1.8)$$

де $A_{\text{ш.р}}$ – річний видобуток шахти, тис. т;

$$T = \frac{10963}{600} = 18 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2019 рік наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2019 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	500000	396425	79,3
2	Виробнича потужність	т	360000	396425	110,1
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	500	551	110,1
4	Кількість лав	шт	2	2	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	28	27,5	98,2
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	40	35	87,5
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	1453	1487	102,3
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	1115	1149	103,0
9	в тому числі ГРОВ	чол.	155	186	120,0
10	прохідників	чол.	91	138	151,6
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	22956,2	22998,4	100,2
12	робочих з видобутку	грн/міс	23129,4	23298,6	100,7
13	ГРОВ	грн/міс	34259,8	34423,8	100,5
14	прохідників	грн/міс	33156,8	33294,2	100,4
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	1742,5	1754,5	100,7
17	Ціна реалізованого вугілля	грн/т	1850,6	1860,8	100,6

Шахта здана в експлуатацію в 1940 році та встановлена в 1944 році з проектною потужністю 300 тис. т/рік. В період з 1977 по 1986 роки виробнича потужність шахти досягала 600 тис. т/рік. З 1998 року в зв'язку з частковою відробкою запасів і погіршенням гірничо-геологічних умов виробнича потужність була знижена до 300 тис. т/рік.

Підготовка шахтного поля – панельна, відробка ярусів в панелях – восходяча. Система розробки, яка застосовується на шахті – суцільна.

В дійсний час в роботі знаходиться пл. №6, на якому працює 1 лава, обладнана комбайном 1К 101У з індивідуальним кріпленням.

Охорона прилеглих до лав виробок здійснюється ціликами вугілля та бутівними полосами.

Проведення підготовчих виробок здійснюється буровибуховим способом, прибирання породи – вантажними машинами 1ППН-5. Виробки закріплюються КМП АЗ.

Транспортування вантажів по головним відкотним виробкам здійснюється в вагонетках УВГ-1,4 за допомогою акумуляторних електровозів АМ 8Д та 2АМ

8Д. Видача вугілля з шахти здійснюється по конвеєрному стовбуру пл. 4₁, обладнаному стрічковими конвеєрами 3Л 100У, 2Л 100У та 1ЛУ 100.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- розрахувати оптимальну виробничу потужність шахти;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення розрахованої виробничої потужності;
- вибрати раціональний спосіб підготовки залишившихся запасів;
- вибрати раціональну систему розробки пластів;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування для відробки пластів;
- удосконалити очисні роботи по пл. 6.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробничу потужність шахти і режим її роботи

2.2.1 Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування

2.2.1.1 Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацювання

Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва. Результати розрахунку представлені на листингу 2.1.

2.2.1.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

Вибір видобувного устаткування і технологічної схеми ведення очисних робіт здійснюємо з урахуванням вимог ПБ [1], орієнтуючись на застосування вузькозахватної техніки.

У даних гірничо-геологічних умовах можливе застосування наступних варіантів технологічних схем:

- технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів або стругових установок і індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Застосування стругової технології нераціонально, тому що у пласті є включення колчедану, що несприятливо для ефективного використання стругових установок. Так як застосування мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами видобувного устаткування з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованого комплексу, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 1КМ 103М з комбайном 1К 103М;
- 1МКД 90 з комбайном КА 90;
- МДМ з комбайном 1К 103М.

Порівняння варіантів робимо по фактору забезпечення максимального навантаження на очисний вибій.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі гірництва.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.2) найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу МДМ з комбайном 1К 103М і складе при кількості циклів на добу 4 – 560 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз".

Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на лаву складе 448 т/добу.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Для подальших розрахунків приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору.

2.2.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Виробничу потужність шахти визначимо по формулі проф. Звягіна [3]:

$$A_{\text{шп}} = \sqrt{\frac{C_1 \cdot \varphi^2 + E_n \cdot K_1^I}{\frac{C_1}{Z_{\text{пром}}} + K_{\text{пр}}^I \cdot E_n \cdot K_1^{II}}}, \text{ тис. т,} \quad (2.1)$$

де C_1 , φ , K_1^I , K_1^{II} , $K_{\text{пр}}^I$ – розрахункові коефіцієнти, що характеризують капітальні і експлуатаційні витрати ($C_1 = 28$, $K_1^I = 3307$, $K_1^{II} = 25,1$, $K_{\text{пр}}^I = 0,000134$);

E_n – нормативний коефіцієнт порівняльної ефективності капіталовкладень у вугільній промисловості ($E_n = 0,15$);

$Z_{\text{пром}}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$$\varphi = 4,4 + 0,18 \cdot A_{\text{виб}}, \quad (2.2)$$

де $A_{\text{виб}}$ – місячна продуктивність очисного вибою, тис. т;

$$A_{\text{виб}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{дн}}, \text{ тис. т,} \quad (2.3)$$

де $A_{\text{доб}}$ – добове навантаження на очисний вибій, тис. т;

$n_{\text{дн}}$ – кількість робочих днів на місяць ($n_{\text{дн}} = 25$ днів);

$$A_{\text{виб}} = 0,56 \cdot 25 = 14 \text{ тис. т;}$$

$$\varphi = 4,4 + 0,18 \cdot 14 = 9,7;$$

$$A_{\text{шп}} = \sqrt{\frac{28 \cdot 9,7^2 + 0,15 \cdot 3307}{\frac{28}{10963} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 656 \text{ тис.т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{шп}} = 600$ тис. т.

Повний термін служби горизонту:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ лет}, \quad (2.4)$$

де $T_{\text{розр}}$ – розрахунковий термін служби горизонту, років;

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шп}} = 600$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 3$ роки);

$t_{\text{згас}}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{\text{згас}} = 2$ роки);

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шп}}}, \text{ років}; \quad (2.5)$$

$$T_{\text{розр}} = \frac{10963000}{600000} = 18 \text{ років};$$

$$T = 18 + 1 + 2 = 21 \text{ рік.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;
- тривалість робочої зміни:
 - на підземних роботах – 6 годин;
 - на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільного пласту

2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Виходячі з герничо-геологічних та гірничотехнічних умов приймаємо для відробки пластів панельний спосіб підготовки.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і прямоочним провітрюванням (рис. 2.1)

і стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору (рис. 2.2).

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.3).

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma G}{Z_{в.п}}, \text{ грн/т}, \quad (2.6)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣG – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

$Z_{в.п}$ – запаси вугілля у виймальному полі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Витрати на транспорт, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	259800	894900	1,62	100
2	471900	279500	561300	1312700	2,36	146

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 46 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{д.доб} = r \cdot n_{ц}, \text{ м/добу}, \quad (2.7)$$

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;

$n_{ц}$ – кількість циклів за добу ($n_{ц} = 4$);

$$V_{д.доб} = 0,4 \cdot 4 = 1,6 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{д.річ} = N \cdot V_{д.доб} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.8)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);

K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{д.річ} = 300 \cdot 1,6 \cdot 0,95 = 456 \text{ м/рік}.$$

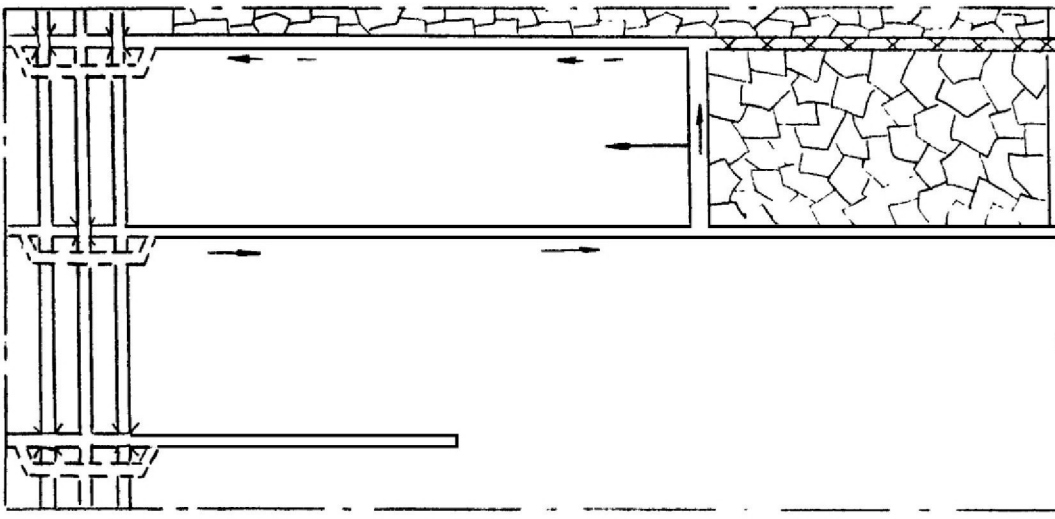


Рисунок 2.1 – Ствольова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і прямоочним провітрюванням

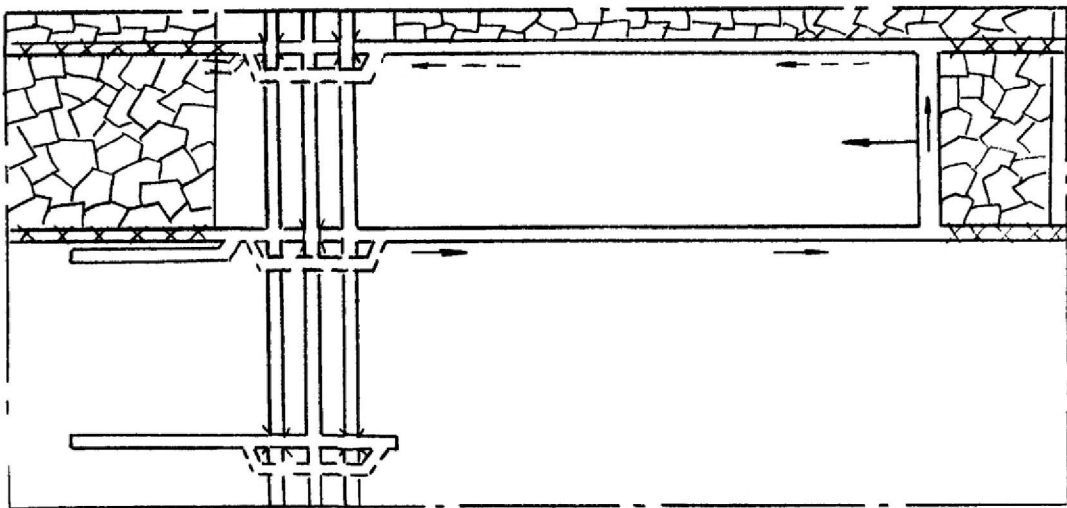


Рисунок 2.2 – Ствольова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.9)$$

$$\Sigma p = 1,81 \cdot 1,6 = 2,9 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

де $k_{\text{оч}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з очисних вибоїв ($k_{\text{оч}} = 1$ [3]);

$k_{\text{вид}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з діючих очисних вибоїв (згідно ПТЕ [4] щодо резервних вибоїв $k_{\text{вид}} = 0,92$);

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,97$ [3]);

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{456 \cdot 2,9 \cdot 0,97} = 430 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав}, \quad (2.11)$$

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

$$\Sigma n = \frac{430}{200} = 2,15 \text{ лави.}$$

Приймаємо 3 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{д}} = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м}, \quad (2.12)$$

$$\Sigma h_{\text{д}} = 3 \cdot 200 = 600 \text{ м.}$$

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо на 3 діючі лави 1 резервно-діючу.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав}, \quad (2.13)$$

де $\Sigma n_{p,d,l}$ – сумарна кількість резервно-діючих лав;

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 3 + 1 = 4 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м,} \quad (2.14)$$

$$\Sigma h_{\text{заг}} = 4 \cdot 200 = 800 \text{ м.}$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти, з урахуванням одночасної роботи діючих і резервно-діючої лав:

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д,р}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.15)$$

$$A_{\text{шп (max)}} = 800 \cdot 456 \cdot 2,9 \cdot 0,95 = 805000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп(max)}}}{A_{\text{шп}}}; \quad (2.16)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{8050000}{600000} = 1,3.$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,3.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д,р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік;} \quad (2.17)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{456}{1,3} = 990 \text{ м/рік.}$$

Для того, щоб вчасно підготувати нове виймальне поле, не допускаючи запізнювань у підготовці і не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптимальне співвідношення очисних і підготовчих робіт, виходячи з умови своєчасної підготовки [6]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.18)$$

де $T_{\text{підг}}$ – загальні витрати часу на підготовку виймального поля, міс.;

$t_{рез}$ – нормативний резерв часу на підготовку нового виймального поля, міс. ($t_{рез} = 1-2$ міс.);

$T_{оч}$ – тривалість відробки частини поля, що залишилась, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{підг} = t_{пл} + t_{ш} \cdot t_{р.п} \cdot t_{мон} = t_{пл} + \frac{L_{в.п}}{V_{ш}} + \frac{l_{л}}{V_{рп}} + t_{мон}, \text{ міс}, \quad (2.19)$$

де $t_{пл}$ – час на спорудження прийомних площадок, міс;

$t_{ш}$, $t_{р.п}$ – відповідно час, що витрачається на проведення штреку і розрізної печі, міс;

$t_{мон}$ – час на монтаж устаткування, міс;

$L_{в.п}$ – довжина виймального поля, м;

$l_{л}$ – довжина лави, м;

$V_{ш}$, $V_{рп}$ – швидкість проведення відповідно штреку і розрізної печі, м/міс.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{оч} = \frac{X}{V_{оч}}, \text{ міс}. \quad (2.20)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = V_{ш} = V_{рп}, \text{ м/міс}, \quad (2.21)$$

тоді випливає, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot l_{л} + L_{в.п}}{\frac{X}{V_{оч}} - (t_{пл} + t_{ш} + t_{р.п} + t_{мон} + t_{рез})}, \text{ м/міс}; \quad (2.22)$$

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1500}{\frac{500}{80} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо з використанням програми "Охорона".

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.4) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.23)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання основної покрівлі;

$$\text{Ш} = 1,0 \cdot 0,96 = 1,0 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.24)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшоши на стиск;

h_n – середня висота нижньої підривки, м;

$$\Delta = 0,6 \cdot 1 = 0,6 \text{ м.}$$

Максимальне відставання смуги від кріплення очисного вибою не повинне перевищувати 3 м.

Вентиляційний штрек згашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів і пробивання 1 ряду органного кріплення.

Для охорони панельних уклонів і хідників приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$v_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.25)$$

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.26)$$

де $\sigma_{\text{покр}}$, $\sigma_{\text{під}}$ – відповідно міцність порід покрівлі і підшоши, МПа;

$$\sigma = \frac{55 + 70}{2} = 62,5 \text{ МПа};$$

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{62,5 - 30}{30} \cdot 10 = 32 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито 5 похилими стовбурами:

- пройденими до горизонту 15 штреків (ізогіпса мінус 208,4 м):
 - головним по пл. ℓ_1 ;
 - допоміжним по пл. ℓ_1 ;
 - конвеєрним по пл. ℓ_1 ;
- пройденими до горизонту 11 штреків (ізогіпса мінус 53,4 м):
 - вентиляційним по пл. ℓ_6^B ;
 - головним по пл. ℓ_8 .

Крім похилих стовбурів, на полі шахти пробурена вентиляційна свердловина на пласт ℓ_8 .

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Головний стовбур пл. ℓ_1 обладнаний підйомною машиною ЦР 4 × 32/0,6 і призначений для видачі породи і спуску матеріалів і обладнання.

Допоміжний стовбур пл. ℓ_1 обладнаний підйомною машиною Ц 3,5 × 2 і призначений для спуску-підйому людей.

Конвеєрний стовбур пл. ℓ_1 обладнаний стрічковими конвеєрами 3Л 100У, 2Л 100У та 1ЛУ 100 і призначений для видача вугілля.

Головний стовбур пл. ℓ_8 обладнаний підйомною машиною Ц 2,5 × 2. Через зупинку робіт в східному крилі пл. ℓ_8 тимчасово не використовується.

Вентиляційний стовбур пл. ℓ_6^B обладнаний підйомною машиною Ц 2,5 × 2 і призначений для спуску-підйому людей на 11 горизонт.

Усі стовбури закріплені металевим арковим кріпленням з залізобетонним затягуванням.

Діаметр вентиляційної свердловини – 2,6 м, глибина – 363 м.

Перетини стовбурів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

В даний час на шахті діють пристовбурні двори у похилих стовбурів на 15 горизонті. Пристовбурний двір складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок в світлі складає 5000 м³, об'єм камер 50 % об'єму виробок. У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3 м, перетин у світлі – 9 м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташований на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3 м, ширина 4 м, перетин у світлі 12 м². Камера дозидання розташована в безпосередній близькості від допоміжного стовбура. Камера дозидання розрахована на 40 чоловік. Ширина камери 2,6 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 5,7 м². Камера підземного медпункту також розташована поблизу допоміжного стовбура. Довжина камери 7,6 м, ширина 3 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 6,6 м².

2.4 Паспорта виймальної дільниці, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. ℓ_6

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_6

Згідно п. 2.2. для механізації очисних робіт по пласту ℓ_6 приймаємо комплекс МДМ, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн 1К 103М;
- механізоване кріплення ДМ;
- скребковий конвеєр СП 202;
- кріплення сполучень УКС;
- скребковий перевантажувач – ПС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,4 м, спосіб зарубки комбайна в пласт – самозарубкою "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_T, \text{ МН/м}, \quad (2.27)$$

де R – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН;

h_i – потужність i -го пласту безпосередньої покрівлі, м;

γ_i – об'ємна вага порід i -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м³;

L_n – максимальна ширина при вибійного простору при знятій смузі вугілля і не пересуненій секції кріплення, м;

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

R_T – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [2].

$$R = \frac{6,2 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,63)^2 \cdot 6}{2 \cdot [(6 - 1,1)^2 + 6]} = 0,7 \leq 2 \cdot 0,8 = 1,6 \text{ МН/м.}$$

Умова виконується, отже для ефективного використання комплексу немає необхідності застосовувати заходи щодо розупрочнення покрівлі.

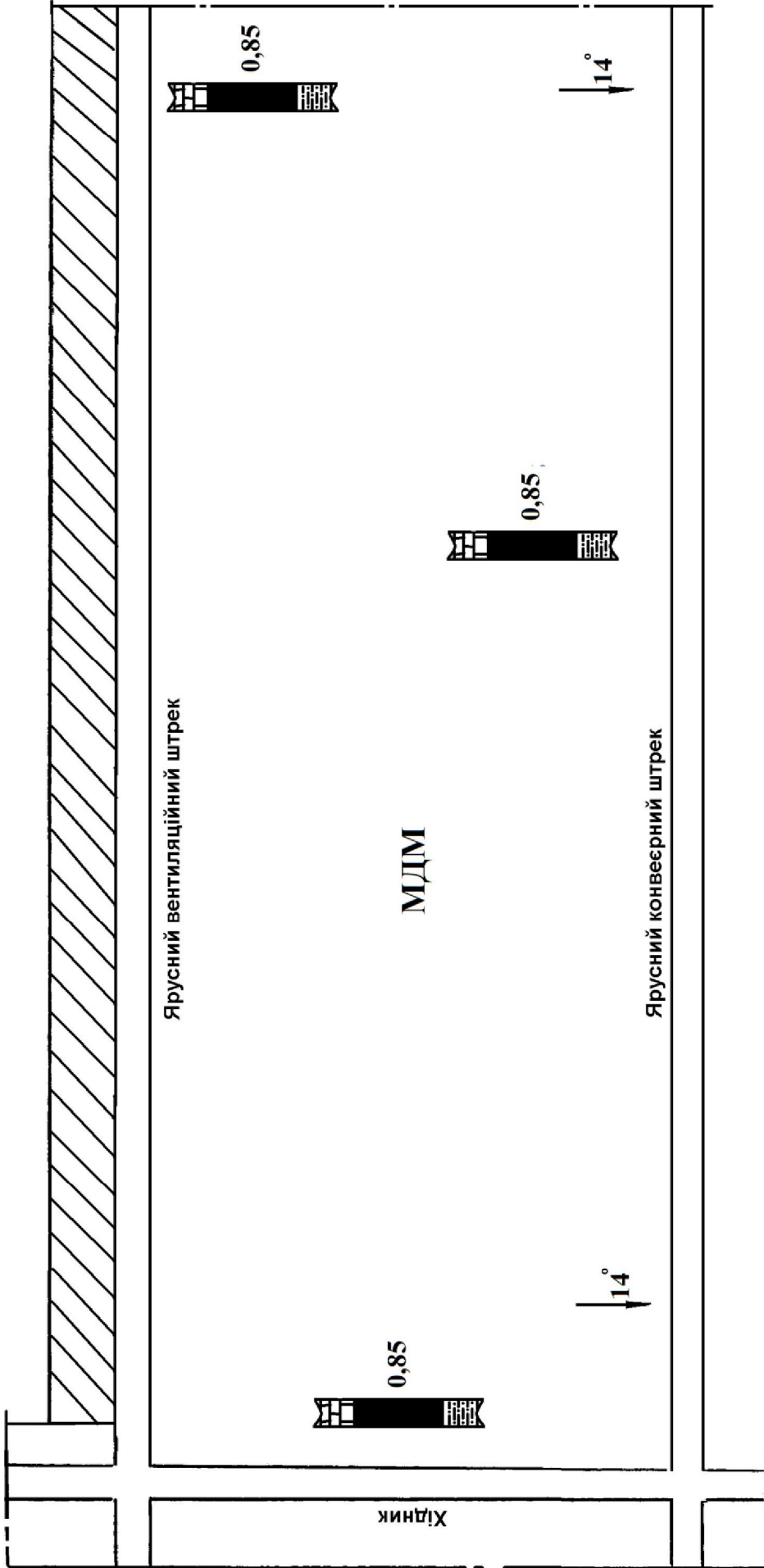


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

Кріплення брівки здійснюється металевими стійками типу СУГМ і дерев'яними верхняками [8].

У якості кріплення посилення в відкотному штреку приймаємо металеві стійки 17ГКУ30, що встановлюються під кожну раму на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

Головки забійного конвеєру виносяться із лави у виробки, що примикають, і закріплюються на спеціальних опорах кріплення сполучень.

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення ДМ у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів просіку приймаємо спеціальні заходи [7]:

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;

- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;

- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірничого тиску попереду лави на відстані 40 м;

- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;

- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення ДМ;

- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;

- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;

- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки $l = 2$ м, $d = 0,18-0,20$ м).

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.28)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{2 \cdot 540}{40} = 27.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_n}, \quad (2.29)$$

$$k = \frac{540}{40} = 13,5.$$

Отже, згідно [7], підосва в штреках буде слабообдимаючою, в уклонах – не обдимаючою.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підосви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони уклонів не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 27 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо камуфлетне висадження порід з наступним їх зміцненням.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

З метою ефективної експлуатації видобувного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча, три інші – по видобутку вугілля. Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий робочий режим роботи ділянки – шестиденний робочий тиждень.

Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки.

Форма організації робіт в очисному вибої – поточна, що відповідає максимальній інтенсифікації виробництва.

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.30)$$

де $A_{\text{доб}}$ – прийняте в п. 2.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;

$n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 560 \cdot 25 = 14000 \text{ т}.$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюємо на 1 цикл по всім робочим процесам.

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,4 \cdot 1,6 \cdot 0,98 = 140 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.32)$$

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,4}{0,16} \cdot 2 = 5,3 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.33)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,4}{2,4} \cdot 1 = 0,15 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.34)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,0 \cdot 0,85 \cdot 0,4 = 0,34 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.3 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.35)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_y}{D_{\text{ц}}^k}, \quad (2.36)$$

де N_y – встановлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах;

$D_{\text{ц}}^k$ – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_{\text{ц}} = \frac{610}{140} = 3,5;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{6,9}{3,5} = 2,0 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін;} \quad (2.37)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{3,5} = 0,3 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін;} \quad (2.38)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,0 - 0,3 = 1,7 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін,} \quad (2.39)$$

де ΣT – сумарна трюдомісткість виконання процесів, чол.-змін;

$$N_{\text{к}} = \frac{140}{3,4} = 41,9 \text{ т/чол. - змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т,} \quad (2.40)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{641,26}{140} = 4,58 \text{ грн/т.}$$

Явочний склад робітників-відрядників (ГРОВ у зміни з видобутку):

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_{\text{к}} \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.41)$$

де $k_{\text{пер}}$ – плановий коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

$$N_{\text{я}} = \frac{560}{41,9 \cdot 1,04} = 18 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11]:

1. Для комплексу МДМ і планового видобутку 560 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:

- зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин $\cdot 2 = 4,42$ чол. годин;

- кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин;

- ступінь стійкості бічних порід – 0,85;

3. скоректована таблична норма часу складе: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$.

4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.

5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: $44,84 - 6 = 38,84$ чол.-год. або 7,47 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.4.

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.42)$$

де $\Sigma T_{\text{ор}}$ – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту устаткування;

K_1 – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді і ремонті устаткування, $K_1 = 0,6$;

K_2 – коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування і ремонт електропускової і захисної апаратури і гнучких кабелів, $K_2 = 1,2$;

K_3 – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, виконувани ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки, $K_3 = 1,3$;

$t_{\text{зм}}$ – тривалість робочої зміни на підземних роботах, $t_{\text{зм}} = 6$ годин;

Таблиця 2.4 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T _{ор} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	1К 103М	1	2232	2232	ЕНЧ-1995
Мехкріплення	ДМ	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СП 202	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1,3	115	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

$$N_{\text{ч}} = 17540 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 8,2 \text{ чол. - змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.;
- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.43)$$

де $k_{\text{об}}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{\text{об}} = 18 \cdot 1,92 = 34 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{\text{об}} = 7 \cdot 1,92 = 13 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{\text{об}} = 8 \cdot 1,65 = 13 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення ярусного конвеєрного штреку пл. ℓ_6^8

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 4 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП 33.

Відбита гірнича маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і потім транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-1,6-600 та на платформах шахтних ПТО 600-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії – 600 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 180$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.45)$$

де $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів за місяць;

$$V_{\text{доб}} = \frac{180}{25} = 7,2 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Так як над вугільним пластом залягає пласт вапняку потужністю 0,9 м та міцністю 8, то виробку доцільно проводити трапецієвидної форми.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті пересувного составу:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.46)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}, \quad (2.47)$$

де $0,7$ – ширина проходу для людей на висоті $1,8$ м від рівня баласту (від підшви виробки), м;

h – висота пересувного составу, м;

h_p – відстань від підшви виробки до рівня головки рейки, м;

β – кут нахилу стійок кріплення до горизонтальної площини, град;

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,3 - 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 0,75 \text{ м};$$

$$B = 0,4 + 1,4 + 0,4 + 1,32 + 0,75 = 4,27 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2 (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}; \quad (2.48)$$

$$l_6 = 4,27 + 2 (1,3 + 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 4,8 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_b = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.49)$$

де h_1 – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [12] $h_1 \geq 2,2$ м.

$$l_b = 4,3 - 2 (2,5 - 1,3) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 3,9 \text{ м}.$$

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_b = h_1 + h_p, \text{ м}, \quad (2.50)$$

$$h_b = 2,5 + 0,19 = 2,69 \text{ м}.$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_6 + l_b}{2} \cdot h_b, \text{ м}^2; \quad (2.51)$$

$$S_{\text{св}} = \frac{4,8 + 3,9}{2} \cdot 2,69 = 11,7 \text{ м}^2.$$

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.52)$$

де U – зміщення порід покрівлі в період її служби до впливу очисних робіт, мм;

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.53)$$

де k_{α} – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_{θ} – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

$k_{кр}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюваності;

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки у світлі;

k_k – коефіцієнт, що характеризує долю зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях;

U_1 – зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, мм;

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 300 = 41 \text{ мм};$$

$$U_{кр} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 380 = 208 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.54)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

$k_{пр}$ – коефіцієнт умов проведення виробки;

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 70 = 393 \text{ кН/м}.$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.55)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) зі спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{350} = 1,12 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо відстань між рамами 0,8 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.56)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

$k_{охр}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних огорожень на опускання покрівлі;

$$U_{кр}^I = 208 + (380 \cdot 0,4 + 850 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 542 \text{ мм}.$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 100 = 561 \text{ кН/м}.$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.57)$$

де n , N_s – відповідно щільність, рам/м, і несуча спроможність основного кріплення, кН;

N_{s1} – несуча спроможність засобів посилення, кН;

$$n_1 \geq \frac{561 - 1 \cdot 450}{300} = 0,37 \text{ ст/м}.$$

Встановлюємо одну стійку посилення через одну раму основного кріплення. Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.58)$$

де $k_{ос}$, $k_{анк}$, $k_{ус}$ – відповідно коефіцієнти, що залежать від щільності встановлення рамного, анкерного та кріплення посилення;

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 542 = 363 \text{ мм}.$$

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

ℓ_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

ℓ_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

ℓ_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [16] і вносимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном КСП 33	м	0,51	0,97	0,49	3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виїмальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	2229,8	1153,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	1897,6	1413,96	

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.59)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 2,06$ (§ 1, табл. 3, п. 85 д);
 k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 2,06 \cdot 0,97 = 2,0 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.60)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 4,06$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 85 е);

$$Q_{1ч} = \frac{2,06}{4,06} = 0,51 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з урахуванням поправочного коефіцієнту:

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.61)$$

$$Q_{зм} = 0,51 \cdot 0,97 = 0,49 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.62)$$

$$T_{зм} = \frac{2,0}{0,49} = 4,1 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.63)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(T_{\text{ЗМ}} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{ЗМ}; \quad (2.64)$$

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(4,1 - 1)}{2,0} = 1,55 \text{ чол.} - \text{ЗМ.}$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 4 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	КСП 33	1	1660	1660	ЕНВ-06
2	Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 12 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.65)$$

де $k_{\text{об}}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{\text{об}} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 12 \cdot 1,59 = 19 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,417 = 6 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Розробка графіку організації робіт.

Розробку графіку проводимо згідно з [18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7.

2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці

Доставка вугілля по лаві пласта ℓ_6 здійснюється скребковим конвеєром СП 202, що входить до складу комплексу МДМ.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [19]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.66)$$

де $Q_{доб}$ – добова продуктивність вибою, т/доб.;

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [19]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [19]);

$$Q_p = \frac{560 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 122 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.67)$$

Таблиця 2.7 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
ПЗО			5		129		25,8	§ 2, табл. 50
Усунення мілких несправностей			5		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Управління комбайном	м	0,8	1	$140,28 \cdot 1 = 140,28$	$140,28 \cdot 3 = 420,84$	$70,24 \cdot 1 = 70,24$	$70,24 \cdot 3 = 210,7$	§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабеля	м	0,8	1	$58,62 \cdot 1 = 58,62$	$58,62 \cdot 3 = 175,86$	$18,5 \cdot 1 = 18,5$	$18,5 \cdot 3 = 55,5$	§ 2, табл. 51
Зачистка за комбайном	м	0,8	1	$15,0 \cdot 1 = 15,0$	$15,0 \cdot 3 = 45,0$	$6,8 \cdot 1 = 6,8$	$6,8 \cdot 1 = 20,4$	§ 2, табл. 51
Отведення і проробка во	м	0,8	1	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 3 = 32,16$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 3 = 23,1$	§ 2, табл. 51
Огляд і заміна зубків, перевірка напрямку виробки	м	0,8	2	$9,34 \cdot 1 = 9,34$	$9,34 \cdot 3 = 28,02$	$5,62 \cdot 1 = 5,62$	$5,62 \cdot 3 = 16,8$	§ 2, табл. 51
Встановлення і пересування запобіжного кріплення	м	0,8	1	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 3 = 18,9$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 3 = 8,7$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	0,8	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарошування конвеєру	м	0,8	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 3 = 208,8$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарошування вент. трубопроводу	м	0,8	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 3 = 10,62$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарошування рейкового шляху	м	0,8	2-5	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 3 = 132,81$	-	$132,81 / 5 = 26,5$	§ 34, табл. 132
Усього				495	2486			

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [19] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1500$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 122 < Q_t = 200$ т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.4.

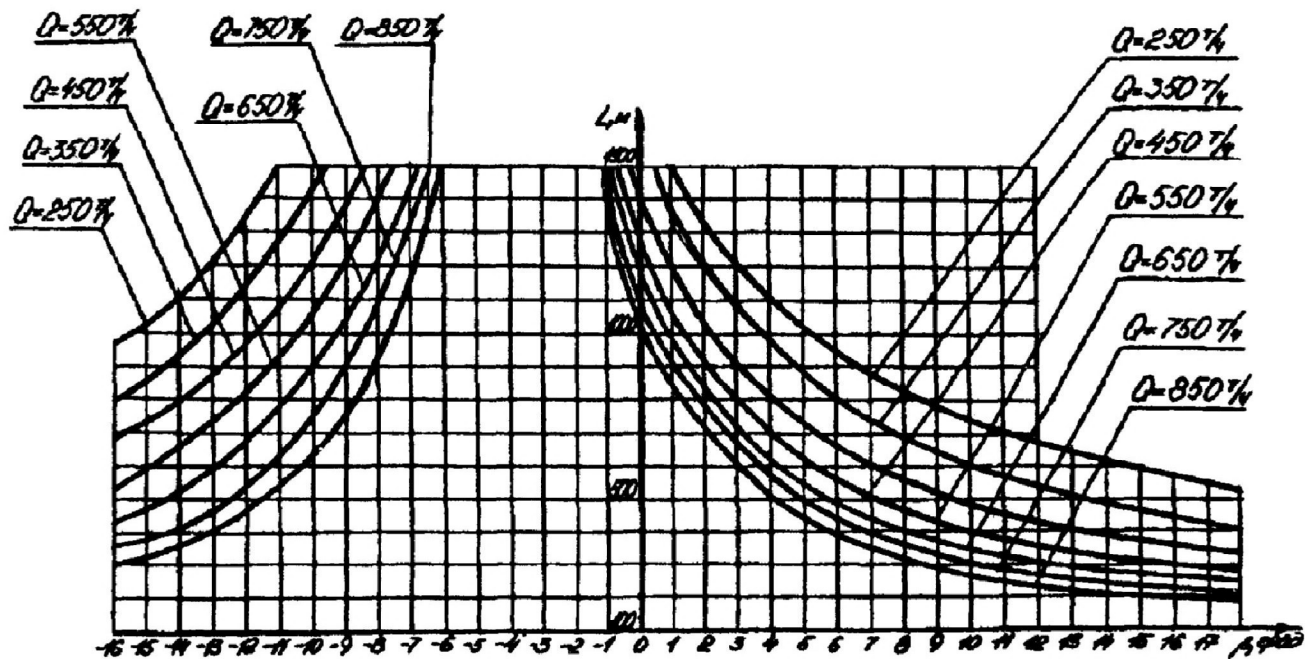


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СП 202 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС, що входить до складу мехкомплексу МДМ [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.66:

$$Q_p = 122 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

Для транспортування гірничої маси з прохідницьких вибоїв приймаємо конвеєр стрічковий 2ЛТ 100У. Розрахунковий вантажопотік складе:

$$Q_p = \frac{380 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 39 \text{ т/год.}$$

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Розробляємий пласт – ℓ_6^B , спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість панелей – 2; кількість лав в панелі – 2; всього кількість лав – 4; кількість підготовчих вибоїв в панелі – 2; всього кількість підготовчих вибоїв – 4; механізація очисних робіт – комплекс МДМ; навантаження на лаву – 560 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальних дільниць типу 1-М-Н-В-ВГ.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою по пл. ℓ_6^B

Провітрювання ділянки здійснюється по схемі 1-М, тому $I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}}$:

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{діл}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.68)$$

де $A_{\text{оч}}$ – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;
 $q_{\text{оч}}$ – очікуване метановіделення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{560 \cdot 10,8}{1440} = 4,2 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанообільності виробок понад припустиму по фактору вентиляції I_p :

$$I_{\text{оч(діл)}} \succ I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_H}, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.69)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_H – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [22]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м^2 ;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{O}_3} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.70)$$

де k_{O_3} – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [22]).

$$S_{\text{min}} = 1,25 \cdot 1,9 = 2,4 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,4 \cdot 0,95}{1,9} = 2,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (діл)}} = 4,2 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 2,9 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок

$$k_{\text{дег}} = 0,45;$$

дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих ви-

$$\text{робок } k_{\text{дег}} = 0,2-0,5;$$

відсос газу з виробленого простору $k_{\text{дег}} = 0,3-0,7$.

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}} + q_{\text{л.о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}^{\text{л}}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.71)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^{\text{л}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.72)$$

де $k_{\text{д.пл}}$ – коефіцієнт ефективності дегазації розроблююмого пласта, частки од;

$k_{\text{в.п}}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в при вибійний, частки од;

$q_{\text{в.п}}^{\text{л}}$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{\text{в.п}}^{\text{л}} = [k_{\text{е.п}} (X - X_0) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.пі}} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.ні}} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.73)$$

де $k_{\text{д.сп}}$, $k_{\text{д.сн}}$, $k_{\text{д.в.о}}$, $k_{\text{д.вп}}$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що надроблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од;

$$q_{\text{в.п}}^{\text{л}} = [0,03 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot (1 - 0,45) + (6,5 + 1,4) \cdot (1 - 0,3) + 0 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 0,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{оч}} = (1,3 + 0,9 + 0,5) \cdot (1 - 0,45) + 1 \cdot 0,7 = 2,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{діл}} = (1,3 + 1,4) \cdot (1 - 0,45) + 0,7 = 2,2 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{560 \cdot 2,2}{1440} = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,4 \cdot 0,95}{1,95} = 2,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (дїл)}} = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 2,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. 6^в

Розрахунок витрат повітря, необхідного для провітрювання очисної виробки по виділенню метану:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дїл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.74)$$

де $Q_{\text{дїл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [22]);

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати повітря через вироблений простір в межах виймальної ділянки, (приймаємо по монограмі 6.13 [22]);

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.75)$$

де $k_{\text{н}}$ – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;

C – припустима згідно ПБ концентрація газу у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;

C_0 – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 2,85}{1 - 0,05} = 240 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{240 \cdot 1,25}{1,5} = 200 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах, не виконуємо через їх відсутність.

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.76)$$

де $n_{\text{чол}}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у очисній виробці, чол.;

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 15 \cdot 1,25 = 112 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості повітря по пиловому фактору:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.77)$$

де $S_{\text{оч min}}$ – мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [22]);

$V_{\text{оч}}$ – оптимальна швидкість повітря в привибійному просторі лави, $\text{м}/\text{с}$;

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 1,9 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 228 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{\text{оч}} = 228 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.78)$$

де V_{min} – мінімально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, $\text{м}/\text{с}$;

$S_{\text{оч max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [22]);

$$228 > 60 \cdot 1,9 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 36 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.79)$$

де V_{max} – максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, $\text{м}/\text{с}$;

$$228 < 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,25 = 570 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 228 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевіримо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по максимальній швидкості повітря:

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.80)$$

$$Q_{\text{дїл}} = 240 \leq 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,5 = 684 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Витрати повітря, що перевіряється по кількості людей, повинна задовольняти умові:

$$Q_{\text{дїл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.81)$$

де $n_{\text{чол}}$ – максимальна кількість людей, що одночасно працюють на виймальній ділянці, чол.;

$$240 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{дїл}} = 240 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.82)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, $\text{м}^3/\text{хв}$ (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

$$A_{\text{max}} = 560 \cdot 2,8^{-1,67} \cdot \left[\frac{684 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1883 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пл. 6^В

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.83)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.84)$$

де $I_{\text{пов}}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_o) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.85)$$

де $V_{\text{п}}$ – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу ;

k_T – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [22]).

$I_{o,y,\Pi}$ – метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{o,y,\Pi} = j \cdot k_{Ty} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.86)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 3.3 [22]);
 k_{Ty} – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{Ty} = a \cdot T_y^b, \quad (2.87)$$

де a , b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля (при $T_y \leq 6$ хв $a = 0,052$, $b = 0,71$, при $T_y \geq 6$ хв $a = 0,118$, $b = 0,25$);

T_y – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.88)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м^2 ;

$l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайну, м ;

$$T_y = \frac{4,5 \cdot 0,8 \cdot 1,5}{1,0} = 5,4 \text{ хв};$$

$$k_{Ty} = 0,118 \cdot 5,4^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{o,y,\Pi} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (9,8 - 4,5) = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 7,2 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,98 = 1,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 7,2 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,13 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\Pi} = 1,4 + 1,1 = 2,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\Pi} = 0,6 + 1,1 = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. l_6^B

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\Pi} = \frac{100 \cdot I_{3,\Pi}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.89)$$

$$Q_{3,\Pi} = \frac{100 \cdot 1,7}{1 - 0,05} = 179 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.90)$$

$$Q_{з.п} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.91)$$

де $V_{п \text{ min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с;

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,5 = 187 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря в привибійному просторі тупикової виробки:

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.92)$$

де $V_{прив \text{ min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійному просторі, м/с (при температурі 26°C та вологості 70 % $V_{прив \text{ min}} = 1$ м/с);

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,5 = 250 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 250 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.93)$$

де $k_{н.п}$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення у тупиковій виробці;

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 2,5 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 263 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.94)$$

де $n_{чол.н}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у виробці, чол.;

$$Q_{п} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\text{п}} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.95)$$

де $k_{\text{ут.тр}}$ – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах.

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання. Для зменшення коефіцієнта витоків повітря та аеродинамічного опору гнучких трубопроводів застосовуємо комбінований трубопровід із гнучких труб типів 1А та 1Б та введеного усередину їх поліетиленового рукава і кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава.

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.96)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}1} = 500$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр}1} = 1,19$;

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}2} = 1000$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр}2} = 1,03$;

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,19 \cdot 1,03 = 1,22;$$

$$Q_{\text{п}} = 263 \geq 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 305 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штреку пл. 6^в

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр}к} \cdot (l_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.97)$$

де $r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, к μ /м;

$l_{\text{тр}1}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр}1}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

n_1, n_2 – число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно;

$r_{\text{тр}к}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, к μ /м;

$l_{\text{тр}2}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тр}2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) +$$

$$+ 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,3 \text{ км.}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{з.п.} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.98)$$

$$Q_p = 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{тр.г} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.99)$$

$$h_p = 5,1^2 \cdot 9,3 \cdot \left(\frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 202 \text{ даПа.}$$

По додатку 1 [21] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

Визначимо режим роботи вентилятора, для чого нанесемо аеродинамічну характеристику трубопроводу на аеродинамічну характеристику вентилятора.

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

$Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{ут.тр}$	1,1	1,14	1,17	1,2
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,2	3,4	4,7	6,0
$h_p, \text{ даПа}$	63	113	184	260

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.5).

З побудови видно що $Q_\phi = 5,3 \text{ м}^3/\text{с} = 318 \text{ м}^3/\text{хв}; h_\phi = 215 \text{ даПа.}$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_\phi}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_\phi, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.100)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{215}{9,3}} - 0,69 \cdot 5,3 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

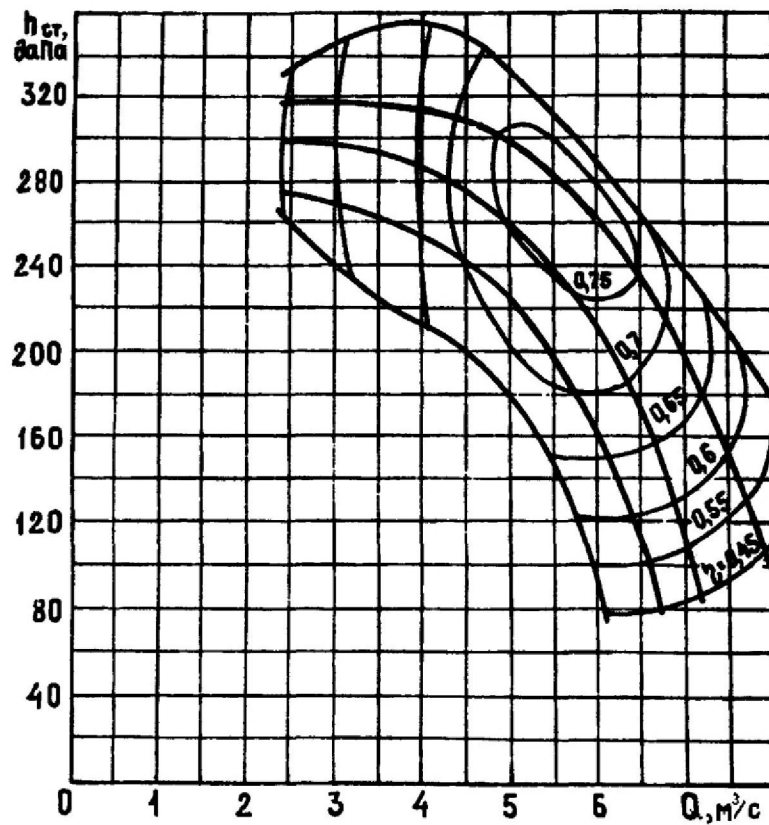


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ф}} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.101)$$

де $Q_{\text{ф}}$ – подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 318 \cdot 1,1 = 500 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Для живлення усіх видів машин і механізмів на дільниці використовується електрична енергія. Напруга в електромережі ділянки складає 660 В.

Приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0.69.

У якості комутаційної апаратури приймаємо:

- автоматичні вимикачі АВ;
- магнітні пускачі ПВИ.

У якості силового броньованого кабелю приймаємо кабель марки ЕВТ.

У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЕШ.

Для живлення освітлювальної мережі і гучномовного зв'язку приймаємо пусковий апарат АПШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт		cos φ
1	Комбайн ІК 103М	ЭКВЭ - 200	1	200		0,87
2	Скребокний конвеєр СП-202	2ЭДКОФВ250В4	2	2 X 110 = 220		0,91
3	ВСП	АИУМ.225.М4	2	2 X 55 = 110		0,85
4	Скребокний перевантажувач ПС	2ЭДКОФВ250В4	2	2 X 55 = 110		0,91
5	Насосна станція СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58	0,85
		АИУМ.112.М2	1	3		
6	Насосна станція СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58	0,85
		АИУМ.112.М2	1	3		
7	Лебідка ЛВД 34	БРП200М2	1	25,2		0,87
8	Лебідка ЛВД 34	БРП200М2	1	25,2		0,87

Електропостачання дільниці здійснюється від пересувного розподільного пункту на якому встановлена трансформаторна підстанція, яка приєднана до розподільної мережі за допомогою КРУ. Дільничний розподільний пункт знаходиться на конвеєрному штреку попереду вибою лави на свіжому струмені повітря і постійно переміщується в міру пересування лави. Згідно розрахунку приймаємо до встановлення на виймальній ділянці трансформаторну підстанцію КТПВ 630. Трансформатор КТПВ 630 живить дільничні автоматичні вимикачі АВ. Відключення вимикачів здійснюється блоком максимального токового захисту типу ПМЗ у випадку виникнення струмів короткого замикання.

Усі забійні машини приєднуються до мережі за допомогою пускачів, які у свою чергу живляться від двох вимикачів АВ. Керування усіма пускачами здійснюється дистанційно з пультів, розташованих на машинах чи поблизу від них.

Згідно вимог ПБ [1] в підземних виробках обладнана загальна мережа заземлення. В конвеєрному штреку улаштована місцева мережа заземлення, до якої приєднані всі об'єкти, які підлягають заземленню (металеві частини електротехнічних пристроїв, які нормально не знаходяться під напругою, але можуть опинитися під напругою у випадку ушкодження ізоляції; трубопроводи, сигнальні троси і інше обладнання, розташоване у виробках).

Для заземлення КТПВ-630/6-0.69, АВ та ПВИ використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 5 м. Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці в конвеєрному штреку (ширина канавки складає 30 см). На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо

встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну 1К 103М, конвеєру СП 202, перевантажувача ПС, лебідки ЛВД 34, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайну 1К 103М і забійного конвеєру СП 202 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, застосовуємо схему управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

2.5 Охорона праці

2.5.1 Санітарно-гігієнічні заходи

Згідно з [1] для всіх технологічних процесів передбачаємо застосування засобів механізації не тільки основних, але і допоміжних робіт, що виключають або зводять до мінімуму важку ручну працю.

Перевезення людей здійснюємо при відстані до місця роботи 1 км і більше по горизонтальних, а по вертикальних і похилих підготовчих виробках – якщо різниця між відмітками кінцевих пунктів виробки перевищує 25 м.

У клітьового стовбура влаштовуємо камеру очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами перевезення людей в пасажирських вагонетках – спеціальні місця очікування. Приміщення, камери і місця очікування утеплюємо, освітлюємо і обладнуємо сидіннями, телефонним зв'язком і сигналізацією про дозвіл посадки в транспорт. Температура в них повинна бути не нижче + 16°C.

Для пересування людей мінімальна ширина проходу повинна бути не менше 0,7 м. У виробках вказана ширина повинна зберігатися на висоті 1,8 м від підшви. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не менше 0,5 м.

Шляхи пересування і доставки людей по виробкам повинні бути зручні і безпечні, а водостічні канавки перекриті.

Стан гірничих виробок, робочих місць і приміщень повинен відповідати санітарним нормам і правилам.

Приствольні, головні відкотні і вентиляційні виробки, машинні і трансформаторні камери білимо по мірі їх забруднення, але не рідше за один раз в півроку. Білення даних виробок проводимо по графіках згідно вимогам пилегазового режиму.

В стволах влаштовуємо водоуловлювачі, в клітях – пристосування для захисту від капежа, а в місцях посадки і виходу людей з кліті здійснюємо заходи, що забезпечують запобігання попаданню води на людей.

У вибоях з інтенсивним капежом і притоком води працівники забезпечу-

ються водозахисним спецодягом і спецвзуттям.

Для цілей пилопридушення використовуємо воду, що відповідає вимогам державного стандарту. Допускається, за узгодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду, використання шахтної води після очищення від механічних домішок і бактерійного знезараження.

У проектах і паспортах передбачений шумовіброзахист працівників. Контроль дотримання допустимих рівнів і тривалості дії шуму і вібрації здійснюється установами Держсанепідемслужби у відповідності вимогами Державних санітарних правил і норм «Підприємства вугільної промисловості».

2.5.2 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

Підземний медпункт розташований в приствольному дворі в спеціальній камері на свіжому струмені повітря по шляху проходження основної маси робочих.

Всі працівники шахти навчені наданню першої допомоги постраждалим і мають при собі індивідуальні перев'язувальні пакети в міцній водонепроникній оболонці.

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, приствольних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підготовчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

Адміністративно-побутовий комбінат шахти розташований поблизу надшахтної будівлі і з'єднаний з нею утепленим переходом.

В надшахтній будівлі в місцях очікування людей в зимовий період температура складе не менше + 16°C.

Для тих, що працює на відкритому повітрі шахтній поверхні, коли температура нижча +10°C, передбачено приміщення для обігріву з температурою не нижче + 22°C і рухливістю повітря до 0,2 м/с. Приміщення забезпечені питною водою і кип'ятком.

Для питних потреб і прання одягу шахта забезпечена питною водою, якість якої відповідає вимогам державного стандарту. В аварійних випадках допускається використання очищеної і знезараженої шахтної води в душових за узгодженням з установами Госсанепідемслужби.

Роздягальні і душові мають 45-хвилинну пропускну спроможність. Душові забезпечені гарячою і холодною водою з розрахунку 60 л на кожного миючого і мають пристрої змішувачів з регулюючими кранами.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Удосконалення очисних робіт по пласту, небезпечному за раптовими викидами вугілля та газу

3.1 Загальні відомості

При розробці вугільних пластів на деяких з них відбуваються раптові викиди вугілля і газу, що характеризуються довільним миттєвим руйнуванням вугілля у привибійній зоні, винесенням його в гірничу виробку і супроводжуються підвищенням, у порівнянні із звичайним, газовиділенням. Кількість викинутого вугілля змінюється від декількох до багатьох тисяч тон на один випадок, а об'єм газу, що виділяється, досягає декількох десятків тисяч кубічних метрів.

Наприклад, при розкритті пласта ϵ_3 на шахті ім. Ю.О.Гагаріна у м. Горлівка (Донецька область) у 1969 році трапився раптовий викид, при якому було викинуто понад 14 тис. т вугілля і виділилося більше ніж 250 тис. кубічних метрів метану [24].

Перший раптовий викид вугілля та газу відбувся у 1906 році на шахті "Нова Смолянка" у центральній частині Донбасу, при розкритті пл. h₇. Потім одиничні викиди виникали на інших пластах шахт Донецько-Макіївського району. У 20-ті роки внаслідок інтенсифікації видобутку вугілля, кількість викидів значно збільшилась, а їх негативний наслідок значно ускладнив проведення гірничих робіт. З 1929 р. МакНДІ почав регулярні дослідження на викидонебезпечних пластах. Значна закономірність проявлень раптових викидів вугілля і газу є групування їх тільки в окремих частинах пласту - викидонебезпечних зонах. За межами цих зон властивості пластів при розробці практично такі ж як в умовах небезпечних пластів. Пояснення зональності викидів, їх приуроченість до зон тектонічних порушень визначилися вже у перших дослідженнях. Проф. Карпов А.М. зробив висновок зі смугами підвищеної потужності вугільного пласту. Проф. А.М. Биков підкреслював, що раптові викиди зв'язані з зонами геологічних порушень, а також поблизу від них. У 1933 р. була створена комісія по раптовим виділенням метану у вугільних шахтах. У результаті цих мір була створена регулярна реєстрація викидів і почалось накопичення інформації про обставини і причини їх виникнення. Однак неповне уявлення про геомеханічні та фізико-хімічні процеси, що виникають в вугленосних породах у час проведення гірничих робіт приводило до того, що у категорію раптових викидів включалися різноманітні за своєю природою явища. В "Инструкции по безопасному веденню горных работ на пластах склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа", затвердженої у 1989 р. [25] наведена нова класифікація у якій швидкі розвалення вибійної частини масиву, які супроводжуються відкидом, або обвалюванням вугілля (породи) у гірничу виробку з підвищенням газовиділенням, були об'єднані у категорію газодинамічних явищ. До цих явищ винесені:

раптові викиди вугілля та газу;

раптові видавлювання вугілля з підвищеним газовиділенням;
 раптові обвалення (висипання) вугілля з підвищеним газовиділенням;
 викиди вугілля та газу при вибухових роботах;
 викиди породи та вугілля при вибухових роботах;
 раптові викиди вугілля та газу при керуванні механізмами.

Не дивлячись на умовність такої диференціації, вона достатньо точно підрозділяє викиди за обставинами їх виникнення.

Загальна кількість раптових викидів зареєстрованих у Донбасі за період з 1976 по 1987 рр складає 653 викиди. Однак, застосування противикидних заходів як і раніше значно ускладнює технологію видобутку вугілля. З цієї точки зору задачі, які стоять перед вугільною промисловістю такі [26]:

на гірничо-підготовчих роботах слід ширше використовувати вже розроблену ефективну техніку;

необхідно розробити рекомендації по проведенню гірничих робіт на викидонебезпечних пластах для глибоких шахт, більш 800 м;

необхідно створити безшпурові способи надійного текучого прогнозу.

Зрозуміло, що раптові викиди вугілля і газу уявляють серйозну небезпеку для працюючих у вибоях і пов'язані зі значними витратами на ліквідацію їхніх наслідків. Тому питанням створення умов безпечної розробки пластів, схильних до такого виду явищ, приділяється велика увага.

Боротьба з викидами вугілля і газу ведеться за трьома основними напрямками (рис. 3.1):

- прогноз викидонебезпечності пластів;
- відвернення викидів у вибоях;
- забезпечення безпечних умов праці.

Метою прогнозу є встановлення ступеня викидонебезпечності пласта — викидонебезпечний, загрозливий або безпечний щодо раптових викидів вугілля та газу.

При цьому розрізняють наступні види прогнозів: регіональний, локальний і поточний.

Регіональний прогноз здійснюється на стадії геологорозвідувальних робіт і дозволяє встановити потенційну викидонебезпечність вугільних пластів у межах геологічного району або окремого шахтного поля. Результати його використовуються при укладанні проекту будівництва шахти.

Локальний прогноз здійснюється для виявлення викидонебезпечності пластів на нових горизонтах, а також встановлення мінімальної глибини розробки, з якої необхідно виконувати поточний прогноз

Поточний (безперервний) прогноз проводиться у вибоях викидонебезпечних пластів з метою встановлення викидонебезпечних зон, в безпечних пластах з метою встановлення викидонебезпечних зон, в яких необхідно проводити противикидні заходи. Справа в тому, що викиди вугілля і газу носять

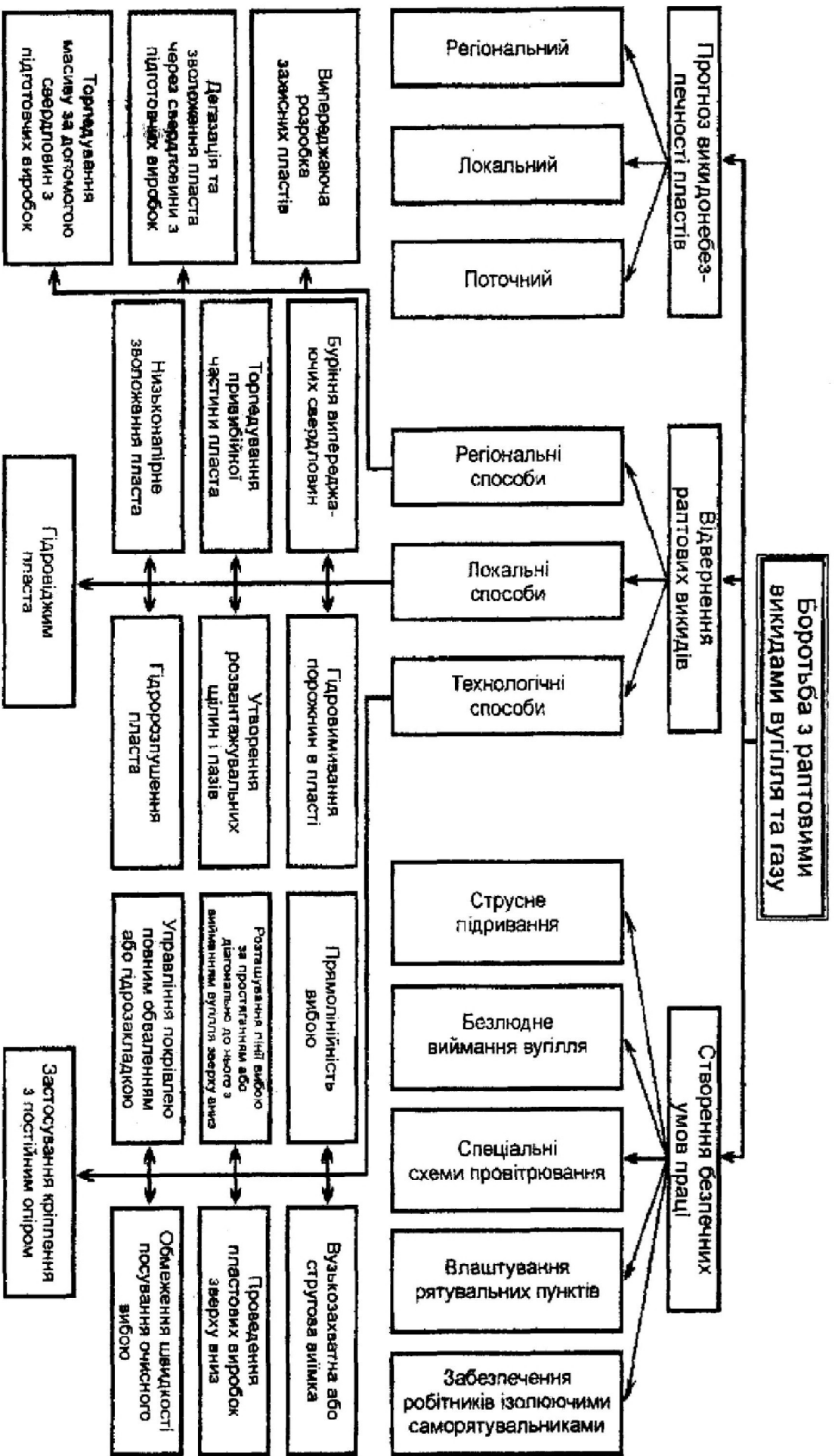


Рисунок 3.1 – Схема організації боротьби з викидами вугілля і газу

чітко виражений зональний характер, тобто пристосовані до певних ділянок (зон), які за площею займають порівняльно невелику (5-7%) частину площі пласта в межах шахтного поля. Противиکیدні заходи в викидобезпечних зонах не застосовуються.

Відвернення викидів має за мету виключити або знизити імовірність їхнього виникнення у вибої. Всі способи відвернення викидів поділяються на: регіональні, локальні та технологічні.

Регіональні способи забезпечують приведення пласта в безпечний стан на більш-менш значній його площі. До них відносяться випереджаюча розробка захисних пластів, буріння по пласту свердловин різноманітного призначення не з очисного вибою, а з виїмкової виробки спереду лави або навіть з поверхні.

До локальних відносяться способи, що виконуються в самому вибої і для виконання яких необхідно виділяти спеціальний час і навіть зміну, в той час як регіональні способи не пов'язані з виконанням гірничих робіт у вибоях.

Третій напрямок боротьби з викидами – технологічний, - не ставить за мету відвернення викидів у вибої, а в деяких випадках, навпроти, навіть провокує їх (наприклад, застосування струсного підривання), однак при цьому повинні забезпечуватися безпечні умови для працюючих у вибоях.

3.2 Загальна характеристика технології противиکیدних заходів

Раптовий викид вугілля та газу є складним газодинамічним явищем, яке відбувається в декілька стадій:

накопичення і розподілення потенціальної енергії гнучких деформацій вугільного масиву і масиву порід, перехід вугільного пласта у привибійній частині у предельно напружений стан;

швидке розвалення біля вибійної частини пласту, яке супроводжується тріщеноутворенням, дробленням вугілля, інтенсивною десорбцією метану;

лавинне розвалювання вугільного масиву під дією гірничого та газового тиску;

викид розваленого вугілля у потоці газу, який надходить;

закінчення процесу розвалення вугільного масиву і постійне зменшення газовиділення.

Раптовий викид вугілля і газу має попереджаючі признаки видавлення або висипання вугілля з вибою;

удари, тріски, різноманітної сили та частоти у масиві;

підскакування крих вугілля з вибою;

зменшення міцності вугілля;

різке збільшення газовиділення у виробку, стиск бурового інструменту; викид шибу при бурінні шпурів.

До викидонебезпечних пластів відносяться у межах шахтного поля пласти на яких виникли раптові викиди вугілля, породи і газу, або викидонебезпечність яких встановлена текучим прогнозом. В умовах Донбасу при виявленні на пласті небезпечної зони викидонебезпечність пласту уточнюється експертною оцін-

кою МакНДІ. При будь-якому способі підготовки шахтопласт відноситься до викидонебезпечного з ізогіпси, що проходить на відстані 100м вище відмітки першого викиду вугілля та газу, або небезпечної зони, встановленої прогнозом, або експертною оцінкою.

Щодо безпечності розробки викидонебезпечних або погрожувальних пластів застосовуються локальні або регіональні способи. Регіональні способи призначені для задалегідної обробки вугільного масиву попереду очисних та підготовчих вибоїв. До них відносяться:

- попередня відробка захисних пластів;
- дегазація вугільних пластів;
- зволоження вугільних пластів.

Локальні способи призначені для приведення привибійної частини масиву у невикидонебезпечний стан. Ці засоби виконують з безпосередньо з очисного або підготовчого вибою. До локальних способів відносяться:

- низьке напірне зволоження вугільного пласту;
- гідрихлення;
- гідровіджим пласту;
- буріння свердловин, що випереджають вугільний вибій;
- гідровимив полостей, що випереджають вугільний вибій;
- відтворювання розвантажувальних щілин;
- торпедування вугільного масиву.

В усіх випадках застосування регіональних та локальних способів попередження Раптових викидів вугілля і газу необхідно впроваджувати контроль їх ефективності. При виконанні шахтних проектів у першу чергу необхідно використовувати попередню розробку захисних пластів і впровадження регіональних способів захисту пластів [27, 28].

3.2.1 Випереджаюча розробка захисних пластів

3.2.1.1 Сутність способу

Багаторічною практикою було встановлено, що у разі, коли до виїмки викидонебезпечного пласта раніше відробити інший, близько розташований до нього пласт, то викиди на першому припиняються.

Пласт, що відпрацьовується першим по відношенню до небезпечного і завдяки цьому захищає його від викидів, отримав назву захисного, а сам пласт, що захищається, — підзахисного.

Якщо у світі обидва пласти небезпечні з викидів, в якості захисного використовується менш викидонебезпечний пласт або той, що забезпечує більш повний захист іншого по висоті поверху (ярусу), що відпрацьовується.

На потужних пластах, що розробляються з поділенням на шари, захисним є шар, що відпрацьовується першим.

Ефект захисної дії випереджаючої відробки пластів полягає у тому, що викидонебезпечний пласт під впливом підробки або надробки розвантажуються

від підвищеного гірничого тиску, знижується його напружений стан. Це виключає можливість руйнування вугілля в привибійній зоні і в кінцевому рахунку попереджує розвиток процесу викиду вугілля і газу. Крім того, у розвантаженому пласті відбувається розширення пор і тріщин, що сприяє зростанню газопроникності пласта і його ефективній дегазації, а також закріпленню ефекту захисної дії в продовж часу.

Ефективність захисної дії залежить від багатьох факторів, серед яких:

- взаємне розташування захисного і небезпечного пластів у свиті;
- кут падіння пластів;
- глибина розробки;
- потужність захисного пласта;
- розміри виробленого простору на захисному пласті;
- спосіб управління покрівлю на захисному пласті;
- наявність пісковиків у між пласті та ін.

Всі ці фактори враховуються при побудові меж зон захисної дії.

3.2.1.2 Побудова меж зон захисної дії

Захищеним від викидів на небезпечному пласті може бути лише ділянка, що потрапляє у зону інтенсивного (достатнього) розвантаження, викликану попередньою виїмкою захисного пласта. Звідси стає зрозумілою важливість питання визначення меж захисної дії пластів [25].

Розрізняють наступні межі захисної дії при виїманні пласта лавами:

- навхрест простягання порід;
- за простяганням;
- в покрівлю і подошву пласта або, що одне й те ж, діапазон захисної дії в покрівлю і подошву;
- межі зони відновлення повторної викидонебезпечності.

Алгоритм побудови меж зон захисту на викидонебезпечному пласті при відробці його лавами за простяганням наступний (рис. 3.2).

На рис. 3.2 наведені відразу обидва випадки побудови меж захисної зони при виїмці лавами за простяганням — при відробці і надробці викидонебезпечного пласта.

1. Зображується у масштабі розріз взаємного розташування небезпечного і захисного пластів.

2. Визначається і зображується на кресленні розмір виробленого простору на захисному пласті за падінням.

При цьому необхідно керуватися наступними положеннями:

— якщо захисний пласт відпрацьовується без залишення ціликів вугілля між поверхами (ярусами) або ширина таких ціликів менш за $0,1 \angle_{оп}$ (де $\angle_{оп}$ - ширина зони опорного тиску, що залежить від потужності захисного пласта і глибини ведення робіт і визначається за номограмою, наведеною на рис. 3.3), то за величину a приймається сумарна ширина виробленого простору за падінням пласта, тобто сумарна похила висота всіх відроблених поверхів (ярусів);

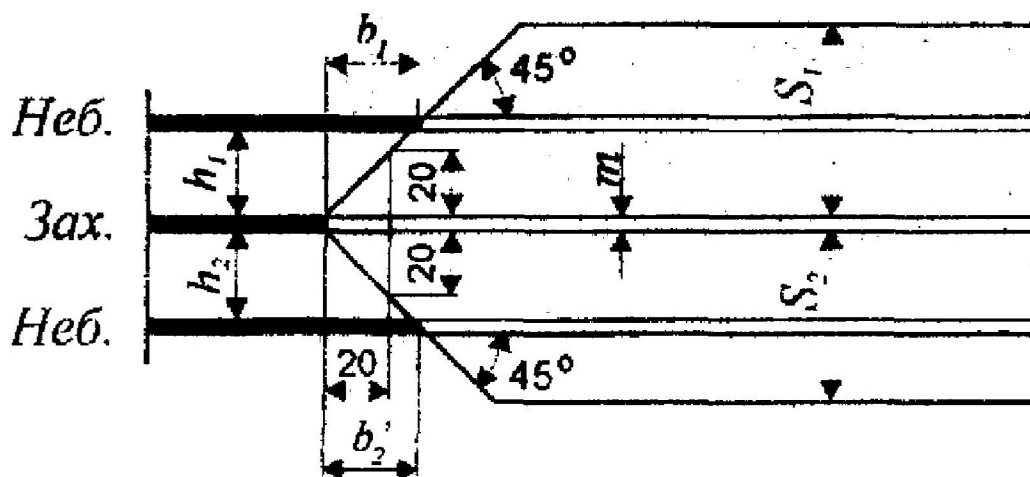


Рисунок 3.2 – Етапи побудови меж зони захисної дії навхрест простяганню при вийманні лавами за простяганням
неб – небезпечний пласт; зах – захисний пласт

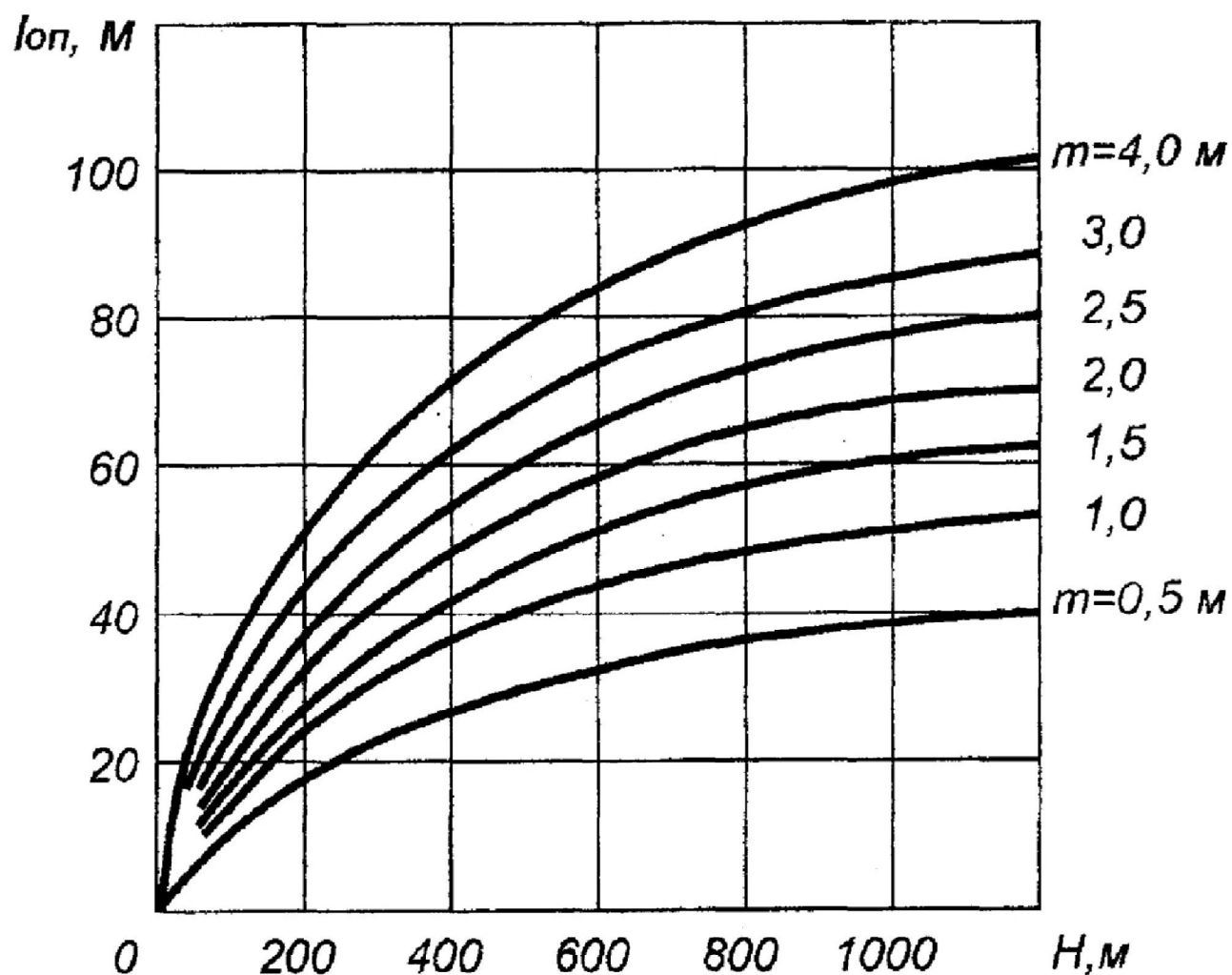


Рисунок 3.3 – Номограма для визначення ширини зони опорного тиску

—якщо розмір цілика в будь-якому з раніше відроблених ярусів (поверхів) перевищує значення $0,1L_{\text{оп}}$ (що є умовою збереження його цілісності), то за величину a приймається сумарна ширина виробленого простору за падінням, обмежена обабіч незруйнованими ціликами, або з одного боку таким шликком, а з другого — вугільним масивом;

—якщо обабіч лави знаходиться масив вугілля, то ширина виробленого простору в будь-якому випадку буде дорівнювати довжині лави.

3. За кутом падіння пласта, що відпрацьовується, з таб. 3.1 визначаються значення кутів захисної дії при підробці (δ_1 і δ_2) та при надрубці (δ_3 і δ_4) і відкладаються на кресленні (рис. 3.2 в).

Таблиця 3.1 – значення кутів захисної дії при підробці і при надрубці пластів

Кут падіння пласта, градус	Кут захисту, градус				Кут тиску, градус		
	δ_1	δ_2	δ_3	δ_4	φ_1	φ_2	φ_3
0	80	80	75	75	64	64	64
10	77	83	75	75	62	63	63
20	73	87	75	75	60	60	61
30	69	90	77	70	59	59	59
40	65	90	80	70	58	56	57
50	70	90	80	70	56	54	55
60	72	90	80	70	54	52	53
70	72	90	80	72	54	48	52
80	73	90	78	75	54	46	50
90	85	80	75	80	54	43	48

4. Визначаються розміри зон захисту в покрівлю S_1 і підшву S_2 пласта:

$$S_1 = B_1 \cdot B_2 \cdot S_1'; \quad (3.1)$$

$$S_1 = B_1 \cdot B_2 \cdot S_2'; \quad (3.2)$$

де B_1 – коефіцієнт, що враховує вплив потужності захисного пласта;

B_2 – коефіцієнт, що враховує процентний вміст пісковиків у породах міжпласття;

S_1' та S_2' – розміри умовної захищеної зони, відповідно, в покрівлю і підшву пласта, м (табл. 3.2).

Для знаходження значення B_1 необхідно визначити критичну t_0 та ефективну $t_{\text{еф}}$ потужність захисного пласта.

Критична — це така умовна потужність, що чисельно дорівнює величині пружного відновлення масиву порід підшви і покрівлі після виїмки пласта. Фізичний сенс її полягає в наступному.

Таблиця 3.2 – Розміри умовно захищеної зони в покрівлю і підшову пласта

Глибина робіт H , м	Значення S_1 , м						Значення S_2 , м				
	Найменший розмір a або b , м						Найменший розмір a або b , м				
	100	125	150	175	200	250	100	125	150	200	250
300	125	148	172	190	205	220	76	83	87	90	92
400	112	134	155	170	182	194	58	66	71	74	76
500	100	120	142	154	164	174	49	56	62	66	68
600	90	109	126	138	146	155	43	50	55	59	61
800	73	90	103	117	127	136	36	41	45	49	50
1000	57	71	88	100	114	122	32	36	41	44	45
1200	50	63	80	98	104	113	30	32	37	40	41

Якщо сумарна величина пружного відновлення породного масиву менше потужності захисного пласта, то, отже, розпрямлення порід не обмежується потужністю пласта, і захисна дія може виявитися на максимально можливу для конкретних умов відстань.

Якщо ж сумарна величина пружного відновлення порід більше потужності пласта, то, природно, захисна дія розповсюдиться на меншу відстань, оскільки потужність пласта перешкоджає повному розпрямленню стислих порід.

Критична потужність захисного пласта залежить від ширини виробленого простору на захисному пласті a і глибини робіт H і визначається за номограмою (рис. 3.4). При цьому, якщо визначена ширина виробленого простору на захисному пласті a перевищує значення $0,3H$, то при користуванні номограмою (рис. 3.4) слід прийняти a рівним $0,3H$, але не більш за 250 м.

Ефективною потужністю захисного пласта називається та частина його вийманої потужності, в межах якої можливо пружне відновлення порід покрівлі і підшови. її величина визначається за формулою:

$$m_{\text{ef}} = km, \quad (3.3)$$

де k – коефіцієнт, що враховує компресійні властивості закладного матеріалу; $k=0,2$ при гідравлічній закладці; $k=0,3$ при інших видах закладки. Для крутих пластів Центрального району Донбасу: $k=0,35$ при гідравлічній закладці; при інших видах закладки $k=0,45$; $k=0,7$ при управлінні покрівлею утриманням на кострах. При управлінні покрівлею повним обваленням у всіх випадках $k=1$.

Після визначення m_0 та m_{ef} значення β_1 знаходиться за формулою:

$$\beta_1 = \frac{m_{\text{ef}}}{m_0}, \quad (3.4)$$

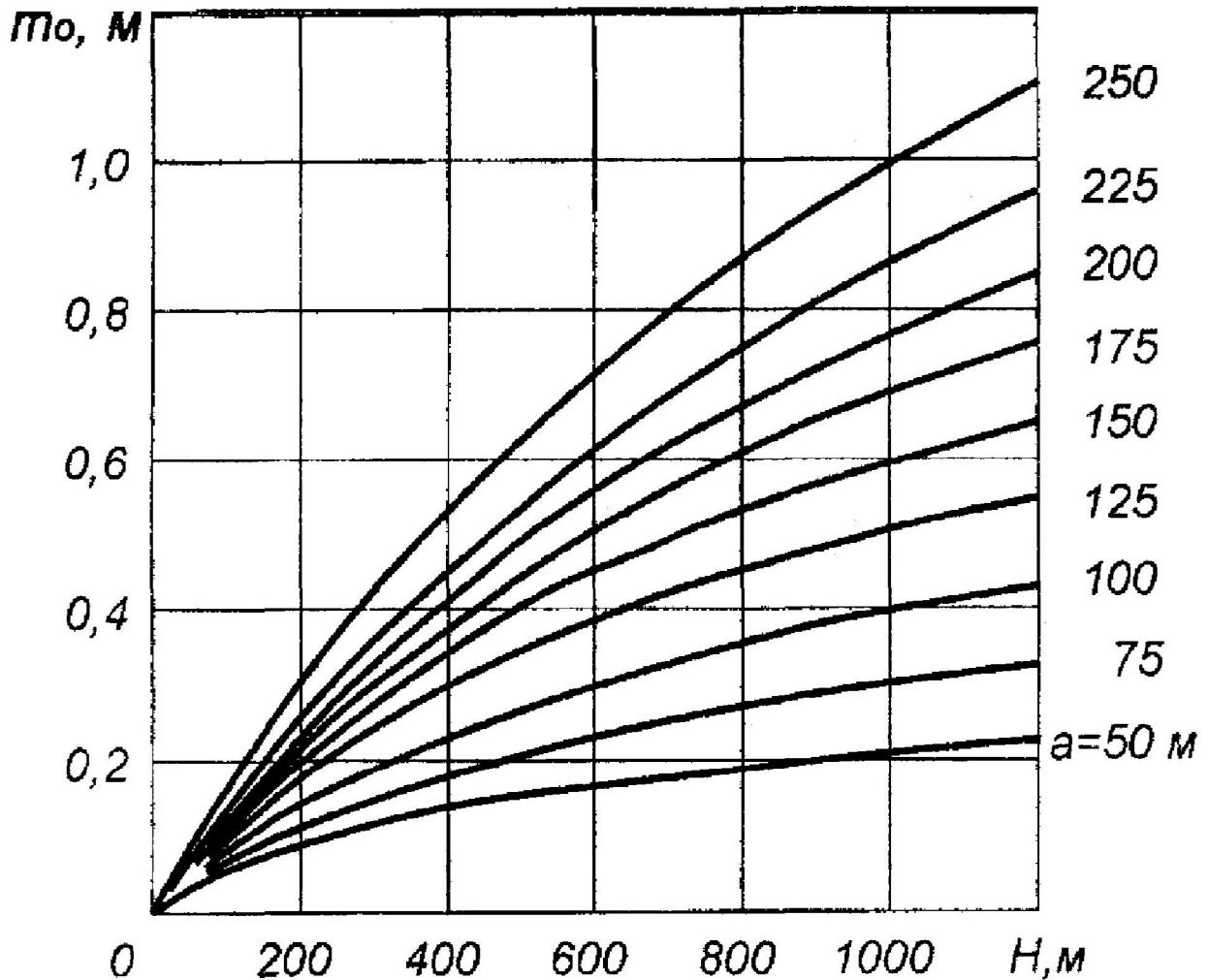


Рисунок 3.4 – Номограма для визначення критичної потужності захисного пласта m_0

Якщо значення β_1 виявиться більшим за одиницю, то слід прийняти $\beta_1=1$. Коефіцієнт β_2 визначається за формулою:

$$\beta_2 = 1 - \frac{0,4\eta}{100}, \quad (3.5)$$

де η -процентний вміст пісковиків у породах міжпласття.

За знайденим значенням β_1 визначаються істинні значення S_1 та S_2 (за формулами, відповідно (3.1) та (3.2)), і на кресленні оконтурюються зони захисної дії розробки (рис. 3.2).

5. Визначається мінімально допустиме випередження очисного вибою на захисному пласті відносно вибоїв на пласті, що захищається. При цьому в якості межі очисної виробки на захисному пласті приймається частина очисного вибою, що найбільш відстає, а в якості межі на викидонебезпечному пласті —

найбільш передовий вибій підготовчої виробки або очисної, якщо підготовча виробка проводиться позаду очисного вибою.

Мінімально допустиме випередження захисного пласта приймається рівним не менш потужності міжпласття, тобто:

- при підробці

$$b'_1 \geq h_1; \quad (3.6)$$

- при надробці

$$b'_2 \geq h_2. \quad (3.7)$$

Встановлені вище межі захисної дії справедливі для випадку, коли після виїмки захисного пласта не відбувається відновлення його напруженого стану до небезпечних меж. А це можливо при малій ширині виробленого простору на захисному пласті або при невеликій відстані між небезпечним і захисним пластами. При значних же відстанях, коли в результаті надробки або підробки небезпечного пласта не відбувається його дегазація, з часом може відбутися відновлення напруженого стану до небезпечних меж, і з'явитися повторна викидонебезпечність на окремих ділянках раніше захищеної зони. Якщо з якихось виробничих або технічних обставин неможливо забезпечити максимально допустиме випередження в розробці захисного пласта, то необхідно оконтурити зони повторної викидонебезпечності і в них застосовувати противикидні заходи.

3.3 Системи розробки і технологія ведення очисних робіт на викидонебезпечних пластах

Розробку незахищених викидонебезпечних пластів необхідно виконувати стовповими системами розробки, оскільки при цьому очисні і підготовчі роботи відокремлені в часі і просторі, що підвищує безпеку робіт. Наприклад, у випадку виникнення викиду в штреку продукти викиду не потрапляють в очисний вибій, і робітники в ньому не наражаються на небезпеку.

З іншого боку, навколо заздалегідь пройдених виїмкових виробок відбувається дегазація пласта, що виключає викиди на прикінцевих ділянках лав. Крім того, за наявності заздалегідь проведених виробок є можливість проводити регіональні заходи щодо відвернення викидів, наприклад, шляхом проведення свердловин для дегазації пласта і наступного тривалого зволоження.

Доцільно також застосування комбінованої системи розробки стовпової з суцільною з прямоточним провітрюванням, при якій свіже повітря на ділянку надходить по двох виробках, забезпечуючи тривке провітрювання вибою. У випадку виникнення викиду є можливість виходу робітників з ділянки по одній з виробок зі свіжим струменем повітря.

Внаслідок порівняльно низьких темпів проведення виїмкових виробок на викидонебезпечних пластах, а також за гірничо-геологічними умовами застосу-

вання стовпових систем розробки не завжди можливо. В таких випадках допускається застосування суцільної системи розробки. Більш прийнятним її різновидом для даних умов є лава-поверх з середнім вентиляційним штреком. Надходження свіжого струменя повітря по двох виробках забезпечує відокремлене провітрювання обох частин лави (верхньої і нижньої) і дає можливість суміщати роботи з виймання вугілля в одній частині лави з виконанням противикидних заходів в іншій.

Також допустимо застосування системи розробки парними штреками. Якщо при відробці непарних ярусів по суцільній системі мають місце раптові викиди вугілля і газу, то при відробці парних ярусів по стовповій викиди, як показала практика, не відбуваються. Це пояснюється дегазацією пласта, що відбувається поблизу виїмкових штреків, і значним віджимом вугілля в привибійній зоні, зумовленим передачею на пласт великих опорних навантажень, викликаних відробкою непарних ярусів. Внаслідок віджиму вугілля відбувається природна дегазація пласта та захист від викидів в привибійній зоні. З цієї точки зору можна вважати, що на великій глибині викиди у довгих очисних вибоях відбуватися не будуть.

Підготовчі виробки з кутами нахилу понад 10° повинні проводитися у напрямку зверху вниз. Допускається проведення їх знизу вверх комбайнами з дистанційним управлінням зі свіжого струменя повітря без постійної присутності людей у виробці.

Польові виробки повинні проводитися на відстані не менш за 5 м за нормаллю від викидонебезпечних пластів.

Транспортні виїмкові виробки на крутих і крутопохилих пластах при суцільній системі розробки повинні випереджати очисний вибій (вважаючи від першого уступу лави або сполучення лави зі штреком) не менш ніж на 100 м, а просіки – не менш ніж на 20 м.

На пологих і похилих пластах допускається проведення транспортного штрека по вугіллю одним вибоєм з лавою або з випередженням не менш за 100 м.

Виїмка вугілля в очисних вибоях пологих і похилих викидонебезпечних пластів повинна здійснюватися, як правило, стругом або вузькозахватними комбайнами, які забезпечують виїмку в розвантаженій і дегазованій привибійній зоні пласта, формування якої в основному завершується в продовж трьох годин після виїмки. З урахуванням цього виїмка вугілля вузькозахватними комбайнами повинна виконуватися по односторонній схемі.

Істотний вплив на безпеку виїмки вугілля виявляє швидкість подачі комбайну. Збільшення її призводить до зростання сейсмоакустичної активності пласта, яка свідчить про зростання викидонебезпечної ситуації у вибої. Так проведеннями на шахті "Ізваринська" ВО "Гуківвугілля" (Ростовська область, РФ) дослідженнями встановлено, що для пласта i_2 безпечна швидкість подачі комбайна складала 0,7 м/хв. При збільшенні її до 1 м/хв. і більше в лаві відбувалися раптові викиди вугілля і газу. Зрозуміло, що для кожного пласта максимально допустима швидкість подачі комбайна може відрізнятись, що вимагає проведення відповідних досліджень [29].

Виїмку на крутих викидонебезпечних пластах потужністю понад 0,7 м слід виконувати лавами за падінням зі застосуванням щитових агрегатів, а також лавами за простяганням з діагональним розташуванням вибою і дистанційним управлінням комбайном. Обидва види вибою виключають можливість обвалення вугілля у привибійний простір, котрі нерідко переростають у власне раптові викиди.

У тих випадках, коли гірничо-геологічні умови не дозволяють застосувати виїмку щитовими агрегатами або комбайнами, допускається виїмка відбійними молотками у стельоуступних вибоях. Відстань між вибоями уступів (розтяжка уступів) не повинна перевищувати 3 м на пластах потужністю до одного метра і 4 м – на більш потужних пластах.

Управління покрівлею в очисних вибоях викидонебезпечних пластів повинно виконуватися повним обваленням або повною закладкою.

Закладка виробленого простору на крутих пластах повинна здійснюватися дробленою породою на всю висоту поверху без залишення порожнин. Крок закладки повинен складати 1,8-3,6 м при сухій закладці і 4,5-7,2 м при пдравличній. Максимальна відстань від закладного масиву до вибою не повинна перевищувати 11 м.

3.4 Дегазація вугільних пластів

Найбільш ефективним засобом попередження раптових викидів вугілля і газу на незахищених пластах є заздалегідня дегазація вугільного масиву завдяки якій знижується газове виділення та загальна газоносність пласту. Величина газовиділення у свердловину визначається за формулою [28]:

$$q = \frac{q_0}{(a \cdot t + 1)}, \text{ м}^3/\text{доб}, \quad (3.8)$$

де q_0 – початкове газовиділення у свердловину, $\text{м}^3/\text{доб}$;

a – коефіцієнт, який характеризує зниження газовиділення у часі;

t – тривалість дегазації, год;

Величина початкового газовиділення і швидкість його зниження за часом знаходяться у зв'язку з показниками викидонебезпечного пласту. Чим більше потенційна викидонебезпечність пласту, тим більше початкова інтенсивність газовиділення і швидкість її зниження за часом.

При вірно вибраних параметрах газовиділення з пласту за часом 6-7 місяців його дегазації зменшується на 20-40 %, газоносність пласту при цьому знижується на 15-25 %.

У зв'язку з низькою ефективністю дегазації розробляємих пластів на глибоких горизонтах необхідні заходи по інтенсифікації пластової дегазації. Найбільш технічно доцільні із них є: гідравлічна обробка пласту: гідровіджим вугільного пласту; гідровимивання полостей попереду вугільного забою; торпедування попереду вугільного забою.

Дегазація вугільного забою свердловинами включає буріння з підготовчих виробок у пласт, що відробляється. Попереду лави свердловин паралельно лінії очисного вибою, їх герметизацію і підключення до дегазаційного трубопроводу. Свердловини залишаються у підключеному стані після проходження лави. Схема свердловин за даним способом наведена у графічній частині проекту. Спосіб виконується таким чином. Дегазаційну свердловину бурять у покрівлю пласту з підготовчої виробки паралельно лінії очисного вибою. Кут підйому свердловини дорівнює $50-80^\circ$ і залежить від кута розвантаження порід що відробляються. Після закінчення буріння і герметизації устя свердловину підключають до дегазаційного трубопроводу. Після її проходу лавою за секцією механізованого кріплення викладають захисну смугу з залізобетонних блоків уздовж всієї свердловини. Захисна смуга необхідна для зниження здвиження порід уздовж свердловини, що забезпечує вихід газу по свердловині. Відстань між дегазаційними свердловинами складає 20-40 м. Дегазаційний трубопровод прокладається на підшві виробки і залишається за лавою. Якщо виробка не підтримується після проходу лави, то приймаються заходи для його збереження. Використання способу дозволяє підвищити безпечність проведення очисних робіт при розробці газоносних вугільних пластів.

3.5 Дегазація і зволоження вугільного пласту

Спосіб дегазації і зволоження вугільного пласту включає буріння по пласту паралельно очисному вибою свердловин, підключення їх до газопроводу, висмоктування газу, потім відключення їх від газопроводу, нагнітання у них води та витримку їх під тиском. Глибина герметизації складає 5-16 м і дорівнює зоні розвантаження вугільного масиву гірничою виробкою [28].

3.6 Зволоження вугільного пласту

Зволоження вугільного пласту здійснюється за допомогою довгих свердловин, що буряться попереду вибою у пласт. Герметизацію свердловин здійснюють цементно-пісчаним або полімерними сумішами. Для підвищення ефективності зволоження застосовують добавки поверхностноактивних речовин (ПАВ). У якості ПАВ прийнято: ДБ - 0,2 - 0,4% та Типал - 0,1 - 0,5%. Діаметр свердловини приймається 80 - 110 мм, довжина 50 - 60 м. Глибина герметизації - не менш 10 м. Відстань між свердловинами розраховується за формулою:

$$l = 1,8 R, \text{ м} \quad (3.9)$$

де R – радіус зволоження, який визначається експериментально.
Тиск нагнітання визначається з умови

$$P \geq 0,75 \gamma H, \quad (3.10)$$

Зволоження вугільних пластів виконується з випередженням відносно вугільного забою або підготовчої виробки. Ширину зволоження визначають за формулою:

$$S = \ell + V, \quad (3.11)$$

де ℓ – недоторканий запас зволоженні необхідний для зволоження ділянки на протязі 30 діб., м;

V – швидкість посування вибою, м/міс.

3.7 Технологічні заходи, що знижують небезпеку по газодинамічних явищах при проведенні очисних і підготовчих виробок

- застосування стовпової системи розробки;
- застосування вузькозахватного вугільних комбайну 1К 103М з глибиною захоплення до 0,4 м;
- застосування технологічних перерв між циклами виїмки вугілля в очисному вибої і циклами виїмки в підготовчих виробках не менш 1 години;
- керування покрівлею в очисних вибоях – повне обвалення;
- прямолінійна форма очисного вибою;
- виїмка гірської маси в підготовчих виробках – не більш одного кроку кріплення.

3.8 Обґрунтування вибору способу прогнозу викидонебезпечності вугільного пласту

Для встановлення небезпечних і безпечних по викидах зон по довжині лави застосовувати поточний прогноз викидонебезпеки по акустичній емісії (АЕ) гірського масиву (рис. 3.5) та по початковій швидкості газовиділення зі шпурів (рис. 3.6).

Допускається сполучення цих методів прогнозу, при цьому прогноз по початковій швидкості газовиділення застосовується для уточнення наявності і границі небезпечних зон, установлених прогнозом по акустичній емісії гірського масиву.

З досвіду застосування сейсмоакустичний прогноз по акустичній емісії вугільного масиву застосовувати у всіх очисних вибоях по всій довжині лави, крім тупикових ніш. У підготовчих вибоях даний прогноз не застосовувати.

При розрахунку прогнозу визначають середньоарифметичне значення активності на опорному інтервалі усереднення, що зрушується кожен добу. Для очисного вибою $m = 30$ годин. Критичні значення параметра прогнозу: $t = 1$ година, W роботи вугілля, $T = 24$ години; критерій "двох крапок" – зростання середньої і двох наступних інтервалів усереднення:

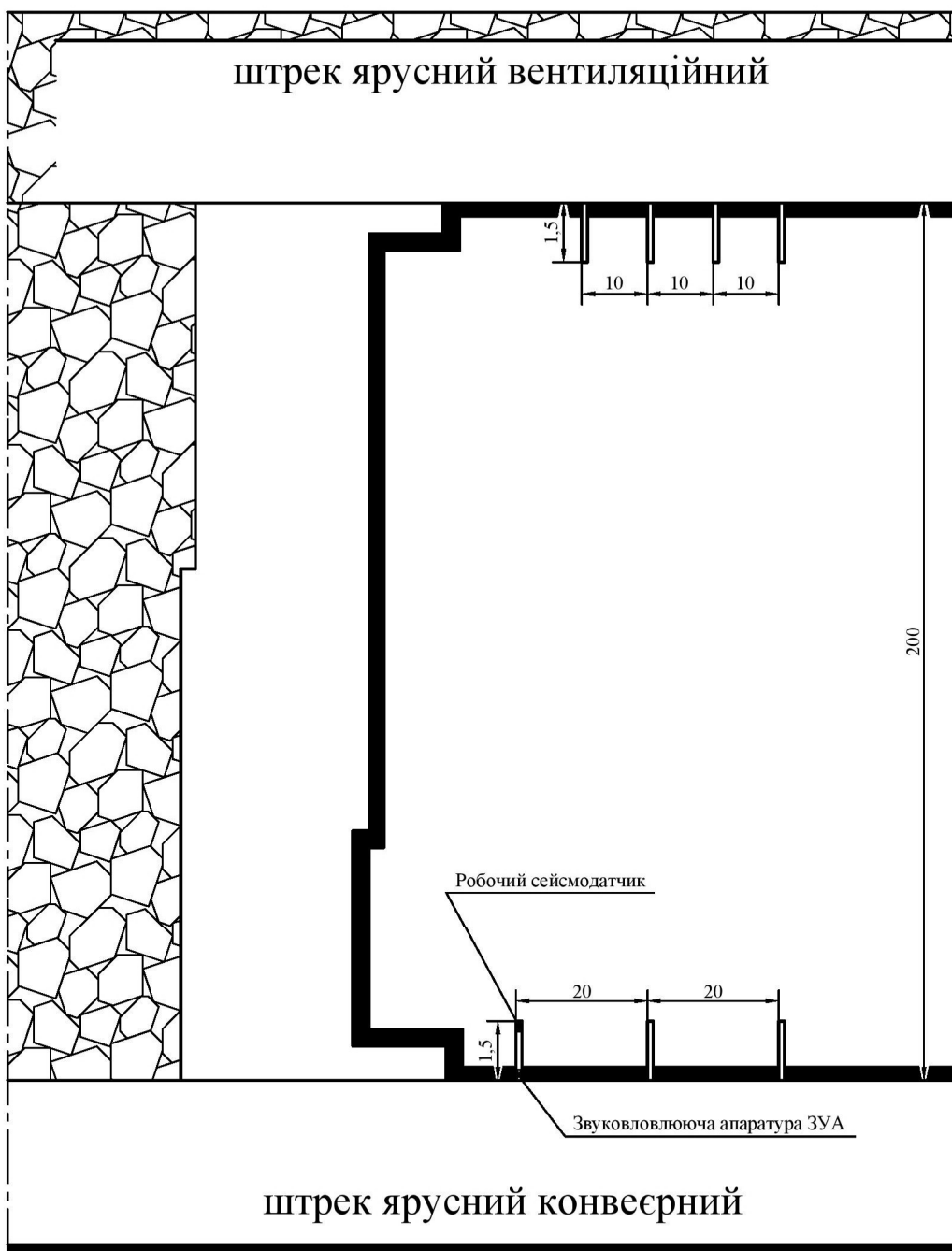
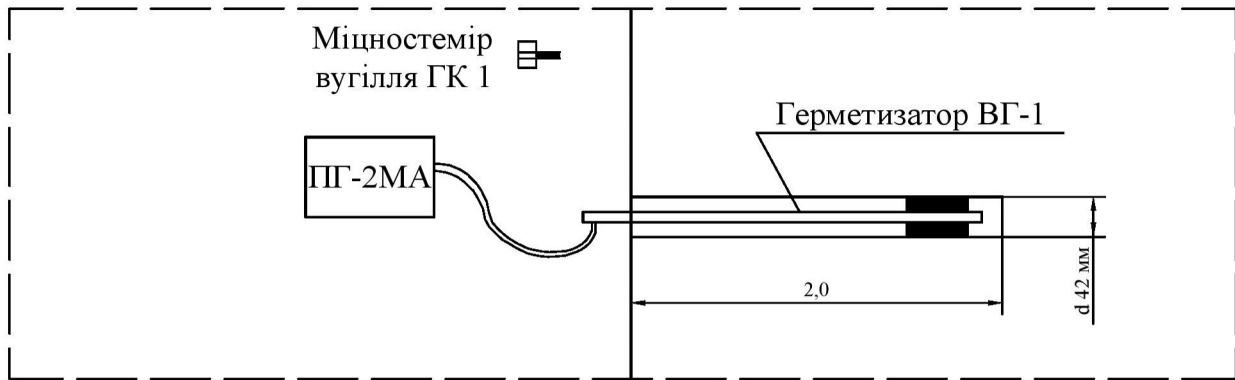


Рисунок 3.5 - Сеймопрогноз в очисному вибої (поточний прогноз викиднебезпечності)



ПРОГНОЗ "НЕБЕЗПЕЧНО" ПРИ ШВИДКОСТІ >4 л/хв

ПАРАМЕТРИ ПРОГНОЗУ ПО НАЧАЛЬНІЙ ШВИДКОСТІ ГАЗОВИДІЛЕННЯ ЗІ ШПУРІВ

НАЙМЕНУВАННЯ	ОДИНИЦЯ ВИМІРУ	КІЛЬКІСТЬ
Кількість шпурів одного цикловиміру	шт	2
Період цикловиміру від посування вибою	м	через 2
Довжина шпурів	м	2,0
Діаметр шпурів	мм	42
Глибина шпурів при замірі швидкості газовиділення	м	1,5; 2,5; 3,5
Довжина вимірювальної камери	м	0,5
Час на замір швидкості газовиділення одного інтервалу	хв	не більше 2

НЕОБХІДНЕ ОБЛАДНАННЯ

НАЙМЕНУВАННЯ	ОДИНИЦЯ ВИМІРУ	КІЛЬКІСТЬ
Свердло електричне СР-3	шт	1
Бурові штанги (вита сталь)	шт	5
Газозатвор ЗГ-1	шт	1
Витратомір ПГ-2МА	шт	1
Міцностемір вугілля ГК 1	шт	1

Рисунок 3.6 - Поточний прогноз викидонебезпечності по початковій швидкості газовиділення зі шпурів

при N_{r+1} 10 имп/година, g 10%;

при N_{r+1} 10 имп/година, g 5%;

критерій критичного перевищення.

- При N_{30} 2-3,5 имп/година $P=4,5$; $N_{кр} = P \cdot N_{30}$ имп/година;

При N_{30} 3,5имп/година $P=4,0$; $N_{кр} = P \cdot N_{30}$ имп/година;

$c = 2$ имп/година; $L_3 = 6$ м.

Прогноз дійсний при роботі з технології для нормальних умов.

При введенні в роботу очисного вибою до одержання першого прогнозу роботи вести після виконання поточного прогнозу викиднебезпеки по початковій швидкості газовиділення чи визначення величини зони розвантаження по початковій швидкості газовиділення.

Для зміни в режимі технологічного впливу на пласт відповідно до результатів контролю і акустичної емісії гірського масиву звукоуловлюючої апаратури (ЗУА) здійснюється оперативне керування інтенсивністю технологічних процесів.

Гранично припустимі значення активності - зупинка вибою ($N_{стоп}$) визначається по формулі: $N_{стоп} = K \cdot N_{кр.година}$.

3.9 Диференціація аномальних зон із причин їхнього виникнення

У періоди підвищених аномальних значень АЕ, визначених згідно п.п. 81-8411 "Інструкції з безпечного ведення робіт на пластах, схильних до раптових викидів вугілля, породи і газу" [25] розраховуються коефіцієнти K і K_1 , що дозволяють диференціювати потенційно небезпечні зони з причин їхнього виникнення й уточнювати прогноз безпеки по очікуваному динамічному явищу.

При прогнозі небезпечної зони за критерієм "Критичного перевищення" розраховується коефіцієнт K , при прогнозі небезпечної зони за критерієм "Двох крапок" розраховується коефіцієнт K_1 , починаючи з дати одержання першої крапки підвищення математичного чекання.

Коефіцієнти K і K_1 розраховуються по формулах:

$$K = \frac{N_{сут}^0}{N_{сут}^0 + N_{сут}^B}, \quad (3.12)$$

де $N_{сут}^B$, $N_{сут}^0$ – активність АЕ, зафіксована протягом доби при виїмці вугілля і при його відсутності.

Якщо $K < 40\%$, то зона вважається викиднебезпечною і повинні застосуватися противикиднебезпечні заходи (ситуація $Вір.W_{вв}$), якщо $K > 40\%$, то в небезпечній зоні можливе обвалення порід покрівлі (ситуація $W_{ок}$) і заходи повинні бути спрямовані на їхнє запобігання.

Диференціацію аномальних зон відповідно до "Керівництва..." погодженим Донецьким територіальним керуванням Госнадзорохрантруда.

Поточний прогноз викиднебезпечності по початковій швидкості газовиділення застосовують в очисних вибоях по всій довжині лави (крім тупикових

ніш), у випадку неможливості застосування сейсмоакустичного прогнозу, а також з метою уточнення наявності і границь небезпечних зон по довжині лави, установлених сейсмоакустичним прогнозом. У підготовчих виробках, проведених по вугільному масиві поточний прогноз не проводиться.

За даними розвідницьких спостережень, якщо Y_f 20%, Y_m 10%, f 0,8 у.е., а $Q_{н(мак)}$ менш критичного значення початкової швидкості газовиділення ($q_{н.кр.}$), то вибій виробки знаходиться в безпечній зоні й у даному випадку вводиться поточний прогноз по початковій швидкості газовиділення. По даним вимірів початкової швидкості газовиділення ($q_{н.кр.}$) зона вважається безпечною, якщо q_k^0 4 л/хв при виході летучих речовин ($Y_{доf}$) від 20 до 30%. У небезпечних зонах застосовувати гідророзпушування вугільного пласту і контроль його ефективності.

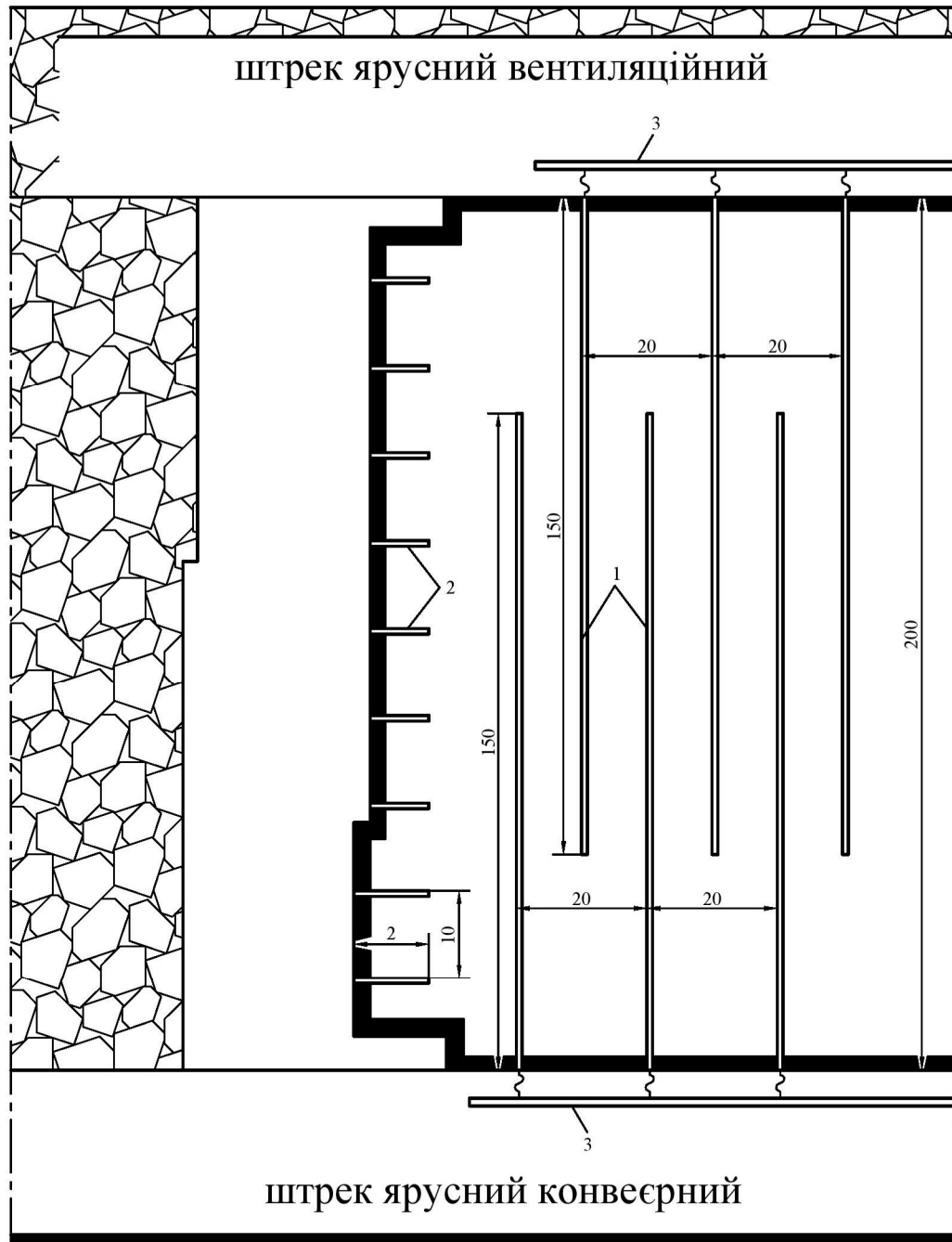
При проведенні поточного прогнозу по початковій швидкості газовиділення застосовувати комплект приладів, що складає з міцностевимірювача ПК-1, газового затвора ЗГ-1 чи ПГШ і швидкостевимірювача ПГ-2МА. Кількість приладів ПГ-2МА маєтись з обліком 25 % резерву від кількості вибоїв, що обслуговуються. Для ведення сейсмоакустичного прогнозу використовувати звукоуправляючу апаратуру ЗУА, кількість комплектів мати з обліком 25 % резерву від кількості трактів, що обслуговуються, (2 тракти на очисної вибій). Для виконання гідророзпушування застосовувати насосні установки типу УНГ. Допускається застосування інших помпових установок, що забезпечують необхідну продуктивність і тиск води, що нагнітається. Для герметизації свердловин застосовувати гнучкі герметизатори шлангового типу довжиною не менш 2,5 м.

3.10 Обґрунтування вибору локального способу запобігання газодинамічних явищ

Як локальний спосіб запобігання газодинамічних явищ у небезпечних зонах, виявлених поточним прогнозом, у тупикових нішах, у підготовчих виробках, проведених по вугільному масиву і на ділянках, небезпечних по гірничих ударах, застосовувати гідророзпушування вугільного пласту. Можливість застосування гідророзпушування забезпечується бурінням і герметизацією свердловин на задану глибину, надходженням води в вугільний пласт (рис. 3.7).

Контроль ефективності гідророзпушування здійснювати по динаміці газовиділення зі шпурів. Контроль ефективності гідророзпушування в небезпечних по гірничих ударах зонах здійснювати таким же методом як і при прогнозі ступеня ударнебезпеки - по виходу бурового дріб'язку.

Для виконання способу використовувати високонапірні установки типу УНГ, герметизацію свердловин здійснювати гнучкими герметизаторами шлангового типу. Контроль ефективності гідророзпушування здійснювати за допомогою газового затвора ЗГ-1 і приладу ПГ-2МА. У випадку неможливості виконання способів запобігання ГДЯ в тупикових нішах, небезпечних зонах, виявлених поточним прогнозом і в зонах геологічних порушень активних по раптових викидах робити підривні роботи в режимі струсного висадження.



- 1 - дегазційні свердловини
- 2 - шпури для нагнітання води
у режимі зволоження
- 3 - дегазційний трубопровід

Рисунок 3.7 - Противикідні заходи в небезпечній зоні:
 1) дегазція пласта через свердловини,
 пробурені з підготовчих виробок
 2) зволоження пласта через шпури,
 пробурені з очисного вибою

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. В якості способу підготовки приймаємо панельну підготовку, в якості системи розробки застосовуємо стовпову систему розробки лава-ярус з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної та прямоточним провітрюванням. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс МДМ з комбайном 1К 103М з добовим навантаженням 560 т. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту ℓ_6 . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП-33. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з удосконаленням очисних робіт по пл. ℓ_6 , небезпечному за раптовими викидами вугілля та газу.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам шахт при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА Донату, 1999. – 194 с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995. – 168 с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994. – 190 с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998. – 136 с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989. – 240 с.
13. Бокий Б.В., Зимица Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972. – 336 с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991. – 250 с.
15. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971. – 415 с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997. – 208 с.
20. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.
21. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992. – 400 с.
22. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
23. Шоботов В.М. Цивільна оборона. Навчальний посібник. – К.: Центр навчальної літератури, 2004. – 438 с.
24. Петухов И.М., Линьков А.М. Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. – 280 с.
25. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. М.: ИГД им. Скочинского. – 1989. – 192 с.
26. В.И. Николин, А.Г. Заболотный, С.Г. Лунев. Современные представления природы выбросоопасности и механизма выбросов как научная основа безопасности труда. Донецк: ДонГТУ, 1999. – 96 с.
27. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. СОУ. 10.1.00174088.011-2005. Мінвуглепром України. К.: 2005. – 224 с.
28. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации . СОУ 10.1.00174088.001-2004. Минтопэнерго Украины. К.: 2004. – 161 с.
29. Николин В.И., Васильчук М.П. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений. М.: ПолиМЕдиа. 1997. – 495 с.