

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 12 рис., 20 табл., 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: гірничі роботи шахти "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. ℓ_2 ш. "Новодружеська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

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 паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту ℓ_2 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням способу зміцнення нестійкої покрівлі у лаві пл. ℓ_2 .

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, НЕСТІЙКА ПОКРІВЛЯ, 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.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	29
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	29
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	31
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_2	31
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ℓ_2	40
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на ділянці.....	47
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	50
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	57
2.5 Охорона праці.....	58
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	61
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

Немає потреби доводити роль і значення головного енергоносія в Україні - вугілля. Історія становлення і розвитку вугільної промисловості України красномовно показує, що саме вугілля було гарантом бурхливого розвитку економіки як колишнього СРСР, так і України.

Сьогодні вугільна промисловість нашої країни переживає не кращі часи: знижені обсяги проведення гірничих виробок і обсяги видобутку вугілля, закриваються шахти, велика плинність 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.) 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 конкурентноздатності 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. ζ_2 шахти "Новодружеська", 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

Шахта "Новодружеська" розташована в м. Новодружеськ Луганської області. Шахта входить до складу ПАТ "Лисичанськвугілля".

Близько від шахти розташовані наступні населені пункти та міста: Лисичанськ, Привілля, Рубіжне, Шипилівка, Синецький.

Транспортна мережа представлена залізничними шляхами загального користування, під'їзними шляхами до шахти, автодорогами міжрайонного та місцевого значення.

Джерелом електропостачання є мережа "Донбаська електроенергетична система". Електропостачання шахти здійснюється від ПС "Новодружеська".

Водопостачання здійснюється від мережі міськводоканалу м. Новодружеськ. Ринком збуту є українські ТЕС.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля беруть участь відкладення середнього та верхнього відділів карбонів світ C_3^1 , C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 , що перекриті на півдні і південному заході відкладеннями мезо-кайнозою тріасового, крейдяного і четвертинного віку. Світа C_3^1 не містить вугільних пластів з кондиційними запасами.

По схилам рік, балок, оврагів породи карбону оголюються на поверхню у вигляді потужних товщ пісковиків, висипів вапняків, а місцями виходів вугільних пластів у вигляді сажі.

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	280	$\frac{6}{2,2}$	$\frac{171}{61,0}$	$\frac{58}{20,8}$	$\frac{8}{2,7}$	$\frac{37}{13,3}$	$m_7^6, m_6^3, m_6^2,$ m_3^6, m_3^{cp+n}, m_3^u	M_9, M_8, M_7 M_6, M_3
C_2^6	180	$\frac{49}{27,4}$	$\frac{58}{32,0}$	$\frac{59}{33,0}$	$\frac{7}{3,8}$	$\frac{7}{3,8}$	$l_8, l_6, l_5,$ l_3, l_2^1, l_1^1	L_8, L_7, L_6 L_4, L_3, L_1
C_2^5	240	$\frac{127}{53,0}$	$\frac{46}{19,2}$	$\frac{50}{20,9}$	$\frac{3}{1,4}$	$\frac{13}{5,5}$	k_8^u, k_7^l, k_7	K_8

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти приурочено до північно-східного крила Бахмутської улоговини. Простягання порід карбону змінюється від північно-західного на більшій частині шахтного поля, до субширотного на сході. Падіння порід південно-західне під кутами від 9° до 50° .

Значні зміни кутів падіння обумовлені наявністю двох флексурних перегинів. Простягання флексурних перегинів широтне. Кути падіння збільшуються до $30...50^\circ$. Середні кути падіння по полю шахти рівні $15...20^\circ$. На незначній площі, в східній частині шахтного поля, моноклінальне залягання порід ускладнено північно-західним закінченням Поздовжнього скиду, що має амплітуду зміщення до 38 м. Простягання скиду змінюється від субмеридіонального до субширотного, кути падіння площини зміщувача $35...55^\circ$, ширина порушеної зони – 70 м.

На площі шахтного поля є мілкі порушення з розривом і без розриву суцільності з амплітудою від 0,2 до 7,5 м, які ускладнюють ведення гірничих робіт. Простягання цих порушень північно-східне, падіння південно-східне під кутами $20-40^\circ$. Часто вони супроводжуються малоамплітудними тріщинами сколу (0,1-0,2 м). Показник диз'юнктивності для шахти – $0,04-0,8 \text{ км/км}^2$, що характерно для родовищ з простою тектонікою.

По складності геологічної будови поле шахти віднесено до I групи складності.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочого вугільного пласту надана в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	Від – до середня	Від – до середня		
ℓ_2	$\frac{0,90 - 1,10}{1,00}$	$\frac{0,90 - 1,10}{1,00}$	проста	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

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

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
ℓ_2	18	3,6	2,8	38	8050	Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Надходження води в гірничі виробки відбувається зі сторони покрівлі у вигляді капежу і висачування з підшви.

Шахтні води за своїм складом хлоридно-сульфатно-натрієві з мінералізацією 6,6...7,1 г/дм³. Жорсткість води 34 ммоль/дм³, рН – 7,5.

По відношенню до металевих конструкцій води середньоагресивні, до бетонів – слабоагресивні.

Вміст токсичних елементів в шахтній воді в основному не перевищує ГДК за виключенням трьохвалентного хрому, вміст якого перевищує ГДК в 10 разів.

В цілому гідрогеологічні умови відробки пластів в шахтному полі класифікуються як прості.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 40 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 69 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти за газом метаном – надкатегорійна.

Пласти ℓ_2 та k_8 безпечні за раптовими викидами вугілля і газу, безпечні по гірничим ударам, небезпечні по вибуховості вугільного пилу.

Абсолютна метановість пл. k_8 – 1,58 м³/хв.

Виробки, що проводяться по пісковикам, алевролітам і аргілітам, будуть силікозонебезпечними.

Геотермічні умови відносно сприятливі – температура вміщуючих порід коливається від 18 до 24°C, максимальна – 32°C. Геотермічний градієнт складає 2,5°C на 100 м.

Основні відомості про бічні породи вугільного пласту наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільного пласту

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
С ₂	пісковик	15,0	8	Б ₅	пісковик	15,0	8	А ₃	аргіліт	1,4	5	П ₂

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

- по повстанню на північному сході – границя гідного вугілля;
- по падінню на південному заході – ізогіпса " - 900";
- по простяганню:
 - на північному заході – загальна границя з ш. "Привільнянська";
 - на південному сході – загальна границя з ш. ім. Д.Ф. Мельникова.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 4400 м;
- по падінню – 3300 м.

Площа шахтного поля – 14,52 км².

Границями ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання, є:

по повстанню на північному сході – границя зі старими гірськими роботами;
по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі " - 900 м";

по простяганню:

- на північному заході – загальна границя з ш. "Привільнянська";
- на південному сході – загальна границя з ш. ім. Д.Ф. Мельникова.

Розміри ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 2200 м;
- по падінню – 1200 м.

Площа ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання – 2,64 км².

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

По категоріям розвіданості запаси вугілля розподілені: А = 19 %; В = 33 %; С₁ = 58 %.

Пласти витримані по потужності та куту падіння, тому для підрахунку запасів використовуємо спосіб середнього арифметичного:

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

де α – кут падіння пласта, град ($\alpha = 14^\circ$);

$S_{\text{г}}$ – горизонтальна площа пласта, м^2 ;

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

γ – об'ємна вага вугілля, $\text{т}/\text{м}^3$.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{г}}$, м^2	$S_{\text{н}}$, м^2	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , $\text{т}/\text{м}^3$	Q, тис. т	Примітка
ℓ_2	2640000	2720736	1,00	1,43	3891	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчиком вентиляційної свердловини № 4:

$$\Pi_1 = \frac{a + b}{2} \cdot h \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де a і b – підстава трапеції, м;

h – похила висота, м.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в цілику під проммайданчиком вентиляційної свердловини № 4

Індекс пласта	a , м	b , м	h , м	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , $\text{т}/\text{м}^3$	Π_1 , т
ℓ_2	380	325	430	1,00	1,43	625328

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.3)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	H, м	L, м	d, м	l, м	m, м	$\gamma, \text{т/м}^3$	$\Pi_2, \text{т}$
Втрати в цілику з ш. "Привільнянська"							
ℓ_2	600	4800	45	1200	1,00	1,43	76534
Втрати в цілику з ш. ім. Д.Ф. Мельникова							
ℓ_2	1200	5750	77	2200	1,00	1,43	240669
Усього							317203

Визначимо проектні втрати біля насуву Східного:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.5)$$

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

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.8.

Таблиця 1.8 – Підрахунок втрат вугілля біля насуву Східного

Індекс пласта	d, м	$\ell, \text{м}$	m, м	$\gamma, \text{т/м}^3$	$\Pi_3, \text{т}$
ℓ_2	50	1200	1,00	1,43	85800

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [3891000 - (0 + 317000 + 86000)] \cdot 0,03 = 105000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.7)$$

$$\Sigma \Pi = \frac{0 + 317000 + 86000 + 105000}{3891000} \cdot 100 = 13 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \quad (1.8)$$

$$Q_{\text{пр}} = 3891000 - (0 + 317000 + 86000 + 105000) = 3383000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 3,4 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років}, \quad (1.9)$$

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

$$T = \frac{3383}{600} = 6 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Видобуток шахти за останні роки представлений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Видобуток шахти за 2018-2020 роки

№	Показник	Од. вимір.	Роки		
			2018	2019	2020
1	Річний видобуток вугілля	тис. т	20,3	19,5	18,6
2	Зольність здобутого вугілля	%	43,3	32,8	33,1

Основні техніко-економічні показники роботи шахти приведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення	
			План	Факт
1	Проектна потужність	тис. т	450	18,6
2	Виробнича потужність	тис. т	20,0	18,6
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	0	00
4	Швидкість проведення виробок	м/міс	10	35
5	Чисельність трудящих	чол.	667	586
6	в т.ч. ГРОВ	чол.	50	56
7	Продуктивність праці трудящих з видобутку	т/міс	4,8	3,8
8	Середня заробітна плата	грн/міс	7730,1	7613,3
9	Зольність вугілля	%	35,6	33,1
10	Собівартість вугілля	грн/т	10403,64	11990,00
11	Ціна реалізуемого вугілля	грн/т	4830,00	4950,00

Схема підготовки шахтного поля – етажна.

З 2010 року шахта не має очисних вибоїв. В дійсний час ведуться роботи з відпрацювання ціликів по пл. k₈.

В дійсний час проводяться 2 підготовчі виробки – віткатний штрек гор.730 м та вентиляційний штрек пл.k₈^н. Обидві виробки проводять за допомогою відбійних молотків ВМ-2 та закріплюють дерев'яним кріпленням.

Загальна протяжність всіх виробок на шахті – 31,8 км.

Доставка вугілля від забоїв до приймально-відправного майданчика вантажо-людського ствола №2 гор. 680 м здійснюється у вагонетках ВГ-2,5 за допомогою електровозів АМ-8Д, далі вагонетки з вугіллям підіймаються в кліті на поверхню. Також локомотивний транспорт застосовується для доставки матеріалів та обладнання в шахту на гор. 680 м, а також для видачі гірничої маси від проведення та ремонту виробок.

Недоліки технологічних схем:

- відсутні очисні вибої;
- підготовчі виробки проводять по застарілій технології;
- відсутні стрічкові конвеєра;
- в цілому на шахті вся техніка морально та фізично застаріла.

Даним проектом передбачаємо відробку виймальної дільниці пл. ℓ_2 . Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- розрахувати оптимальну виробничу потужність шахти;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення розрахованої виробничої потужності;
- вибрати раціональну систему розробки;
- замінити застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;
- обґрунтувати способу і параметрів зміцнення нестійкої покрівлі у лаві пл. ℓ_2 .

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

Для вибору засобів механізації очисних робіт необхідно зробити прогноз поведінки порід в очисному вибої. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва.

Результати розрахунку представлені на листингу 2.1:

- основна покрівля – важкозрушувана;
- безпосередня покрівля – стійка;
- "хибна" покрівля – неутворюється;
- підошва пласта – середньої стійкості;
- водоприток у лаву $< 1 \text{ м}^3/\text{год}$.

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 і індивідуального кріплення;

технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Застосування стругової технології нераціонально, тому що пласт має включення піриту, 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 вузькозахватного 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:

1МКД 90 з комбайном КА 90;

МДМ з комбайном ГШ 200;

1МДТ з комбайном КДК 500.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі гірництва (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 1МКД 90 з комбайном КА 90 і складе 1125 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс 1МКД 90 складає 877 т/доб.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо в п. 2.4.4.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору, яке дорівнює 1125 т/добу при виконанні 5 циклів.

Для визначення оптимального річного видобутку шахти скористаємось методикою проф. А.С.Малкіна [3]:

$$A_{ш.р.} = (k_{пл} + k_{н.о.в.}) \sqrt{Z_{пр} \frac{m_{о.р.}}{m_{сум}} k_{глиб}}, \text{ тис.т.}, \quad (2.1)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив числа вугільних пластів в шахтному полі і прийнятих до одночасної розробки;

$$k_{пл} = \frac{n_{пл.ор} + \sqrt{n_{пл} - n_{пл.ор}}}{\sqrt{n_{пл}}}, \quad (2.2)$$

де $n_{пл.ор}$ – кількість пластів, прийнятих до одночасної розробки;

$n_{пл}$ – кількість пластів в шахтному полі;

$k_{н.о.в.}$ – коефіцієнт, що враховує вплив навантаження на очисний вибій на рівень проектної потужності шахти;

$$k_{н.о.в.} = \sqrt{\psi_6 \cdot A_{ов} \cdot \frac{m_{сер}}{m_{рі}}}, \quad (2.3)$$

де ψ_6 – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

$A_{ов}$ – місячне навантаження на очисний вибій, т/міс;

$m_{сер}$ – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

$m_{рі}$ – потужність і-го пласту, для якого розраховане навантаження на очисний вибій, м;

$Z_{пр}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$m_{o,p}$ – потужність пластів, прийнятих до одночасної розробки, м;
 $m_{\text{сум}}$ – сумарна потужність пластів в шахтному полі, м;
 $k_{\text{глиб}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки і кута падіння пластів;

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{H_{\text{в.м}}}{H_{\text{н.м}}}, \quad (2.4)$$

де $H_{\text{в.м}}$ – глибина верхньої границі шахтного поля, м;

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{200}{1200} = 1,17;$$

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 28125 \cdot \frac{0,9}{1,0}} = 1,4;$$

$$k_{\text{пл}} = \frac{1 + \sqrt{1-1}}{\sqrt{1}} = 1;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{3383 \cdot \frac{1,00}{1,00} \cdot 1,17} = 629 \text{ тис. т.}$$

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

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ років}, \quad (2.5)$$

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{ш.р.}} = 600$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 2$ роки);

$t_{\text{згас}}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{\text{згас}} = 1-2$ роки);

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років}, \quad (2.6)$$

$$T_{\text{расч}} = \frac{3383000}{600000} = 6 \text{ років.}$$

$$T = 6 + 1 + 1 = 8 \text{ років.}$$

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 вугільних пластів

Для відробки пластів на шахті прийнятий панельний спосіб підготовки. Залишаємо його без змін.

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 зворотноточним 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 розраховуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.3).

Розраховуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яp}}}, \text{ грн/т,} \quad (2.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{яp}}$ – запаси вугілля в ярусі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	635100	2,62	100
2	471900	279500	751400	2,97	114

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 14 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу,} \quad (2.8)$$

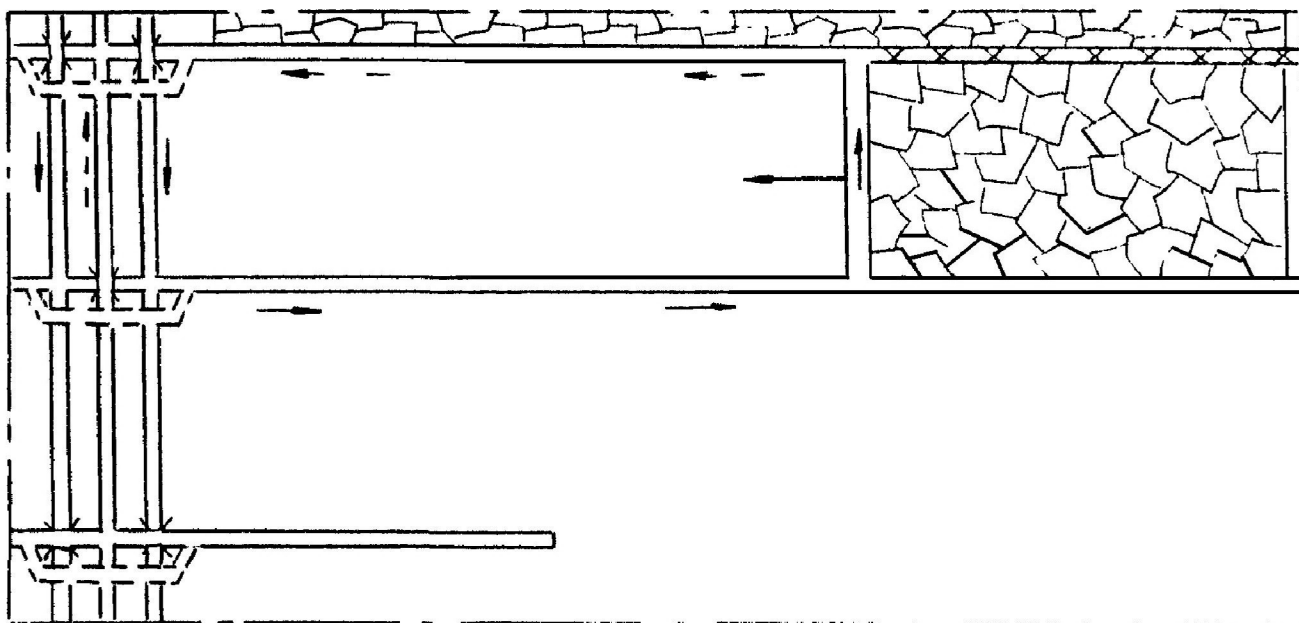


Рисунок 2.1 – Стівпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

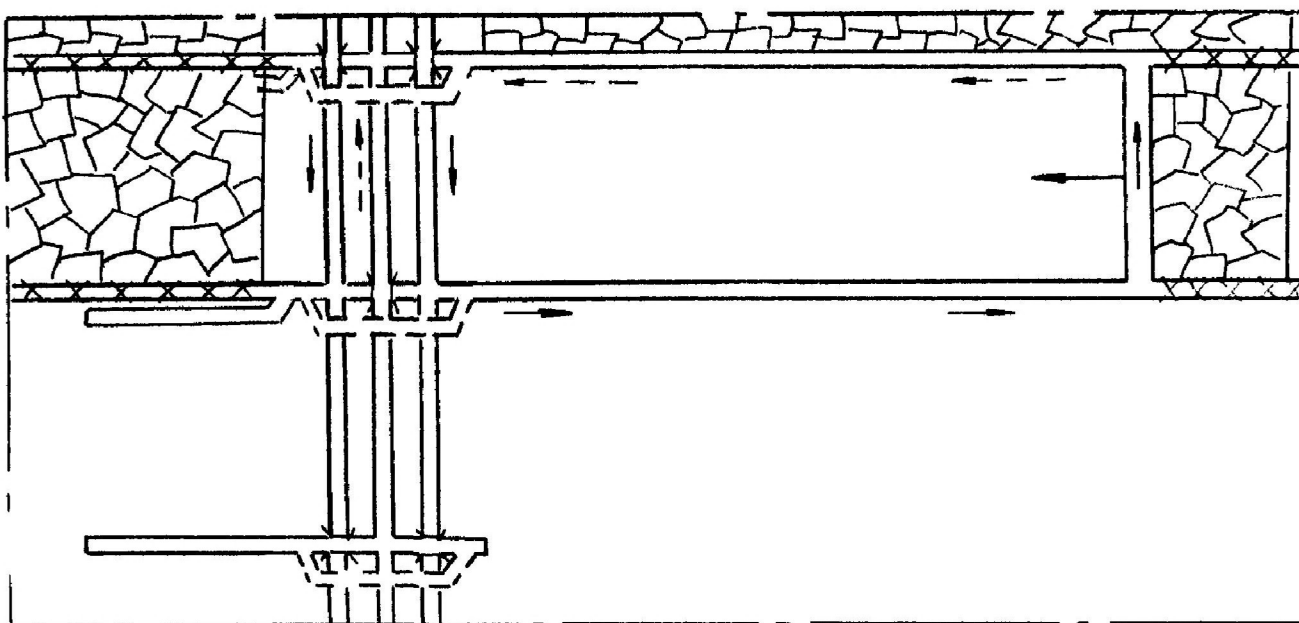


Рисунок 2.2 – Стівпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 $n_{ц}$ – кількість циклів за добу ($n_{ц} = 5$, див. п. 2.2);

$$V_{д.доб} = 0,8 \cdot 5 = 4 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{д.річ} = N \cdot V_{д.доб} \cdot K, \text{ м/рік,} \quad (2.9)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);
 K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{д.річ} = 300 \cdot 4 \cdot 0,95 = 1140 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{ср}, \text{ т/м}^2, \quad (2.10)$$

$$\Sigma p = 1,00 \cdot 1,43 = 1,43 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пластах, що одночасно відпрацьовуються, по кожному пласту:

$$h_{д} = \frac{A_{шр} \cdot k_{оч} \cdot k_{вид}}{v_{д} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м,} \quad (2.11)$$

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

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

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,95$ [3]);

$$h_{д} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1140 \cdot 1,43 \cdot 0,95} = 389 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{д}}{l_{л}}, \text{ лав,} \quad (2.12)$$

де $l_{л}$ – довжина лави ($l_{л} = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{389}{200} = 1,9 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{д} = \Sigma n_{л,д} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.13)$$

$$\Sigma h_{д} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м}.$$

Виходячи з рекомендацій [3], на 2 діючі лави резервно-діючих лав не приймаємо.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л,д} + \Sigma n_{р,д,л}, \text{ лав}, \quad (2.14)$$

де $\Sigma n_{р,д,л}$ – сумарна кількість резервно-діючих лав;

$$\Sigma n_{заг} = 2 + 0 = 2 \text{ лави}.$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м}, \quad (2.15)$$

$$\Sigma h_{заг} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м}.$$

Середня продуктивність пластів:

$$p_{ср} = \frac{\Sigma p}{n_{пл}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.16)$$

$$p_{ср} = \frac{1,43}{1} = 1,43 \text{ т/м}^2.$$

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

$$A_{шп(мак)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д,р} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.17)$$

$$A_{шп(мак)} = 400 \cdot 1140 \cdot 1,43 \cdot 0,95 = 701000 \text{ т/рік}.$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шп(мак)}}{A_{шп}}; \quad (2.18)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{701000}{600000} = 1,17.$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,2.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{зар}} = \frac{V_{\text{д.р.}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.19)$$

$$V_{\text{зар}} = \frac{1140}{1,17} = 958 \text{ м/рік.}$$

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]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.20)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.21)$$

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

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

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

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

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.22)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.23)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.24)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1100}{\frac{500}{1140} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 225 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 225 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:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.25)$$

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

$$\text{Ш} = 1,1 \cdot 1,0 = 1,2 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_{\text{н}}, \text{ м}, \quad (2.26)$$

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

$h_{\text{н}}$ – 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 головних штреків приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$B_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.27)$$

де H – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 900 м);
 σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.28)$$

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

$$\sigma = \frac{80 + 50}{2} = 65 \text{ МПа.}$$

Згідно з [7] округляємо до 90 МПа.

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{80 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито трьома вертикальними стволами:

- головний ствол № 1;
- клітьовий ствол № 2;
- допоміжний ствол № 3;
- західний похилий ствол пл. k_8 .

Схема розкриття, підготовки, система розробки представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Характеристика стовбурів приведена в табл. 2.4.

Перетини стовбурів зображені на листі 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурний двір складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок у світлі складає 5000 м³, об'єм камер 30 % об'єму виробок.

У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3,0 м, ширина - 3,0 м, перетин у світлі – 9 м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташован на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3,0 м, ширина – 4,0 м, перетин у світлі – 12 м². Сполучення і камери закріплені бетонним кріпленням, а протяжні виробки – металевим арковим кріпленням типу КМП-3А с залізобетонним затягуванням.

Таблиця 2.4 – Характеристика стволів

Показник	головний ствол № 1		клітьовий ствол № 2		допоміжний ствол № 3		західний похилий ствол пл. k ₈	
	Площа перетину у світлі, м ²	15,9	23,7	38,5	12,5	3-б стійки металеві верхняки, КМП 3А, дерево		
Вид кріплення	бетон	бетон	бетон					
Тип підйомної установки	ЦР 4х3/0,7		2х6х2,4				1х3х2ух4л	
Підйомні судини, грузо-підйомність	скіп 6,0 т		кліть 11,26 т				ВГ-2,5 4,0 т	
Глибина підйому, м	259		623				1700	
Стан виробки	задовільне		задовільне		задовільне		задовільне	

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_2

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п. 2.2 (листинг 2.1).

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_2

Згідно п. 2.2 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1МКД 90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн КА 90;
- механізоване кріплення 1КД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-12;
- кріплення сполучень КСД 90;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8м, спосіб зарубки комбайна в пласт – фронтальною самозарубкою.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = B \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (2.29)$$

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

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуваних порід легкозрушуваних;

γ_1 – об'ємна вага порід i -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м³;

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

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

$$R = 0,5 \cdot 1 \cdot 0,026 \cdot 2,2 \cdot 20 = 2,7 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15,04.$$

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

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ30, що встановлюються під кожної рами на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

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

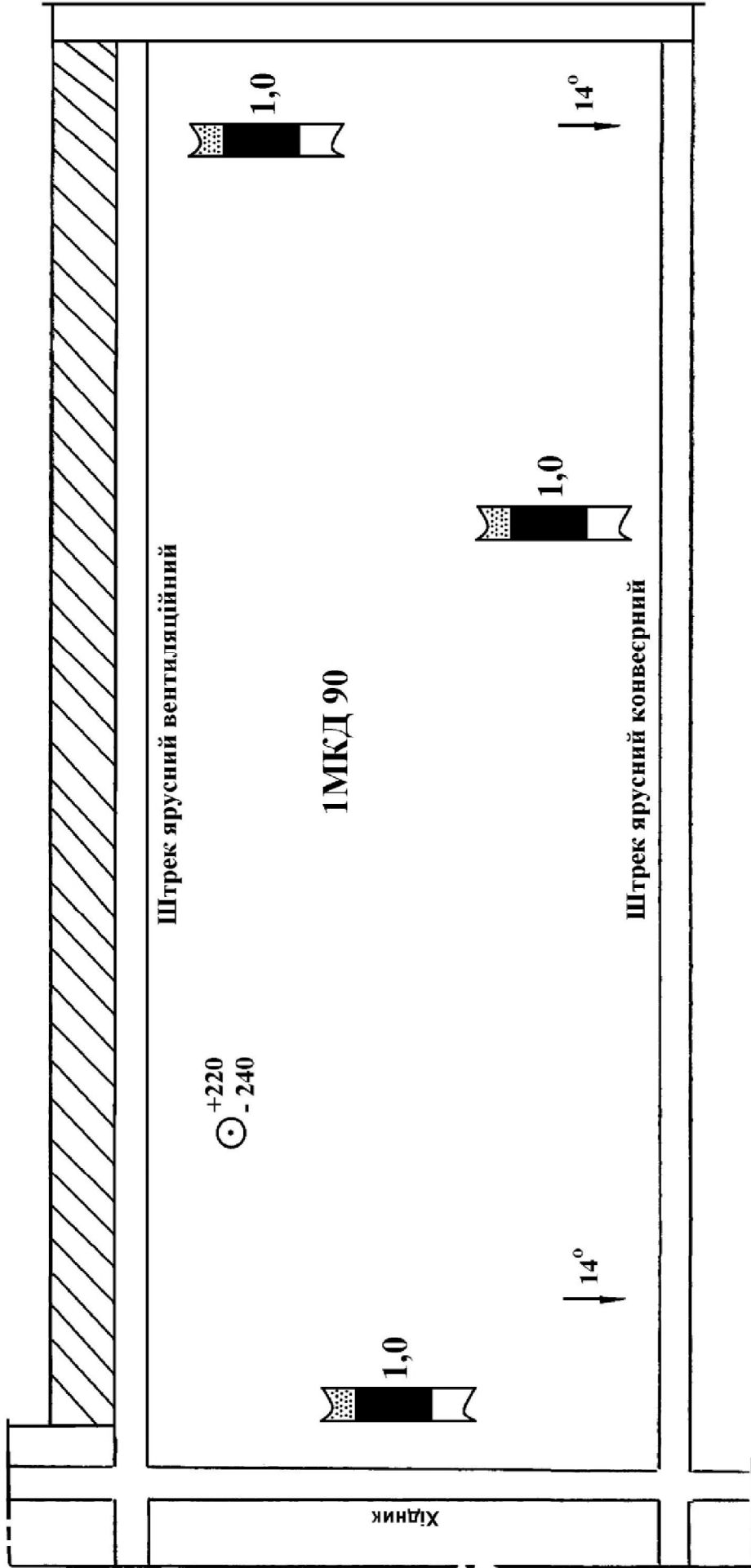


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 1КД 90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, тому заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальні заходи [7]:

- організується щозмінне чергування в лаві інженерно-технічних робітників дільниці згідно з затвердженим графіком;

- проводиться щозмінний інструктаж робочих щодо правил поведінки при началі осадку основної покрівлі та виходу з лави в безпечне місце;

- на сполученнях лави з підготовчими виробками вивіщується світлове табло: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧІ";

- контролюється газовий режим надзором дільниці ВТБ два рази за зміну, надзором видобувної дільниці – три рази;

- при перших признаках осадку основної покрівлі черговий, що знаходиться в середній частині лави, повинен подати встановлений звуковий сигнал по одній з абонентських станцій для виводу людей з лави;

- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;

- до виводу людей в безпечне місце особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчеру о початку первинного осадку основної покрівлі і прийнятих мірах;

- первинний осадок основної покрівлі проводиться під керівництвом начальника дільниці або його заступника;

- до пуску лави в експлуатації допускається виймання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою.

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.30)$$

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

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 460}{50} = 27.$$

Отже, згідно [7], підосва в штреках відноситься до слабко пучащій.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підосви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття пі-

дошви, тому що $k = 27 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підошви приймаємо камуфлетне висадження порід з наступних їх зміцненням.

Параметри технології:

- довжина шпура – 2 м;
- відстань між рядами шпурів – 2 м;
- відстань між шпурами в ряду – 0,5 м;
- величина заряду – 0,2 кг.

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:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.31)$$

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

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

$$D_{\text{міс}} = 1125 \cdot 25 = 28125 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.32)$$

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;

$$D_k = 200 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,43 \cdot 0,98 = 225 \text{ т.}$$

Зведення органічних рядів біля уклону та хідника:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.33)$$

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 2 = 11 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів для охорони хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.34)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,8}{2,4} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.35)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,2 \cdot 1,0 \cdot 0,8 = 1,0 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.5 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.36)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.37)$$

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

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомісткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунтування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коеф.	встановлена					
Виймка вугілля комплексом, т	6,9	309	1,27×1,05	412	225				т 3, 17 б
МГВМ бр.						0,60	432,00	259,20	
ГРОВ 5р.						3,2	413,58	1323,46	
Зведення органічних рядів, ст.		94		94	11	0,12	413,58	48,40	т 65, 5 а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		21,4	0,9	19,3	0,5	0,02	413,58	9,66	т 67, 2 б
Зведення литої смуги, м ³		1,13		1,13	1,0	0,88	413,58	366,00	т 69, 3 в
Разом						4,83		2006,72	

Коефіцієнти:

1,27 – зміна ширини захоплення комбайна;

1,05 – зміна питомої ваги вугілля;

0,9 – викладення кострів на сполученні лави з підготовчою виробкою.

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{412}{225} = 1,83;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{6,9}{1,83} = 3,8 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.38)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{1,83} = 0,6 \text{ чол. - зм.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.39)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 3,8 - 0,6 = 3,2 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.40)$$

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

$$N_{\text{к}} = \frac{225}{4,83} = 47 \text{ т/чол. - зм.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.41)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{559,11}{225} = 2,48 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{я} = \frac{D_{доб}}{N_{к} \cdot k_{пер}}, \text{ чол.}, \quad (2.42)$$

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

$$N_{я} = \frac{1125}{47 \cdot 1,15} = 21 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 1МКД 90 і планового видобутку 1125 т/добу таблична норма часу складе 40,5 чол.-годин (табл. 1, п. 1 г);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин.
3. скоректована таблична норма часу складе: 40,5 – 1,07 = 39,4;
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 1 чол.-зм;
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе 39,4 – 6 = 33,4 чол.-год., або 33,4 : 6 = 5,5 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Річну трудомісткість по ремонту обладнання визначимо в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Річна трудомісткість по ремонту обладнання

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{ор}$, чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	КА 90	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	1КД 90	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 162-09	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8350	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	150	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9970	
Разом				18320	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.43)$$

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;

$$N_{\text{ч}} = 18320 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 8,2 \text{ чол. – змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 5 чол.;

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.,} \quad (2.44)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{\text{об}} = 21 \cdot 1,92 = 40 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{\text{об}} = 5 \cdot 1,92 = 10 \text{ чол.}$$

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 штреку пласта ℓ_2

Згідно гірничо-геологічних умов, а також рекомендаціям [12,13] виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [14].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 5 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн 4ПП 5.

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-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії-900 мм, рейки Р-33 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 $V=225$ 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;

$$V_{\text{доб}} = \frac{225}{25} = 9 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Так як над вугільним пластом залягає пласт пісковіку потужністю 15 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 підошви 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:

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

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

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:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_{\bar{c}} + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \quad (2.51)$$

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

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 – 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:

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

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^n – 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 з спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{450} = 0,87 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо відстань між рамами 1,0 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U^1_{кр} = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.56)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{\text{кр}}^I = 208 + (380 \cdot 0,4 + 1000 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 542 \text{ мм.}$$

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:

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

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 518 = 363 \text{ мм.}$$

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т з спецпрофілю СВП-27 (податливість 600 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. 2.7.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

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

Таблиця 2.7 – 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 4ПШ 5	м	0,51	0,97	0,49	3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	432,00	53,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	413,58	143,96	

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:

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

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

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

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{ чол. – зм;} \quad (2.64)$$

б) прохідник V розряду:

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

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

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. 2.8.

Таблиця 2.8 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	4ПП 5	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	

Остаточно 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:

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

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. 2.9.

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 162-12, що входить до складу комплексу 1МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

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

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [21]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [21]);

Розрахунковий вантажопотік з лави:

$$Q_p = \frac{1125 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 105 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

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

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [21] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1100$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 105 < Q_t = 850$ т/год.

Таблиця 2.9 – 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	1	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	1	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	1	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	1	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	1	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	1	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	1	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарошування конвеєру	м	1	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	1	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	1	2-5	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 3 = 132,81$	-	$132,81 / 5 = 26,5$	§ 34, табл. 132
Усього				495	1486			

Графік застосовності конвеєру представлено на рис. 2.4.

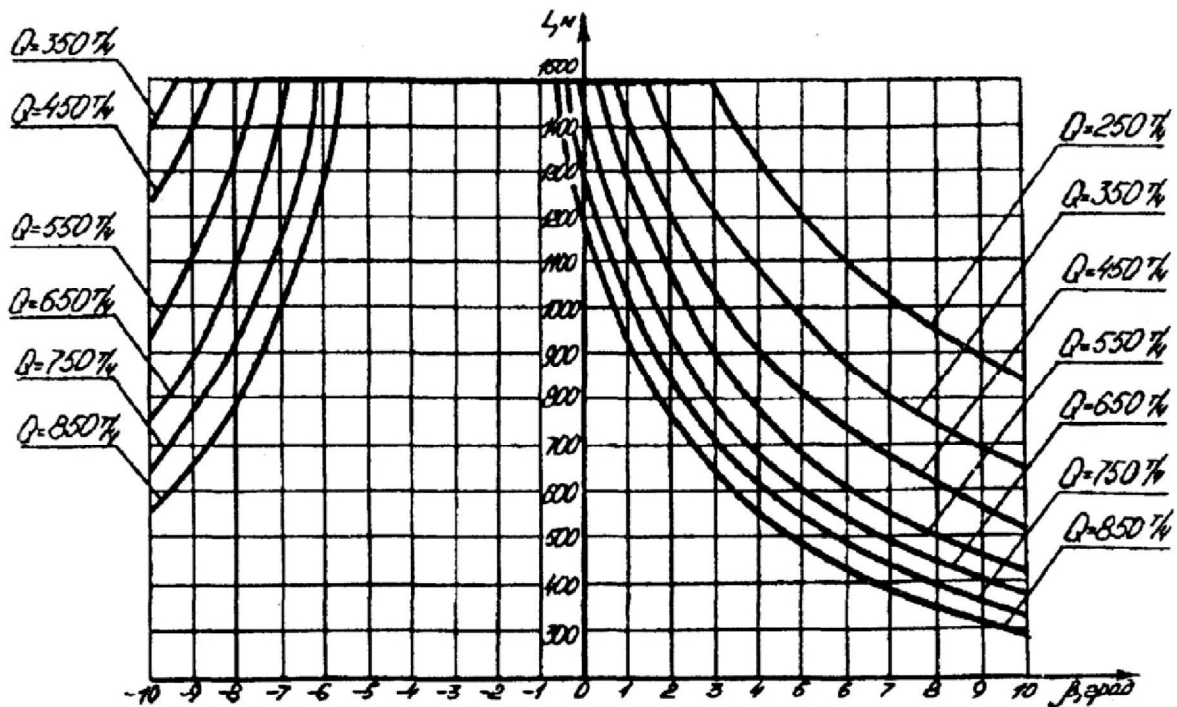


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 162-12 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК 3У.

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.67.

$$Q_p = 105 < Q_t = 300 \text{ т/год};$$

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

$$Q_p = \frac{490 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 51 \text{ т/год},$$

що відповідає умові $Q_p = 51 < Q_t = 850 \text{ т/год}$.

Для транспортування устаткування і матеріалів по штреку приймаємо відкатку лебідками ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Розробляємий пласт – ℓ_2 , спосіб підготовки пласту – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав – 2; кількість підготовчих вибоїв – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1МКД 90; навантаження на лаву – 1125 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту ℓ_2

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 метановідлення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{1125 \cdot 2,5}{1440} = 1,9 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

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

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_n – 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 ;

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

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

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

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,4 \cdot 1}{1,78} = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (дїл)}} = 1,9 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.3.1 Розрахунок витрат повітря для пласта ℓ_2

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{\text{дїл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дїл}} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.71)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;

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

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

$$Q_{\text{дїл}} = \frac{100 \cdot 1,9 \cdot 1,78}{1 - 0,05} = 356 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{дїл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.72)$$

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

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

$$Q_{\text{дїл}} = 356 \leq 60 \cdot 2,4 \cdot 4 \cdot 1,8 = 1037 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

Приймаємо $Q_{\text{дїл}} = 356 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору:

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.73)$$

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]);

$$A_{\max} = 1470 \cdot 0,85^{-1,67} \cdot \left[\frac{1037 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2004 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання тупикових виробок

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пласта ℓ_2

Метановиділення в виробку, проведена по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.74)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.75)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.76)$$

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

$k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [22]).

$I_{\text{о.у.п}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.77)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв. (приймаємо по табл. 3.3 [22]);

$k_{\text{ту}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{ту}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.78)$$

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.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.79)$$

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

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

$$T_y = \frac{6,7 \cdot 1 \cdot 1,3}{1,0} = 8,7 \text{ хв};$$

$$k_{\text{гy}} = 0,118 \cdot 8,7^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{0,y,\text{п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (3,9 - 1,6) = 0,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,35 = 0,3 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов}2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,11 = 0,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 0,3 + 0,5 = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\text{п}} = 0,1 + 0,5 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання привибійного простору при комбайновому способі проведення:

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3,\text{п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.80)$$

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot 0,6}{1 - 0,05} = 63 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.81)$$

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.82)$$

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

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,2 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{3,\text{п}} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,2 = 244 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 244 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.84)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 84 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.85)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв.}; \quad (2.86)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.87)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [22]);

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [22]);

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,11 \cdot 1,02 = 1,13;$$

$$Q_{п} = 84 \geq 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{п} = 276 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Вибір засобів провітрювання виробки.

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провіт-

рювання. 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.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + r_{\text{тр к}} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ кц}, \quad (2.88)$$

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

$\ell_{\text{тр}1}$ – 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, кц/м;

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (300 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + 0,0046 \cdot (800 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 14,2 \text{ кц}.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.89)$$

$$Q_p = 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.90)$$

$$h_p = 4,6^2 \cdot 14,2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,13} + 0,41 \right)^2 = 260 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [22] 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. 2.10.

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

Таблиця 2.10 – Результати розрахунків

$Q_{з.п.}, \text{м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{ут.тр}$	1,05	1,08	1,11	1,15
$Q_p, \text{м}^3/\text{с}$	2,1	3,2	4,4	5,7
$h_p, \text{даПа}$	60	135	240	345

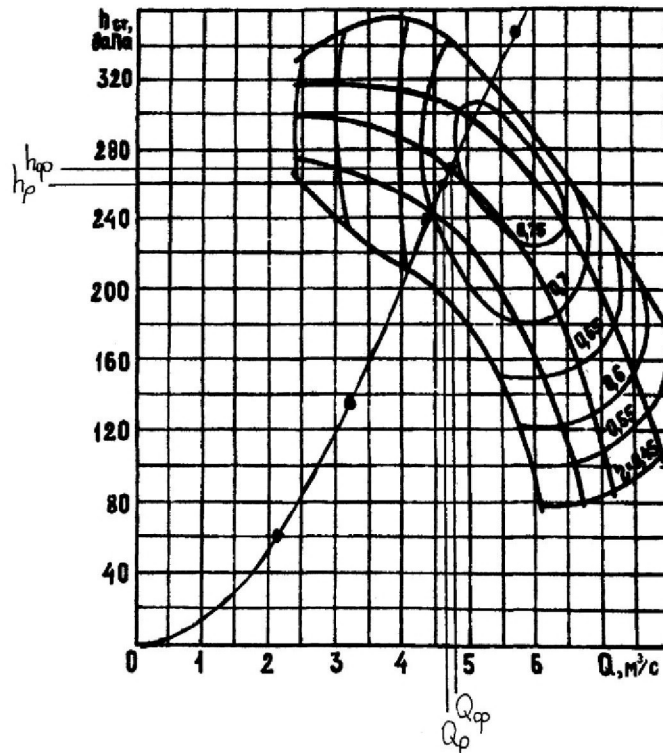


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 285 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\phi} = 270 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.91)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 285 \cdot 1,1 = 448 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.92)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{270}{14,2}} - 0,69 \cdot 4,8 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання ділянки

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90, скребковим конвеєром СПЦ 162-09. По штреку вугілля транспортується за допомогою скребкового перевантажувача ПТК 3У. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Характеристика споживачів ділянки

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	КА 90	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	ВСП 4	660	АРУМ.225.М4	55	2	110	0,85
3	СПЦ 162-09	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
4	ПТК 3У	660	ЭДКОФ 53,4	110	1	110	0,91
5	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
6	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
7	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,81

До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69. Електропостачання ділянки здійснюється від розподільної підземної станції (РПП - 16) від осередку КРУВ - 6. Звідси напруга 6 кВ подається по кабелю СБН 63х35 на суху пересувну підстанцію КТПВ – 630. Перетин фідерного кабелю приймається 120 мм². Від трансформаторної підстанції живиться станція управління СУВ – 350, яка живить усі основні механізми ділянки. Для забезпечення подачі сигналу перед запуском конвеєра (комбайна) по лаві і для зв'язку лави з насипним пунктом і розподільчим пунктом використовується апаратура гучномовного зв'язку з передпусковою сигналізацією АУС. Для газового захисту приймаємо апаратуру "Метан", яка забезпечує безупинний контроль концентрації метану, сигналізує та відключає усі приймачі електричного струму на виймальній ділянці у разі виникнення небезпечних концентрацій. До оператора АГЗ виведені свідчення приладів газового захисту, що контролюють газову обстановку в цілому по ділянці. При перевищенні концентрації газу апаратура газового захисту впливає на загальний пуск штреку або загальний фідерний автомат і відключає напругу в загазованій виробці.

Управління комбайном і конвеєром по лаві здійснюється від пульта управління на комбайну.

Для відключення механізмів при зриві натяжних або приводних станцій використовуються кінцеві вимикачі, введені в схему управління механізмів.

Захист електродвигунів кабелів від струмів КЗ здійснюється максимально - струмовим захистом, вбудованим в пускачі, фідерні автомати, підстанції.

Освітлення гірничих виробок здійснюється світильниками РВЛ – 20 від пускових агрегатів АПШ – 4. В межах ділянки освітлюються: пункти навантаження та перевантаження вугілля; енергопоїзд лави; конвеєрна лінія; привибійний простір лави і т. ін.

Телефонні апарати встановлені на обох сполученнях лави зі штреками, а також в місці перевантажування вугілля на стрічковий конвеєр. Повздовж лави та на конвеєрному штреку передбачаємо гучномовний зв'язок.

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 КТВП-630/6-0.69, СУВ 350, АПШ, АУС використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 3 м. Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці. 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 КА 90, конвеєру СПЦ 162, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24, 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.

Головний заземлювач у шахті влаштований у зумпфі допоміжного стовбура. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в водозбірнику вентиляційного стовбура. В якості заземлювача використовуємо смугу товщиною 5 мм, шириною 30 см та довжиною 3 м. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Крім заземлення захист людей від поразки електричним струмом здійснюється з застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Загальний час відключення мережі напругою 660 В складає не більш 0,2 с.

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 забезпечуються 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 на-

дання 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 складає 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 незараженої 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.

2.5.3 Заходи по боротьбі з пилом

На шахті здійснюються заходи щодо знепилення повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилення повітря.

Гірничі машини, під час роботи яких утворюється пил, оснащені засобами пилопридушення. Забороняється експлуатація таких машин без засобів пилопридушення, а також тоді, коли конструкція та параметри роботи цих засобів не відповідають вимогам посібників з експлуатації відповідних машин, або в разі несправності блокувального пристрою, що перешкоджає запускові машини в разі порушення пилопридушення.

Розпилювання (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсунками (зрошувачами) під тиском не менше за 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше за 1,2 МПа.

Під час проведення очисних робіт, а також під час проведення виробок комбайнами вибіркової дії застосовується попереднє зволоження вугілля у масиві.

Якщо засоби боротьби з пилом у діючих вибоях не забезпечують зниження запилення повітря до гранично допустимих концентрацій, розробляються заходи, що забезпечують виключення перебування людей у запиленій зоні, і проводиться знепилення повітря, що виходить із цих вибоїв.

Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для завантаження і розвантаження скипів обладнані засобами аспірації та очищення повітря, а також пристроями для запобігання просипання гірничої маси та пилоутворенню.

Забороняється на діючих шахтах подавання свіжого струменя повітря на стволах, обладнаних підйомами зі скіпами або перекидними клітьми, які не мають засобів пилопридушення.

Під час виробничих процесів, що супроводжуються утворенням або виділенням пилу повинен здійснюватися контроль його концентрації відповідно до Інструкції з виміру концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Розробка заходів щодо боротьби з нестійкою покрівлею в лаві

Вступ

Незважаючи на те, що число комплексно-механізованих очисних вибоїв в галузі неухильно росте, середньодобовий видобуток у них не тільки не зріс, але і знизився. Основні тенденції зниження навантаження на комплексно-механізовані очисні вибої пояснюються ускладненням гірничо-геологічних умов, що приводить до вивалів нестійких порід покрівлі, простогом очисної техніки, підвищення трудомісткості робіт на кінцевих операціях, зниження продуктивності праці, погіршення умов та безпеки праці гірничо робочих.

Видобуток у вибоях з нестійкими покрівлями різко падає, зростає зольність вугілля. Більшість комплексів не забезпечує задовільного підтримання нестійких покрівель.

Практика попередніх років показала, що надійними засобами зміцнення нестійких порід являється фізико-хімічні засоби, які полягають у нагнітанні у тріщини порід рідких хімічних композицій, придатних твердіти та склеювати окремі прошарки нестійких порід.

Зміцнення покрівлі на протяжних ділянках лав з нестійкою покрівлею, на їх сполученнях з виробками та в місцях геологічних порушень являється ефективним засобом по підвищенню безпеки праці, зниженню собівартості вугілля та його зольності, збереження рівня видобутку.

З часів з'явлення проблеми вивалів вчені працювали над цим питанням і намагалися розрішити це. В 1975 – 1985 рр. більш ніж у 60 видобувних вибоях шахт вугільних басейнів були проведені широкі дослідження по зміцненню нестійких порід карбамідними, фенолформальдегідними та магнезіальними складами з вживанням для їх нагнітання обладнання, призначеного для інших цілей.

По даним [25] в Германії у вугільних шахтах акціонерного товариства “Рурколе” у 90-95 % випадках поліпшення стійкості порід в очисних вибоях здійснювалось нагнітанням хімічних складів, а у 5-10% - армуванням металевими, дерев'яними, або пластмасовими стержнями.

Застосування засобів зміцнення порід в очисних вибоях нагнітанням скріплюючих складів значно підвищує навантаження на очисний вибій. Так. на шахтах «Хуго», «Міністр Ахенбах» (Германія) та інш. зміцнення нестійкої покрівлі на пластах потужністю 1,8-2,2 м нагнітанням поліуретану привело до підвищення навантаження з 600 т/добу до 1600т/добу. В 2001 р. на шахтах Германії для зміцнення порід було використано біля 15 тис. т поліуретану.

У вугільній промисловості країн б. СРСР найбільший об'єм зміцнення гірничих масивів досягнуто в Донбасі та Карагандинському басейні.

У Донбасі роботи були направлені на зміцнення порід нестійкої покрівлі очисних вибоїв з використанням імпортного поліуретану та обладнання. В Ка-

рагандинському вугільному басейні з 1980 р. під методичним керівництвом КНДІ ведуться систематичні праці по зміцненню нестійких порід і вугілля нагнітанням зв'язувальних составів.

Для вивчення можливостей зміцнення вуглепородних масивів нагнітанням зв'язуючих составів у Печорському басейні ІГД ім. А.А.Скочинського провели опитні роботи, у результаті яких визначили мінералогічні та фільтраційні властивості масивів, вибрали найбільш ефективні зв'язуючі состави на основі карбамідформальдегідних смол, їх рецептуру та модифікатори, провели промислові іспитання цих составів з вживанням серійних нагнітаючих установок УН-35, УНВ та ін., працюючих по однорастворній схемі.

З зростанням глибини залягання родовища розвиваються геологічні процеси, відбуваються порушення сплошності пласта їх розслоїння та порушення, втрата стійкості, а при стеженні інших несприятливих факторів-схильність к викидам та гірничим ударам. Фундаментальні дослідження по вивченню зміцнення нестійкої покрівлі були проведені нашими та закордонними вченими М.М.Протод'яконовим, В.Т.Давидянцем, П.М.Цимбаревичем, К.В.Руппеней-том.

Механізм та закономірність утворення зон пород над очисними виробками та обумовленими цими режимами праці крепей описуються гіпотизой Е.Н.Кузніцова, яка підрозділяє породи над пластами отнасящихся до безпосередній покрівлі, та вище лежачих, до основній.

Технологи, спеціалісти по зміцненню рішення дві задачі: розробити недорогі зв'язувальні состави; оптимізувати параметри технології зміцнення. Так УКРНІМІ запропонував состав на основі карбомідної смоли. Карбомідні смоли на порядок дешевше поліуретанових. Однак не слід очікувати зниження витрат на зміцнення, так як параметри технології прийняті без достатнього обґрунтування та практично відповідають рекомендаціям попередніх галузевих документів. У цих документах довжина шпура (головний показник) для нагнітання составів прийнята виходячи з необхідності забезпечення добового посування лави 4 м., як на шахтах Германії, а не на геомеханічній основі. Довжина шпурів, місце їх розташування, параметри нагнітання составів залежать від проникності тріщинуватих порід, котра нерівномірна у глиб масиву та на різній відстані від лави, а також різна на кінцевих та на протяжних ділянках.

На даному етапі розвитку геомеханіки недостатньо вивчати окремі властивості масиву та скріплюючих составів. Необхідно вивчати закономірність їх взаємодії з тріщинуватими, неоднорідними, анізотропними, деформуючими у часі та у просторі вміщувальними породами поперед лави.

Вченими ДГМІ були запропоновані двох компонентні состави на основі карбомідних смол КФ-Ж, КФ-МТ-15, КФ-Б, КФПС-2 та полівінілацетатной дисперсії(ПВАД) у якості отвердителя та для зменшення усадки отвердіючого складу. Довгий час гелеутворення дозволяє зробити просту одно розчину схему. Состави отверждаються довго та використовуються для завчасного зміцнення.

Для збільшення об'єму зміцнення порід на вугільних шахтах, зниження витрат на виробництво робіт перспективне вживання зкріплюючих составів на основі карбомідних смол. Параметри технології нагнітання составів необхідно

визначити з урахуванням закономірностей взаємного зв'язку фільтраційних, деформаційних властивостей трещиноватого неоднорідного анізотропного масиву та технологічних параметрів составів для зміцнення.

3.1 Шахтний досвід по керуванню хибною покрівлею

На шахті «Новодружеська», як і на інших шахтах ВАТ «Лисичанськвугілля» відпрацьовуються тонкі і середньої потужності пласти на середній і великій глибинах. Покрівля представлена в основному глинястим сланцем, піщаним сланцем, а також пісковиком. У порівнянні з іншими геолого-промисловими районами Донбасу пласти і покрівля менш порушені, однак, у місцях плікативних порушень, розмивів, розривних геологічних порушень покрівля "хибна", вивали досягають висоти 2-3 м. В межах виймальних полів спостерігаються ділянки "хибної" покрівлі довжиною 20-150 м – уздовж лави, 130-375 м - по напрямку посування лави. Сумарна площа "хибної" покрівлі в місцях геологічних порушень за рік складає більш 40 тис. м². Крім того, часто відбувається обвалення покрівлі на кінцевих ділянках лав.

З метою забезпечення безпеки робіт, а також продуктивної роботи лав на шахті виконуються наступні заходи щодо керування "хибною" покрівлею.

На протяжних ділянках лав у місцях вивалоутворювання здійснюється прибирання породи за допомогою піддир довжиною не менш 1,6 м. При цьому встановлюються дерев'яні ремонтини під "підлапки". Після прибирання породи над секціями механізованого кріплення викладаються костри зі шпального бруса і виробляється розпір секції.

У даний час при відпрацьовуванні виймального поля для боротьби з "хибною" покрівлею технічною радою шахти було прийняте рішення про застосування випереджального підтримуючого кріплення (шил'їв) разом з однорядним анкеруванням. Означена технологія дозволяє утримувати породи покрівлі від обвалення в привибійний простір при виїмці вугілля з обліком підхоплення покрівлі перекриттями секцій механізованого кріплення.

Технологія встановлення шил'їв полягає в наступному. Після проходу комбайна до пересувки секцій кріплення проводиться буріння шпурів по вибою довжиною 2,5 м. Шпури буряться на контактні вугілля і породи покрівлі і по породі покрівлі на висоті 0,9-0,95 м від подошви пласту. Буріння шпурів здійснюється під захистом секцій кріплення і тимчасових дерев'яних стійок, встановлених на відстані 0,3 м від вибою і 0,8 м друг від друга. До буріння шпурів над верхняками секцій викладаються дерев'яні костри.

Над кожною секцією бурять 2 шпури і впроваджують 2 стрижні (довжина стрижня - 3,2 м, діаметр 30 мм) на всю глибину. Інші 0,7 м до задвижки секцій консольно виступають від вибою Відстань між шпурами 0,6 м.

Після впровадження шил'їв і встановлення анкерів (довжина анкера 2,5 м) роблять пересувку секцій і підхоплення виступаючих кінців консольною частиною секцій. Для закріплення стрижнів у масиві в шпури вставляють по 1 ампулі з поліуретановою смолою.

Виїмка смуг вугілля проводиться після закріплення всієї зони обвалення стрижнями.

Після виїмки двох смуг (1,6 м) проводиться буріння наступних шпурів на 2,5 м і вставляють нові шиль'я. Шпури бурять поруч зі шпурами попереднього циклу. Таке розташування шпурів дає можливість здійснити перехоплення покрівлі новими стрижнями до виходу попередніх із зони впровадження у вибій. Надалі така послідовність робіт повторюється.

Досвід експлуатації цієї технології показав, що її використання не раціонально в зв'язку з великою трудомісткістю робіт і витратами часу, хоча і приводить до очікуваного позитивного ефекту.

Інші заходи щодо попередження обвалення "хибною" покрівлі в привибійний простір лав на шахті не застосовувалися.

3.2 Досвід по керуванню "хибною" покрівлею на сусідніх шахтах

В аналогічних гірничо-геологічних умовах на ш. Гірська ДП Первомайськвугілля для боротьби з "хибною" покрівлею застосовувалася також технологія з використанням випереджального підтримуючого кріплення.

Технологія встановлення шиль'їв наступна. Після зупинки комбайна і конвеєра проводилося обстукування покрівлі і обвалення навісів за допомогою довгомірного інструмента (штанги довжиною 2,5-3,0 м, лопата з ручкою довжиною 1,5 м). Далі проводиться буріння шпурів довжиною 2,0 м у породах покрівлі на контакт "хибною" покрівлі з пластом.

Відстань між шпурами уздовж лави складає 0,5 м. Після буріння 6 шпурів (по 3 шпури проти кожного перекриття секцій кріплення) в них вставляють металеві шиль'я – відрізки арматурної сталі довжиною 2,5 м і діаметром 30-32 мм. Другий кінець шила заводиться на перекриття секції кріплення і защемляється шляхом розпору гідро стійок. З метою утримання шиль'їв на одному рівні при знятті розпору на одній із двох секцій на двох сусідніх секціях кріплення уздовж лави на перекритті встановлюється швелерна балка довжиною 3 м. Встановлення випереджального підтримуючого кріплення на наступних 2-х секціях здійснюється тільки після встановлення нижче і вище розташованих секцій кріплення на розпір.

Довжина металевих шиль'їв обумовлена посуванням вибою лави за цикл на 0,8 м з урахуванням виїмки 2-х циклів і розташуванням кінців штанг у масиві на глибині 0,4 м, чим забезпечувалася нахлестка штанг, встановлених для підтримки покрівлі на останніх 2-х циклах виїмки вугілля.

Буріння шпурів і установка штангового кріплення на 2-му циклі здійснювалася на контакт пласту вугілля з «хибною» покрівлею при дотриманні вказаного порядку.

Досвід експлуатації технології показав, що вона не приводить до очікуваного позитивного ефекту.

Інші заходи щодо попередження обвалення "хибною" покрівлі в привибійний простір лав на шахті не застосовувалися.

3.3 Характеристика гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов

Вугільний пласт ℓ_2 в межах проектованої ділянки має просту будову. Середня потужність пласту складає 1,0 м, кут падіння 14° . Пласт характеризується витриманою потужністю і спокійним заляганням. Тектонічних порушень на ділянці не прогнозується.

Безпосередньо над пластом просліджується "хибна" покрівля, представлена глинястим сланцем потужністю до 0,3 м, місцями 0,7-1,5 м і міцністю 2,5. Вище розташований пласт глинястого сланцю потужністю 14 м і міцністю 4,5, над яким залягає пісковик потужністю 4 м і міцністю 12.

Безпосередня підшва пласту представлена сланцем піщаним потужністю 12 м і міцністю 7.

Розмір виймальної ділянки: по простяганню – 1100 м, по падінню – 200 м. Глибина розробки – 500 м.

Пласт безпечний по раптовим викидам вугілля, породи і газу. Вугілля до самозаймання не схильне.

Очисні роботи в лаві ведуться механізованим комплексом 1МКД 90 з комбайном КА 90. Спосіб керування покрівлею – повне обвалювання.

"Хибна" покрівля має наступні геомеханічні параметри:

коефіцієнт міцності $2 < f \leq 3$;

відстані між тріщинами в слою $\Gamma = 0,1-0,4$ м;

потужність слою $B = 0,05-0,3$ м;

розмір стійкого шагу зависання у виробленому просторі після пересування кріплення $D = 0$ м.

Параметри механічних властивостей порід покрівлі представлені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Параметри механічних властивостей порід покрівлі

№ пласту	Тип порід	Поріг міцності, МПа, на:		
		стискання	розтягання	вигин
1	глинястий сланець	27,0	2,7	8,9
2	піщаний сланець	80,0	8,0	26,4
3	пісковик	125,0	12,5	41,3

Обсяг "хибної" покрівлі, що підлягає зміцненню:

$$V_{x.n} = L_{||} \cdot L_{\perp} \cdot h, \text{ м}^3, \quad (3.1)$$

де $L_{||}$, L_{\perp} - довжина ділянки "хибної" покрівлі відповідно уздовж лави і по напрямку її посування, м;

h – потужність хибної покрівлі, м;

$$V_{x.n} = 30 \cdot 200 \cdot 0,3 = 1800 \text{ м}^3.$$

Ділянка сильнотріщуватих порід перед лавою [7]:

$$L_x = m \cdot \left(-0,2 + \frac{1,8}{\sigma_p} \right), \text{ м}, \quad (3.2)$$

де σ_p – поріг міцності порід на розтягання, Мпа;

$$L_x = 0,72 \cdot \left(-0,2 + \frac{1,8}{2,7} \right) = 0,35 \text{ м.}$$

3.4 Аналітичний огляд способів боротьби з хибною покрівлею у лаві

При кріпленні лав для запобігання обвалення хибної покрівлі з метою поліпшення стійкості покрівлі і характеру взаємодії кріплення з бічними породами, а також забезпечення безпеки виконавців і надійності роботи устаткування застосовують додаткові заходи, що поділяється на технічні і технологічні.

До технічних мір відносяться:

- зменшення ширини захоплення виконавчого органу комбайну (застосовується в основному при використанні індивідуального кріплення);
- залишення захисної вугільної пачки у покрівлі;
- присічка хибної покрівлі;
- зміна напрямку відпрацьовування виймального поля (в залежності від кута зустрічі між лавою і напрямком системи тріщин покрівлі);
- керування початковим розпором секцій при пересувці.

Дані заходи звичайно недостатньо ефективні чи неекономічні, тому рекомендуються до застосування технічні заходи, основні з яких представлені нижче.

3.4.1 Затягування покрівлі сіткою

Необхідне устаткування і матеріали: пристрій для затягування покрівлі рулонним матеріалом, металева тканина сітка № 10,0-1,0, чи синтетичний матеріал, допущений до застосування в шахті. Технологія робіт полягає в наступному. До початку робіт сітка в рулонах доставляється до місця затягування. При підході комбайна до місця початку затягування покрівлі робітники заряджають рулон у спеціальне пристосування на комбайні і закріплюють кінець за верхнє перекриття секції. Далі сітка змотується автоматично з барабана (спецпристрою) по мірі руху комбайну.

Розробки по створенню штучного пласту шляхом затягування покрівлі в очисному вибої рулонним матеріалом не знайшли застосування на практиці.

3.4.2 Кріплення випереджальним штанговим кріпленням

Необхідне устаткування, засоби кріплення і матеріали: ручне свердло з комплектом бурового інструмента, стрижні з арматурної сталі діаметром 30-32 мм, довжиною 2,5-3,0 м. Технологія робіт: при зупиненому конвеєрі і комбайні бурять шпури (відстань між шпурами приймається в залежності від ширини

верхнього перекриття секції мехкріплення) поблизу контакту пласту з покрівлею в проміжку між такими ж шпурами попереднього циклу. Довжина шпурів приймається рівної двом захопленням при вузькозахватній виїмці. У підготовлені шпури заводять стрижні штангового кріплення довжиною, що забезпечує перекриття безстійкового простору після введення його в шпур до упору. Вільний кінець стрижня заводиться на верхнє перекриття секції мехкріплення.

3.4.3 Кріплення анкерами з механічним закріпленням їх у шпурах

Устаткування, засоби закріплення і матеріали: ручне чи з примусовою подачею свердло з комплектом бурового інструмента, анкери механічні серійного виробництва типу АД-1. Технологія робіт: при зупиненому комбайні і конвеєрі бурять шпури на ділянці завалених порід, заводять у них анкери і фіксують їх, перевіряючи надійність закріплення динамометричним ключем, стягають кінці анкерів планками (дерев'яними, металевими). Після виїмки вугілля на черговому циклі шпури буряться в проміжку між анкерами попереднього циклу в шаховому порядку. У них також встановлюють анкери. Параметри технології приведені та схемі.

3.4.4 Анкерування з хімічним закріпленням анкерів

У нашій країні технологія хімічного анкерування розроблена ДонВУГІ. Вона полягає в наступному: у місці вивалу породи з покрівлі над вугільним вибоєм бурять два ряди шпурів (нижні по куті 0-10°, верхні – 45-60° до площини напластування порід). У шпур доставляють забійником ампули з поліуретановим складом і потім руйнують їх анкером, що, обертаючи електросвердлом, подають у шпур. Через 30-40 с перемішаний склад спінюється, збільшується в обсязі в 3-4 рази і через 1-3 хвилини затвердіває, міцно з'єднуючи анкер з масивом порід. На кінці анкерів (верхнього і нижнього) надягають дерев'яні чи металеві прогони, прокладки і нагвинчують гайки (див. схему в графічній частині).

Після виїмки вугілля (2-3 смуги) роблять повторне анкерування. При цьому шпури бурять під кутом 15-30° до площини напластування порід.

Ампули містять поліефір і пробірку з кодицином, що є отвердителем. Для обертання анкера свердлом застосовують спеціальні перехідники.

3.4.5 Нагнітання поліуретанових складів

Процес нагнітання скріпного складу містить у собі підготовчі операції (буріння шпурів, монтаж лінії гучномовного і телефонного зв'язку, доставку запірно-змішувальної апаратури в лаву, доставку до нагнітальної установки ємкості з компонентами скріпного складу, перевірку працездатності нагнітального устаткування й ін.); безпосередньо роботи з нагнітання і заключні операції (демонтаж змішувально-запірної апаратури, прибирання засобів буріння, промивання нагнітальної установки, демонтаж лінії зв'язку й ін.)



Рисунок 3.1 - Затяжка покрівлі рулонним матеріалом



Рисунок 3.2 - Випереджальне штангове кріплення

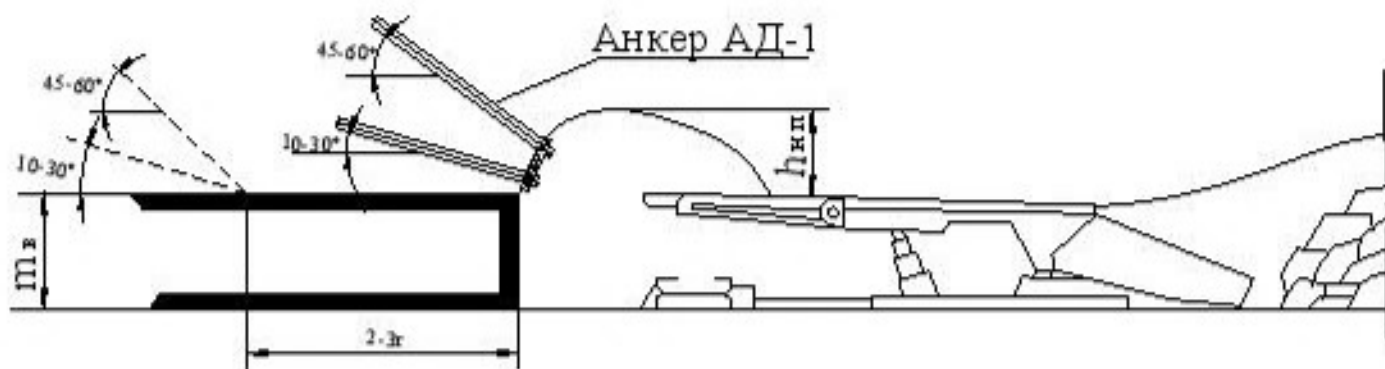


Рисунок 3.3 - Анкерування з механічним закріпленням анкерів

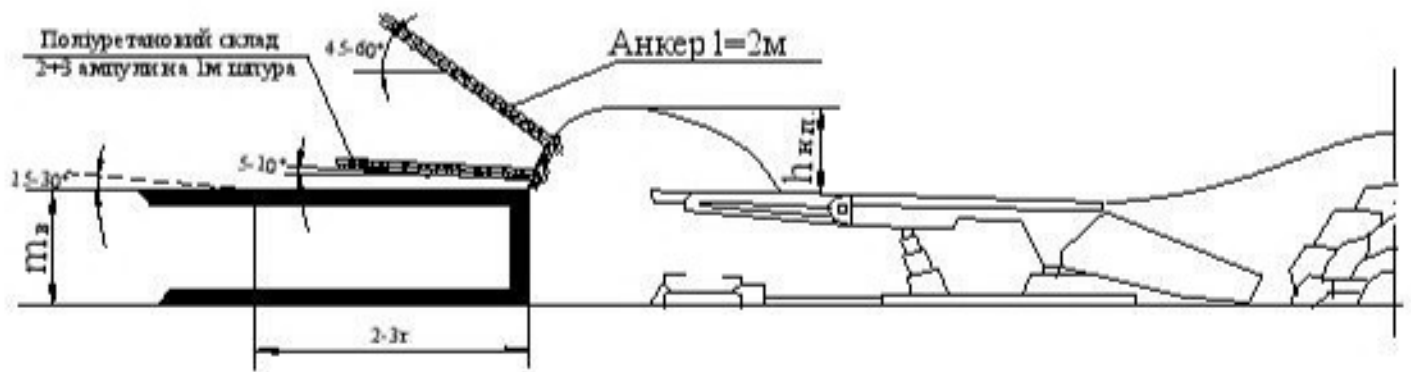


Рисунок 3.4 - Анкерування з хімічним закріпленням анкерів

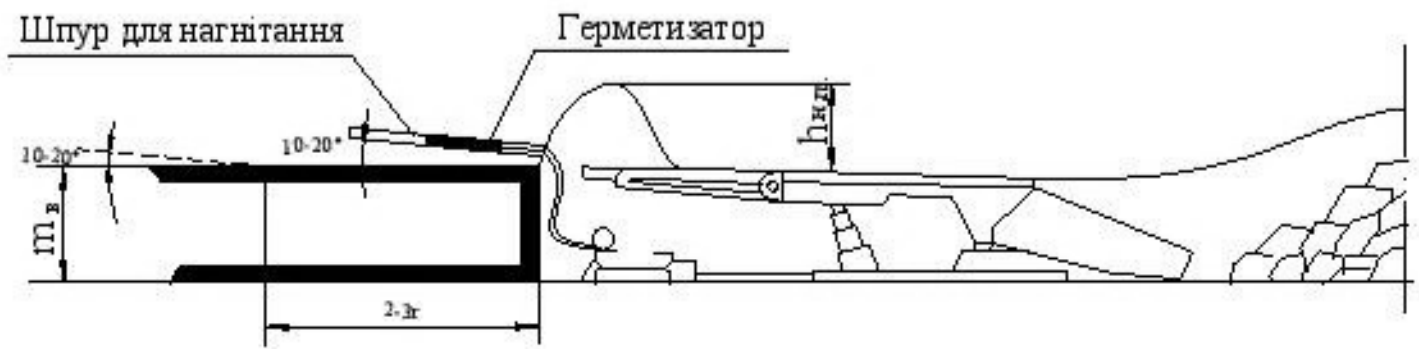


Рисунок 3.5 - Нагнітання скріплюючих складів

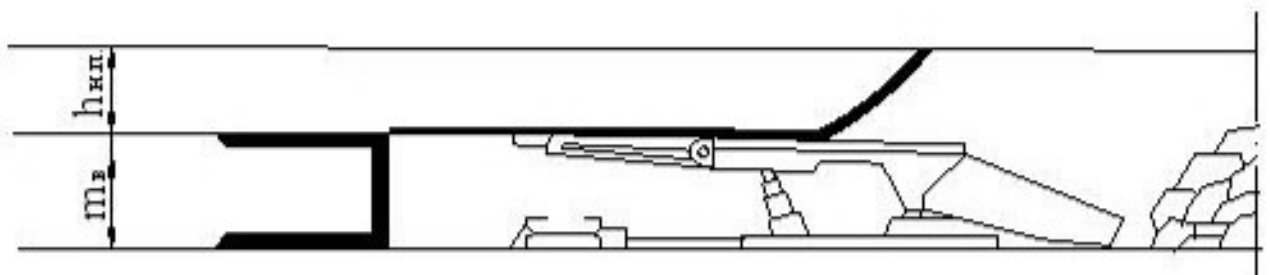


Рисунок 3.6 - Безшпуровий спосіб зміцнення

Поліуретанові склади нагнітають через шпури діаметром 42-45 мм, довжиною 4,0-4,5 м. Герметизація їх здійснюється на глибині 1,2-1,5 м. Номінальний тиск нагнітання складає 2-5 МПа, темп нагнітання 7-9 л/хв.

Кут підйому шпурів, відстань між ними залежать від потужності "хибних" порід, їхньої проникності [7]. Повторно виконувати роботи по нагнітанням рекомендується після посування лави на 3,5-4,0 м. Схема нагнітання скріпних складів приведена в графічній частині.

Необхідно відзначити, що хімічні способи зміцнення порід є прогресивними й економічно вигідними [7]. Однак, це багатоопераційні, не автоматизовані технології, що включають процес буріння шпурів. Так, наприклад, основні процеси технології зміцнення порід нагнітанням складів, що виконуються безпосередньо в лаві займають: буріння шпурів – 25 %, нагнітання складів – 25 %.

Особливо складно бурити шпури в стиснутих умовах призабойного простору очисних вибоїв на тонких пластах, де практично не можна сполучати буріння шпурів, нагнітання складів з виїмкою вугілля. Тому, у даний час, поряд з удосконалюванням існуючих технологій, важливий й інший напрямок - безшпурова малоопераційна технологія зміцнення покрівлі [7].

3.4.6 Безшпуровий спосіб зміцнення

Донбаським гірничо-металургійним інститутом запропонований безшпуровий спосіб зміцнення покрівлі в лаві, сутність якого полягає в наступному. При відпрацьовуванні вугільного пласту після виїмки вугілля у лаві відбувається обвалення покрівлі біля вугільного вибою. На розлам цих порід всплошну наноситься синтетичний клей, що після отверднення утворить скріпний пласт. Потім клей наноситься на поверхню, що оголюється при виїмці вугілля, покрівлі для створення захисного пласту. Скріпний і захисний пласти запобігають вивалам породи в привибійний простір лави, попереджає тріщиноутворення і розпластування, зберігає несучу здатність приконтурного породного масиву. Безшпуровий спосіб зміцнення порід був випробуваний на трьох шахтах ДП Луганськвугілля.

3.4.7 Комбінований спосіб зміцнення

Рекомендується використовувати в складних умовах ("хибні" породи неоднорідної будови, наявність дзеркальної поверхні незрушуваного пласту чи поверхні, що знову оголюється), коли застосування одного способу не виявляється досить ефективним і надійним.

Комбінований спосіб містить у собі наступні варіанти:

- безшпуровий і хімічне анкерування;
- безшпуровий і нагнітання складів;
- безшпуровий, хімічне анкерування і нагнітання складів.

Комбінований спосіб зміцнення успішно застосовується на сполученні конвеєрного штреку з лавою на шахті ім. Ф.Е. Дзержинського ДП Ровенькиантрацит.



3.7 - Комбінований спосіб зміцнення

3.5 Вибір способу попередження обвалення "хибної" покрівлі в лаві й обґрунтування його параметрів

3.5.1 Вибір способу

Вибір способу попередження обвалення нестійких порід покрівлі здійснюємо на основі аналізу заданих гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, а також областей застосування представлених у п. 3.4 способів, з урахуванням можливості їхнього здійснення. Тому що потужність зрушуваних порід у межах можливого поля має значні коливання, то доцільно передбачити різні заходи для різних ділянок.

Так на ділянках з потужністю "хибних" порід 0,06-0,24 м раціонально робити присічку "хибного" пласту. Для ділянок з потужністю "хибних" порід 0,7-1,5 м доцільно прийняти технологію хімічного зміцнення.

У даних умовах найбільш раціонально використовувати спосіб зміцнення шляхом нагнітання скріпних складів, що є прогресивним ефективним засобом у боротьбі з вивалоутворюванням порід.

Спосіб рекомендується застосовувати для сильнотріщинуватих порід (1 і 2 групи по тріщинуватості, розмір шматків менш 0,5 м) і їхньої потужності 0,8 м і більш.

3.5.2 Обґрунтування параметрів технології

Параметри технології нагнітання хімічних складів:

- довжина шпуру, глибина герметизації;
- відстань між шпурами;
- кут нахилу до площини напластування порід;
- кут між шпурами і площиною вибою;
- витрати складу на шпур;
- тиск нагнітання.

Найважливіший з них – довжина шпуру. Згідно [7], параметри технології зміцнення рекомендуються виходячи з оптимальної довжини шпура, рівної 4,0 м. Дана довжина рекомендується виходячи з організаційних, а не геомеханічних умов, тому неминучі непродуктивні витрати на буріння шпурів, перевитрата складів, їхнього виток у вугільний пласт, вироблений чи закріплений простір [7]. На підставі проведених у ДГМІ досліджень [7] доцільно довжину шпурів прийняти рівною 2,0 м. Глибина герметизації при цьому складе 0,6 м. Відстань між шпурами визначається з урахуванням закономірностей проникності, потужності порід, потужності зміцненого шару і вимог мінімальної втрати скріпних складів.

Розрахуємо потужність зміцненого шару по формулі [7]:

$$h_1 = \left[3 \cdot \gamma_n \cdot h \cdot l \cdot (1 + l_c) \cdot a \cdot (r \cdot \sigma_p)^{-1} \right]^{1/2}, \text{ м}, \quad (3.3)$$

де γ_n – об'ємна вага порід, Н/м³;
 h – потужність порід, схильних до обвалення, м;
 l – необхідна, за умовами технології кріплення, довжина стійкого оголення покрівлі уздовж лави, м;
 l_c – ширина секції кріплення м;
 r – ширина захоплення комбайна, м;
 a – коефіцієнт, що враховує рішення плоскої задачі ($a = 1$);
 σ_p – поріг міцності породи на розрив, МПа.

$$h_1 = \left[3 \cdot 0,025 \cdot 1,1 \cdot 6,5 \cdot (6,5 + 1,45) \cdot 1 \cdot (0,8 \cdot 2,7)^{-1} \right]^{1/2} = 1,4 \text{ м.}$$

Відстань між шпурами:

$$l_{\text{м.ш}} = h \cdot k_a \cdot k_n, \text{ м,} \quad (3.4)$$

де k_a – коефіцієнт, що враховує анізотропію проникності ($k_a = 1,3$);
 k_n – коефіцієнт, що враховує нерівномірність проникності порід на фільтруючій ділянці шпуру ($k_n = 0,8$);

$$l_{\text{м.ш}} = 1,1 \cdot 1,3 \cdot 0,8 = 1,14 \text{ м.}$$

Остаточно відстань між шпурами приймаємо виходячи з умови:

$$h \leq h_1 \quad l_{\text{м.ш}} = h_1$$

тобто при $h = 1,1 \text{ м} < 1,4 \text{ м}$, $l_{\text{м.ш}} = 1,1 \text{ м}$.

Інші параметри технології нагнітання приймаємо згідно з [7]:

- діаметр шпуру – 42 мм;
- кут підйому шпуру – 15°;
- тиск нагнітання – 2-5 МПа;
- темп нагнітання – 0,007-0,009 м³/хв;
- витрата складу – 30 л/шпур.

Уточнення значень параметрів здійснюється за результатами пробних нагнітань.

Як хімічній склад для нагнітання приймаємо карбонідний склад, що містить у собі:

- смолу карбомідну типу КФПС 2 – 70 %;
- полівінілацетатну дисперсію марки ДЭ 51/10 – 29 %;
- щавлеву кислоту – 1 %.

У якості нагнітальної установки приймаємо розроблену в ДГМП установку на основі шестерних насосів типу НШ-10 і НШ-32 з електричним приводом, що можуть працювати по одно- чи двосторонній схемі. Технологічна схема нагнітання представлена в графічній частині.

3.5.3 Організація робіт

Процес нагнітання скріпного складу містить у собі наступні операції:

- буріння шпурів;
- монтаж системи;
- прокачування системи;
- монтаж змішувально-запірної апаратури;
- нагнітання;
- доставка матеріалів;
- демонтаж устаткування і промивання нагнітальної установки.

На період робіт зі зміцнення гірничого масиву на виймальній ділянці доцільно організувати бригаду в кількості чотирьох чоловік під керівництвом ІТР. Члени бригади повинні виконувати наступні роботи: один керує нагнітальною установкою; другий заливає компоненти складу у видаткові ємності і двоє робітників у зоні зміцнення герметизують шпури, підключають їх до магістралі, здійснюють контроль за ходом зміцнення.

До моменту початку нагнітання повинне бути пробурено не менш 2-х шпурів. Надалі роботи з буріння і нагнітання можуть вестися паралельно. Роботи зі зміцнення рекомендується виконувати в ремонтно-підготовчу зміну.

3.5.4 Заходи безпеки

Перед початком робіт необхідно обібрати навислі шматки породи і вугілля. При виконанні робіт всі дії узгоджуються один з одним.

Вантаження і вивантаження дерев'яних стійок з конвеєра проводити тільки за задній по ходу руху конвеєра кінець стійки.

Всі роботи проводити тільки під керівництвом особи технічного нагляду ділянки.

Дозволяється користуватися тільки справним інструментом.

Забороняється поєднання робіт по виїмці вугілля і оформленню геологічного порушення.

Забороняється знаходження людей на конвеєрі.

Забороняється під час викладення клітей ведення будь-яких робіт, що створюють шум.

Вантаження і вивантаження дерев'яних стійок з конвеєра проводити тільки при зупиненому конвеєрі.

Забороняється знаходження людей на конвеєрі без зняття напруги з пускача конвеєра і комбайна.

Забороняється виїмка вугілля комбайном в зоні гірничо-геологічного порушення без застосування виносного пульта управління.

Забороняються роботи по виїмці вугілля комбайном за відсутності зв'язку і передпускової сигналізації в лаві.

При веденні робіт по викладенню клітей повинен вестися постійний контроль за станом крівлі спеціально призначеним робочим.

При виявленні ознак, загрозливих безпеці людей, роботи негайно припиняються.

Забороняється працювати в лаві без спецодягу.

При посадці основної покрівлі робочі, захоплені в зоні гірничо-геологічного порушення, повинні лягти обличчям вниз між першим і другим рядами стійок мехкріплення 1КД-90 і по можливості закрити спецодягом відкриті ділянки тіла.

3.6 Економічна ефективність від прийнятих рішень

Економічну ефективність розрахуємо двома способами.

Річний економічний ефект від зміни якості вугілля визначається по [25, 26].

Величина середньої експлуатаційної зольності розраховується до формулі:

$$A_B^d = \frac{A_{B(1)}^d \cdot L_{(1)} + A_{B(2)}^d \cdot L_{(2)}}{L_{\text{л}}}, \%, \quad (3.5)$$

де $A_{B(1)}^d, L_{(1)}$ - відповідно, зольність (%) на ділянці з потужністю нестійких порід $h_{\text{н.п}} = 0,06-0,24$ м і довжина цієї ділянки уздовж лави (м);

$A_{B(2)}^d, L_{(2)}$ - відповідно, зольність (%) на ділянці з $h_{\text{н.п}} = 0,7-1,5$ м і довжина цієї ділянки уздовж лави (м);

$L_{\text{л}}$ - довжина лави, м.

Експлуатаційна зольність розраховується по формулі:

$$A_B^d = \frac{m_{\text{пл}} \cdot d_{\text{пл}} \cdot A_{\text{пл}}^d + h_{\text{н.п}} \cdot d_{\text{н.п}} \cdot A_{\text{н.п}}^d}{m_{\text{пл}} \cdot d_{\text{пл}} + h_{\text{н.п}} \cdot d_{\text{н.п}}}, \%, \quad (3.6)$$

де $m_{\text{пл}}, d_{\text{пл}}, A_{\text{пл}}^d$ - відповідно, потужність (м), об'ємна маса (т/м^3) і зольність (%) пласту вугілля;

$h_{\text{н.п}}, d_{\text{н.п}}, A_{\text{н.п}}^d$ - відповідно, потужність (м), об'ємна маса (т/м^3) і зольність (%) нестійких порід.

На ділянці 1 ($h_{\text{н.п}} = 0,06-0,24$ м) зольність складе:

$$A_B^d = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 0,15 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 0,15 \cdot 2,5} = 20,5 \%$$

На ділянці 2 ($h_{\text{н.п}} = 0,7-1,5$ м) зольність складе:

$$A_B^d = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 1,1 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 1,1 \cdot 2,5} = 46,1 \%$$

Експлуатаційна зольність складе:

- до заходів:

$$A_{\text{в до зах}}^{\text{д}} = \frac{20,5 \cdot 169 + 46,1 \cdot 31}{200} = 24,5 \%$$

- після заходів:

$$A_{\text{в після зах}}^{\text{д}} = \frac{0,98 \cdot 1,81 \cdot 10 + 0,15 \cdot 1,3 \cdot 1,35 + 0,15 \cdot 2,5 \cdot 70}{0,98 \cdot 1,81 + 0,15 \cdot 2,5} = 20,2 \%$$

Величина оптової розрахункової ціни визначається по формулі:

$$\text{Ц}_{\text{р}} = \text{Ц}_{\text{опт}} \cdot \left[1 + \frac{(A_{\text{пр}}^{\text{д}} + A_{\text{ф}}^{\text{д}}) \cdot \Delta A}{100} \right], \text{ грн/т}, \quad (3.7)$$

де $\text{Ц}_{\text{опт}}$ – ціна 1 т вугілля, грн/т (по прейскуранту оптових цін);

$A_{\text{пр}}^{\text{д}}$ - норма зольності по прейскуранті, %;

$A_{\text{ф}}^{\text{д}}$ - середня експлуатаційна зольність, %;

ΔA – величина знижки (надбавки до ціни за зміну зольності на 1%).

Розрахункова ціна 1 т вугілля складе:

- до заходів:

$$\text{Ц}_{\text{р до зах}} = 1100 \cdot \left[1 + \frac{(15,37 + 24,5) \cdot 1,86}{100} \right] = 1201,38 \text{ грн/т.}$$

- після заходів:

$$\text{Ц}_{\text{р після зах}} = 1100 \cdot \left[1 + \frac{(15,37 + 20,2) \cdot 1,86}{100} \right] = 1533,38 \text{ грн/т.}$$

Зміна розрахункової ціни:

$$\Delta \text{Ц}_{\text{р}} = \text{Ц}_{\text{р після зах}} - \text{Ц}_{\text{р до зах}}, \text{ грн/т}; \quad (3.8)$$

$$\Delta \text{Ц}_{\text{р}} = 1533,38 - 1201,38 = 332 \text{ грн/т.}$$

Економічний ефект від зміни розрахункової ціни складе:

$$E_{\text{ц}} = \Delta\Pi_{\text{р}} \cdot A_{\text{доб}} \cdot \frac{L_{\text{н.п}}}{V_{\text{доб}}}, \text{ грн}, \quad (3.9)$$

де $A_{\text{доб}}$ – добове навантаження на лаву, т/добу;

$L_{\text{н.п}}$ – довжина зони нестійких порід (містить у собі ділянки $L_{(1)}$ і $L_{(2)}$ по посуванню лави, м;

$V_{\text{доб}}$ – посування лави за добу, м/добу.

$$E_{\text{ц}} = 332 \cdot 860 \cdot \frac{180}{3,15} = 1573 \text{ тис. грн.}$$

Економічний ефект від упровадження більш прогресивної технології визначається по формулі:

$$E = [C_{\text{б}} \cdot A_{\text{доб}} - (C_{\text{п}} \cdot A_{\text{доб}} + L \cdot h_{\text{н.п}} \cdot V_{\text{доб}} \cdot K \cdot C)] \cdot \frac{L_{\text{н.п}}}{V_{\text{доб}}}, \text{ грн}, \quad (3.10)$$

де $C_{\text{п}}$ – собівартість 1 т вугілля при проектному варіанті, грн/т;

$C_{\text{б}}$ – собівартість 1 т вугілля при базовому варіанті, грн/т (на основі емпіричних даних $C_{\text{б}} = 1,5 - 2,0 C_{\text{п}}$);

$A_{\text{доб}}$ – добовий видобуток з лави т;

L – довжина ділянки, на якій здійснюється нагнітання, м;

$h_{\text{н.п}}$ – потужність нестійких порід, м;

$V_{\text{доб}}$ – добове посування лави, м;

K – втрата складу для зміцнення, т/м³;

C – вартість 1 т хімічного складу, грн/т;

$L_{\text{н.п}}$ – довжина зони нестійких порід по посуванню лави, м.

$$E = [14,72 \cdot 860 - (32 \cdot 860 + 31 \cdot 1,1 \cdot 2,52 \cdot 0,01 \cdot 1200)] \cdot \frac{180}{3,15} = 2450 \text{ тис. грн.}$$

Висновок.

На підставі проведених розрахунків можна зробити висновок, що застосування технології нагнітання скріпного складу замість прийнятих на шахті заходів викликає наступний економічний ефект:

- від упровадження більш прогресивної технології – 1573000 грн;
- від зміни розрахункової ціни за 1 т вугілля 2450000 грн.

Сумарний ефект становить $1573 + 2450 = 4023$ тис грн.

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості способу підготовки прийнятий панельний спосіб, в якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 і добовим навантаженням 1125 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. ℓ_2 . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн 4ПП 5. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням способу зміцнення нестійкої покрівлі у лаві пл. ℓ_2 . Для зміцнення покрівлі запропоновано нагнітання скріплюючих складів.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Новодружеська" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. С.Х. Клорикьян, В.В. Старичнева, М.А. Сребный и др. М.: изд-во МГГУ, 1994.-471с.
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 ДонДТУ, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
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.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зимица Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. 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.
16. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
17. 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).
18. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
19. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Утв. МУП УССР 18.01.80.-М.: 1992.-402 с.

20. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285 с.
21. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
22. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.
23. 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.
24. Проскураков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: М.: 1991.– 356 с.
25. Черняк И.Л. Управление состоянием массива горных пород. –М.: Недра, 1996. – 320 с.
26. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. – Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987. – 34 с.
27. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. – Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994. – 280 с.
28. Клишин Н.К., Марченко Г.А. Безшпуровой способ упрочнения кровли в лавах. Монография. Алчевск: ДГМИ, 1999. – 96 с.
29. Геомеханічне забезпечення гірничих робіт: Задачник / М.К.Клішин – Алчевськ: ДонДТУ, 2005. – 128 с.
30. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987.-34с.
31. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.