

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта "Привольнянська" розташована на території Попаснянського району Луганської області. Адміністративно підпорядкована ПАТ "Лисичанськвугілля".

Найближчими крупними населеними пунктами є міста: Лисичанськ, Новодружеськ, Привілля.

Шахта пов'язана з навколишніми підприємствами під'їзними автомобільними дорогами, які мають вихід на автомагістралі області та залізничними під'їзними шляхами з виходом на станцію "Переїзна", розташованої на ділянці залізничної магістралі Попасна-Сватове Донецької залізниці.

Джерелом електроенергії служить мережа "Донбасенерго".

Джерелом водопостачання шахти являється міський водопровід.

Вугілля використовується як енергетичне паливо на електростанціях та у побутовому секторі.

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.

В літологічному відношенні товща складена аргілітами, алевролітами, пісковиками, вапняками і вугіллям, причому тільки перші верхні світи не містять вугільних пластів, що представляють промисловий інтерес.

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^H	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, k_8^H	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.

Гірничими роботами зрідка зустрінуті малоамплітудні порушення типу скидів та насувів з амплітудами зміщення $0,2...0,5$ м, які істотного впливу на ведення очисних робіт не надають.

По складності тектонічної будови родовище відноситься до II групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
m_3^H	$\frac{1,52-1,68}{1,60}$	$\frac{1,52-1,68}{1,60}$	235	проста	витриманий
k_8	$\frac{1,10-1,30}{1,20}$	$\frac{1,10-1,30}{1,20}$		проста	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марки вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
m_3^H	16,8	4,6	2,6	41,2	7549	Д
k_8	13,7	3,1	2,6	43,4	7739	ДГ, Г

Збагачуваність вугілля змінюється від середньої до дуже важкої.

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, крейдяних, тріасових і кам'яновугільних відкладень.

В обводненні гірничих виробок, в основному, беруть участь води продуктивної товщі кам'яновугільних відкладень. Водомісткими серед кам'яновугільних відкладень є шари вапняків і пісковиків. З'єднуються водоносні пласти між собою по зонах розривних порушень і в місцях штучної тріщинуватості порід над гірничими виробками.

Живлення водоносного комплексу карбону, головним чином, атмосферне і відбувається в місцях виходу на поверхню водопроникних відкладень.

Надходження води в підготовчі та очисні виробки, залежно від водообільності водоносних горизонтів і їх положення щодо вугільних пластів, відбувається у вигляді капіжу і струменів.

Водоносні горизонти, які беруть участь в обводненні виробок шахти, приурочені до пісковиків m_3SM_4 , M_1Sm_3 , L_7Sl_8 , L_6Sl_6 , L_4SL_5 , L_3SL_4 , $L_1^1SL_3$, $L_1Sl_1^1$, k_8SL_1 та вапняків M_1 , L_7 , L_6 , L_5 , L_4 , L_3 та L_1 .

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

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 151 м³/годину;

максимальний – 257 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – III по газу метану.

Відносна метаноносність вугільних пластів – 13,1 м³/т.

Газоносність вмещаючих порід незначна, в зонах впливу тектонічних порушень досягає 0,4 м³/т порід.

Глибина зони газового вивітрювання 235 м.

Випадків суфлярних виділень метану не зареєстровано.

Небезпека шахти за вибуховістю пилу – небезпечна.

Вугілля пластів не схильне до самозаймання.

Небезпека пластів за раптовими викидами вугілля, газу та породи – безпечна.

Небезпека шахти за гірськими ударами – безпечна.

Проходження гірничих виробок по вміщуючих породах здійснюється в силікозо-небезпечних умовах.

Геотермічний градієнт на глибинах 500-1000 м в середньому складає 2,0 °С на 100 м, геотермічна ступінь – 50 м/°С. Температура порід +26 °С відмічається на відмітці мінус 600 м. З цих глибин проведення гірничих виробок здійснюється з застосуванням заходів по охолодженню та кондиціонуванню повітря.

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

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшоша			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГП	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГП	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГП
m_3^H	аргіліт	1,8	4	Б ₃	пісковик	4,5	5	А ₂	алевроліт	2,3	4	П ₃
k_8	алевроліт	2,0	4	Б ₃	алевроліт	5,2	4	А ₂	алевроліт	4,5	5	П ₃

По геологічній будові, витриманості потужності та морфології вугільних пластів родовище віднесене до II групи складності.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – вихода пластів під наноси;

по падінню на південному заході – ізогіпса "-900 м";

по простяганню:

на північному заході – загальна границя з ш. ім. Г.Г. Капустіна, яка розташована на відстані 3000 м від центральних стовбурів;

на південному сході – загальна границя з ш. "Новодружеська", яка розташована на відстані 3500 м від центральних стовбурів.

Розмір шахтного поля:

- по простяганню: 6,5 км;

- по падінню: 3,8 км.

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по пл. k_8 :

по простяганню – 1,2 км;

по падінню – 1,4 км.

по пл. m_3 :

по простяганню – 2,0 км;

по падінню – 1,0 км.

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 350 м;
- по простяганню – 500 м.

Запаси вугілля по розвіданості категорії А складає 25 % від загальних запасів А+В+С₁, по категорії А+В – 55 %, категорії С₁ – 45 %.

Так як ділянка має просту будову, то підрахунок запасів робимо способом середнього арифметичного:

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

де S_r – горизонтальна проекція пласта, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	S_r , м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
m_3^H	2250000	1,60	1,36	4352	
k_8	3992500	1,20	1,34	2701	
Разом				7053	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що він розташований в відробленій частині шахтного поля ($\Pi_1 = 0$).

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

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

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

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

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	m, м	H, м	L, м	d, м	ℓ, м	γ, т/м ³	Π ₂ , т
втрати в цілику з ш. "Новодружеська"							
m_3^H	1,05	775	3550	51	900	1,36	95000
k_8	1,20	1010	3700	65	900	1,34	106000
втрати в цілику з ш. ім. Г.Г. Капустіна							
m_3^H	1,05	775	3050	49	900	1,36	91000
k_8	1,20	1010	3200	63	900	1,34	102000
Разом							394000

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками:

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

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

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля у геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	ℓ_n , м	m, м	γ, т/м ³	Π ₃ , т
m_3^H	50	900	1,05	1,36	72000
k_8	50	900	1,20	1,34	76000
Разом					148000

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

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

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [7053000 - (0 + 394000 + 148000)] \cdot 0,04 = 260000 \text{ т}.$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma \Pi = \frac{0 + 394000 + 148000 + 260000}{7053000} \cdot 100 = 8,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 7053000 - (0 + 394000 + 148000 + 260000) = 6251000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 6,2 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

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

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

$$T = \frac{6251}{600} = 10 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	600000	17800	3,0
2	Виробнича потужність	т	24000	17800	74,2
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	67	49	73,1
4	Кількість лав	шт	0	0	0,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	33,5	21,7	64,8
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	35,7	40,6	113,7
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	963	512	53,2
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	810	398	49,1
9	в тому числі ГРОВ	чол.	0	0	0,0
10	прохідників	чол.	44	40	90,9
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	6417,3	7330,4	114,2
12	робочих з видобутку	грн/міс	6492,7	7466,6	115,0
13	ГРОВ	грн/міс	-	-	-
14	прохідників	грн/міс	9123,1	10677,3	117,0
15	Зольність видобуваного вугілля	%	36,5	26,6	72,9
16	Собівартість вугілля	грн/т	4997,18	5347,73	107,0
17	Ціна реалізованого вугілля	грн/т	3862,3	4073,07	105,5

Підготовка шахтного поля – етажна. Порядок відробки етажів – низсходячий. За останній рік лав в роботі на шахті не було.

Виробки проводяться відбійними молотками ВМ-2.

Для транспортування вугілля шахта оснащена скребковими конвеєрами СП-301М, СП-250, стрічковими конвеєрами 1ЛТ-800, 1Л-800, 1Л-80УК, 1Л-100У, 2ЛЛ-100.

Доставка людей здійснюється в вагонетках ВЛН-1 та за допомогою МДК-400.

Крім відсутності очисних робіт є ще наявність таких "вузьких місць" як: "вентиляція", "під'їм", "підготовчі роботи", а також старіння основних фондів.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- вибрати оптимальний спосіб підготовки нового горизонту;
- довести річну виробничу потужність до проектних показників;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування для відробки нового горизонту;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;

- вибрати раціональну систему розробки з обґрунтуванням її раціональних параметрів;
- обґрунтувати оптимальний спосіб охорони підготовчих виробок.

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

Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування робимо на основі прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва (див. листинг 2.1).

Результати розрахунку представлені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання

основна покрівля	неважкозрушувана
безпосередня покрівля	середньої стійкості
"хибна" покрівля	неутворюється
підшва пласта	стійка
водоприток у лаву м ³ /год	< 1

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;
- технологічна схема з застосуванням стругів і індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням стругових механізованих комплексів.

Так як застосування мехкомплексів дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування або стругів з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованих комплексів, 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:

- 3МКД 90 з комбайном РКУ 13;
- 3МКД 90 з комбайном 1К 101У;
- 2МКДД з комбайном 1К 101У.

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

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

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.2) найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу ЗМКД 90 (1620 т/добу), тому для механізації очисних робіт приймаємо цей комплекс.

Розрахунок нормативного навантаження представлений на листингу 2.1 и складає 972 т/добу.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Для подальших розрахунків приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору, яке дорівнює 1620 т, кількість циклів за добу складає 6.

2.2.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти по методиці проф. А.С.Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$m_{\text{ср}}$ – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

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

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

$m_{\text{о.р}}$ – 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;
 $H_{\text{н.м}}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м.

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 40500 \cdot \frac{1,4}{1,6}} = 1,4;$$

$$k_{\text{пл}} = \frac{2 + \sqrt{2 - 2}}{\sqrt{2}} = 2;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (1 + 1,4) \cdot \sqrt{6251 \cdot \frac{2,8}{2,8}} \cdot 1,17 = 674 \text{ тис. т.}$$

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

Повний термін служби шахти:

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

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 $t_{\text{осв}} \leq 3$ роки);

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

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{6251000}{600000} = 10 \text{ років.}$$

$$T = 10 + 1 + 1 = 12 \text{ років.}$$

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

2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів

Для розкриття нового горизонту по пл. m_3^{cp+n} проводимо три похилі польові виробки:

- конвеєрний польовий уклон на гор. 825 м;
- повітряподавальний польовий уклон на гор. 825 м;
- вентиляційний польовий уклон на гор. 825 м.

Для відробки пл. m_3^{cp+n} приймаємо етажний спосіб підготовки. Ділянку шахтного поля, що прийнята до проектування і має розміри по простяганню 2000 м, по падінню – 1000 м, ділимо на два крила, кожне розміром по простяганню 1000 м. По падінню ділимо на етажі: в західному крилі на 4 етажа, в східному – на 5 етажів.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки лава-етаж з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням (рис. 2.1) і стовпова система розробки лава-етаж з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору (рис. 2.2).

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.2).

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣG – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Результати розрахунку питомих витрат

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

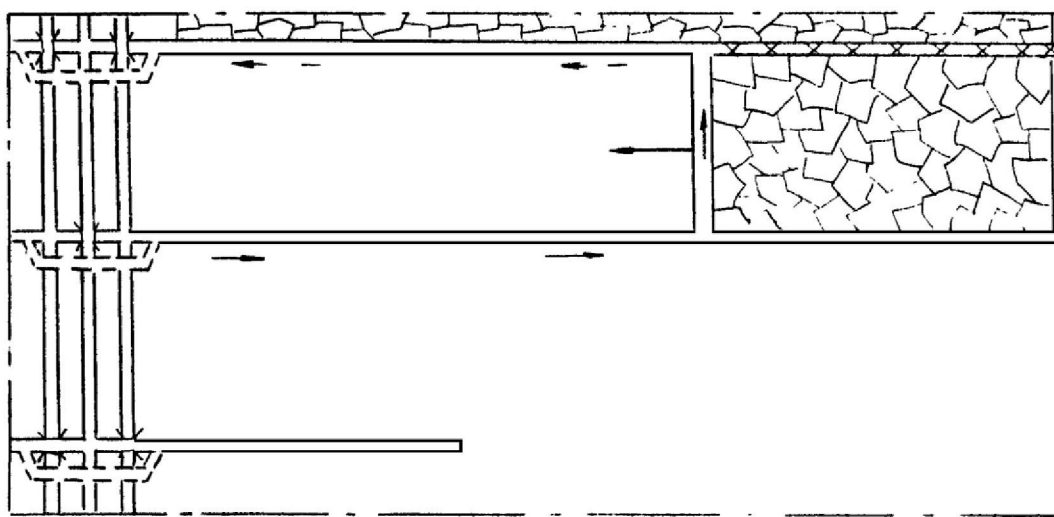


Рисунок 2.1 – Ствопова система розробки лава-етаж з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотньоточним провітрюванням

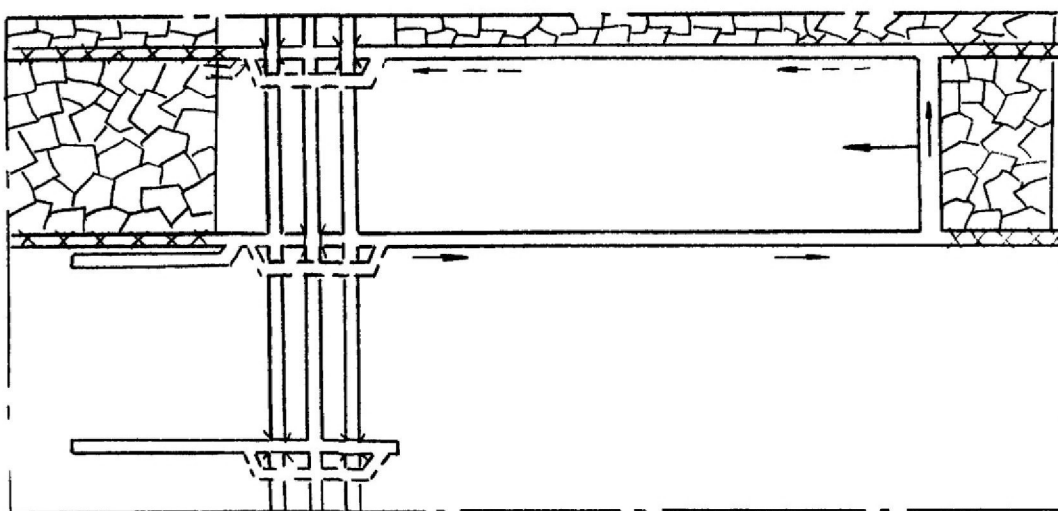


Рисунок 2.2 – Ствопова система розробки лава-етаж з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 46 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

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

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} 6$);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,63 \cdot 6 = 3,78 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

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

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,78 \cdot 0,95 = 1077 \text{ м/рік}.$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

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

$$\Sigma p = 2,8 \cdot 1,36 = 4,48 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

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

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1077 \cdot 4,48 \cdot 0,97} = 277 \text{ м}.$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

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

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

$$\Sigma n = \frac{277}{200} = 1,4 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

Середня продуктивність пластів:

$$p_{\text{ср}} = \frac{\Sigma p}{n_{\text{пл}}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.14)$$

$$p_{\text{ср}} = \frac{4,48}{2} = 2,24 \text{ т/м}^2.$$

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

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

$$A_{\text{шп (max)}} = 400 \cdot 1077 \cdot 2,24 \cdot 0,95 = 712000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

$$k_{\text{рез}} = \frac{712000}{600000} = 1,18.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

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

$$V_{\text{зар}} = \frac{1077}{1,18} = 930 \text{ м/рік.}$$

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

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

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

$t_{\text{рез}}$ – 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:

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

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:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1000}{\frac{500}{80} - (1+1+1+1+1)} = 150 \text{ м/міс.}$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 800 м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо за допомогою програми "Охорона".

Для охорони панельних уклонів і хідників приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м,} \quad (2.23)$$

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа,} \quad (2.24)$$

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

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

$$b = 30 + \frac{1200 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{62,5 - 30}{30} \cdot 10 = 40 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите вертикальними стовбурами – головним і допоміжним, пройденими до гор. 740 м. Нижче гор. 740 м. уклонне поле по пл. k_8 розкрите 3-ма польовими уклонами до гор. 950 м.

Вище гор. 740 м розташовані не діючі гор. 295, 235, 146, 96 м.

Для видачі з шахти вугілля застосовується похилий стовбур.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацювання пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки та система розробки пласту m_3 представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Головний стовбур пройдений діаметром 5,5 м та закріплений залізобетонними тюбінгами. Стівбур обладнаний двома скіповими підйомами: один двоскіповий зі скіпами ємкістю 10,6 т для видачі вугілля, другий – односкіповий ємкістю 6,5 т з противагою для видачі породи. Стівбур призначений для видачі вугілля, породи та вихідного струменя повітря. На даний час стівбур законсервований.

Допоміжний стівбур пройдений діаметром 5 м та закріплений бетоном. Стівбур обладнаний одноклітьовим підйомом з противагою та двоетажною кліттю на вагонетку УВГ-2,5-600. Стівбур призначений для спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи, подачі в шахту свіжого струменя повітря.

Перетини стівбурів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

На кожному горизонті пласти розкриваються двома паралельними етажними квершлагами: відкатним, який призначений для відкатки породи, доставки кріпильних матеріалів і обладнання та конвеєрним, який призначений для доставки вугілля до скіпового стівбура.

Конвеєрний квершлаг розташовується вище відкатного з ціллю уникнення складних сполучень відкатних і конвеєрних виробок.

Кріплення виробок і камер пристовбурного двору гор. 518 м в хорошому стані (незадовільних виробок 6 %). Перетин виробок 8,0 – 9,7 м², кріплення в основному металеві рами і монолітний залізобетон.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. $m_3^{ср+н}$

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.

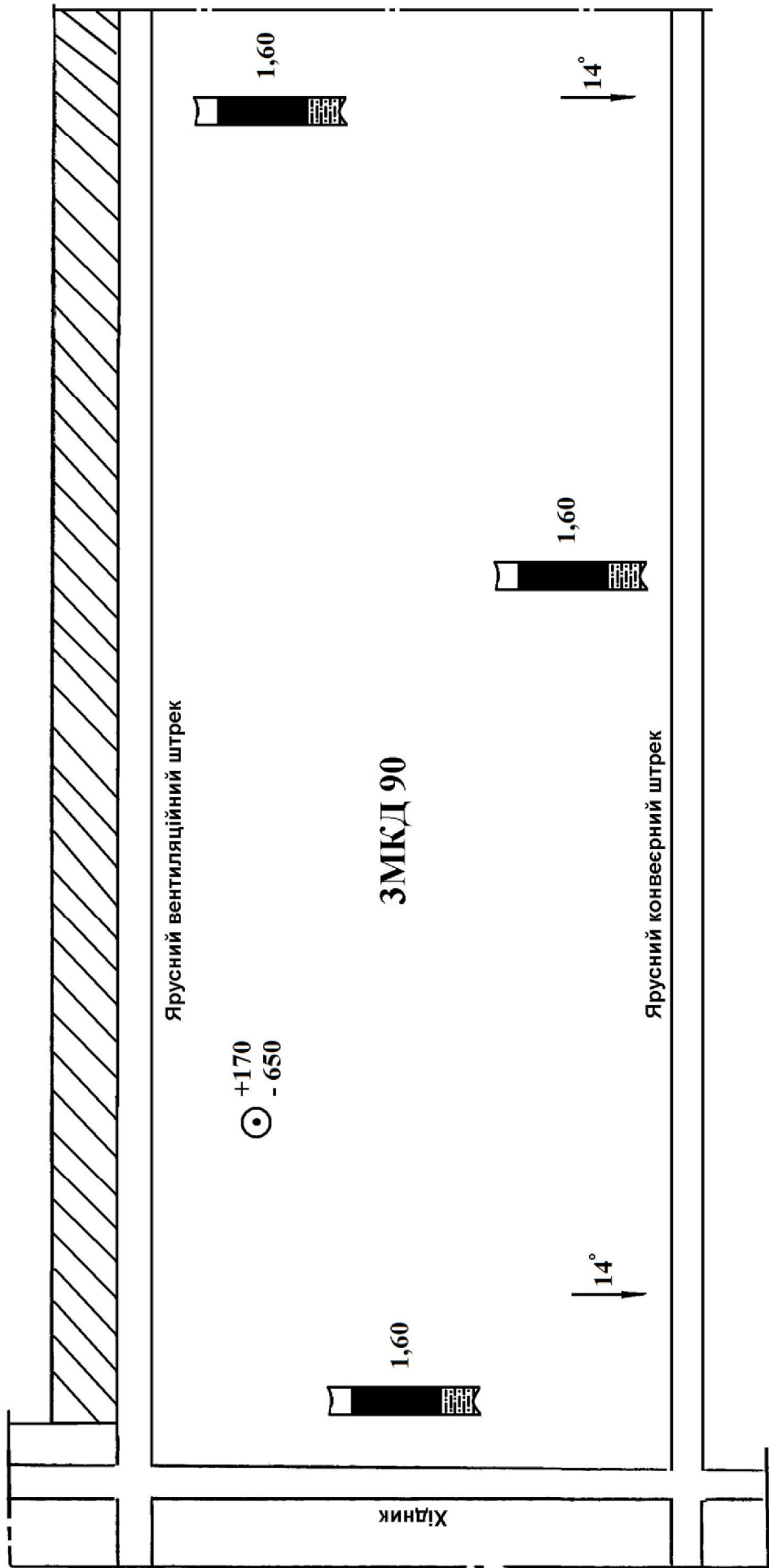


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пл. m_3^{cp+n}

Згідно п. 2.2. для механізації очисних робіт по пласту m_3^{cp+n} приймаємо комплекс ЗМКД 90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн РКУ 13;
- механізоване кріплення ЗКД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-12;
- кріплення сполучень КСД 90;
- скребковий перевантажувач – ПТК 3У;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,63м, спосіб зарубки комбайна в пласт – самозарубкою "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_r, \text{ МН/м}, \quad (2.29)$$

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

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

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

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

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

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

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

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

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

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

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

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

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

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

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;
- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;
- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірничого тиску попереду лави на відстані 40 м;
- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;
- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення ЗКД 90;
- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;
- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;
- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки $l = 2$ м, $d = 0,18-0,20$ м).

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

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

де $A_{\text{доб}}$ – прийняте в п. 2.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;
 $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 1620 \cdot 25 = 40500 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

де $L_{\text{к}}$ – 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;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,36 \cdot 0,98 = 270 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{op} = \frac{0,63}{0,12} \cdot 2 = 10 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

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

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,63}{1,89} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

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

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 2,0 \cdot 1,6 \cdot 0,63 = 2,1 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.4 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

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

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

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

$$K_{ц} = \frac{400}{270} = 1,5;$$

$$T_k = \frac{6,453}{1,5} = 4,3 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

$$T_m = \frac{1}{1,5} = 0,7 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

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

$$T_{ГРОВ} = 4,3 - 0,7 = 3,6 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

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

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

$$N_k = \frac{270}{7,37} = 45,4 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{4408,97}{270} = 16,33 \text{ грн/т.}$$

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

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

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

$$N_{я} = \frac{1620}{45,4 \cdot 1,08} = 24 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу ЗМКД 90 і планового видобутку 1620 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

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

- зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин · 2 = 4,42 чол. годин;
- кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин;
- ступінь стійкості бічних порід – 0,85;

3. скоректована таблична норма часу складе: (49,4 + 4,42 – 1,07) = 52,75.

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

5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: 46,75 / 6 = 7,79 чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{ор}$, чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	РКУ 10	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	ЗКД 90	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 162-11	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
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		1,3	115	150	
Дорога на підошві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

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

де $\Sigma T_{\text{оп}}$ – 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;

$$N_{\text{ч}} = 17307 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,6 \text{ чол. – змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 7 чол.

Обліковий склад:

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

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{\text{об}} = 24 \cdot 1,92 = 46 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{\text{об}} = 7 \cdot 1,65 = 11 \text{ чол.}$$

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 m_3^{cp+n}

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки.

Згідно рекомендаціям [12,13,14] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити з роздільним вийманням вугілля і породи.

Крім цього, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [12].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн важкого типу КСП 32.

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

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-600 та на платформах шахтних ПТО 600. Виробка обладнується одноколійним рейковим шляхом. Ширина колії – 600 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 150$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.44)$$

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{150}{25} = 6 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з $f = 3-9$, які знаходяться у зоні встановившогося гірничого тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [12].

Оскільки у даних гірничо-геологічних умовах міцність порід по шкалі проф. Протод'яконова М.М. $f = 6$, то приймаємо аркову форму поперечного перетину з металевим рамним кріпленням.

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.45)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.46)$$

де 0,4 – зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підшви виробки, м;

h^k – висота конвеєра, м;

α – кут переходу прямої частини стійки в криву, град;

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,5 \text{ м};$$

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

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

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

h – висота пересувного составу, м;

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

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,16) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,77 \text{ м};$$

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 1,32 + 0,77 = 4,44 \text{ м}.$$

Вісь виробки перебуває посередині ширини виробки, а ґрунт відстоїть від рівня головки рейок на висоті верхньої будови рейкового шляху:

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.48)$$

де h_6 – товщина баластного шару (відстань від ґрунту виробки до верхнього рівня баласту), м;

h_p – відстань від баластного шару до рівня головки рейок, м;

$$h_b = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м}.$$

Визначимо радіус дуги стійки:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.49)$$

де $h_{\text{л}}$ – висота проходу для проходу людей від рівня баласту, м;

$\Delta h_{\text{л}}$ – величина вертикального зсуву кріплення до рівня проходу людей, м;

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

c_1 – зсув радіуса дуги стійки від осі виробки, м;

$b_{\text{л}}$ – ширина від осі виробки до габариту зведеного проходу для людей, м;

$$B_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta B_c + c_1) + (h + h_b - h_o)^2 - (h_{\text{л}} + h_{\text{б}} + \Delta h_{\text{л}} - h_o)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta B_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.50)$$

де ΔB_c – величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухомого составу, прийнята для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску ($\Delta h_{\text{л}} = 75$ мм, в зоні впливу очисних робіт $\Delta h_{\text{л}} = 200$ мм);

$$B_{\text{л}} = \frac{(4,44 + 0,2 + 0,018) + (1,2 + 0,35 + 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (4,44 + 0,2 + 2 \cdot 0,018)} = 2,05 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,05 + 0,018)^2} = 2,33 \text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_o} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.51)$$

де β_o – центральний кут дуги стойки, град;

$h_{\text{фл}}$ – висота фланця профілю СВП (при СВП-27 $h_{\text{фл}} = 26$ мм);

$$r = 2,33 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,32 \text{ м}.$$

Висота від ґрунту виробки до центра радіуса дуги верхняка та центральний кут дуги верхняка:

$$h_{\text{ц}} = h_o + c_1 \cdot \text{tg } \beta_o, \text{ м}; \quad (2.52)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.53)$$

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,018 \cdot \text{tg } 49^\circ = 1,22 \text{ м};$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot 49^\circ = 82^\circ.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.54)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2,33 - 0,018) = 4,62 \text{ м}.$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (2.55)$$

де $h_{\text{п}}$ – вертикальна піддатливість у нижніх замках п'ятиланкового кріплення, м;

$$H = 1,22 + 2,32 + 0,2 = 3,74 \text{ м.}$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.56)$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{\text{св}}^1, \text{ м}^2; \quad (2.57)$$

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (2,33^2 + 2,32^2) + 4,62 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 11,9 \text{ м}^2;$$

$$S_{\text{св}} = 0,95 \cdot 11,9 = 11,3 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{н}} = S_{\text{св}}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.58)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.59)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_6 – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

$h_{\text{зт}}$ – товщина затяжки, м ($h_{\text{зт}} = 0,05$ м);

Δb – горизонтальне зміщення порід боків виробки на рівні шару баласту, м;

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

$$P = 1,57 \cdot (2,33 + 2,32) + 2,32 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,62 = 13,8 \text{ м};$$

$$S_{\text{н}} = 11,9 + (13,8 - 4,62) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 15,6 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки $12,5 \text{ м}^2$. Ширина виробки складає $4,75 \text{ м}$.

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.60)$$

де Q – кількість повітря, яке проходить по виробці, $\text{м}^3/\text{с}$;

$$V = \frac{40}{12,5} = 3,20 \text{ м/с.}$$

Згідно ПБ [1] швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с. Тому що $V = 3,2$ м/с, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.61)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k'_s \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.62)$$

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;

$k_{\text{кр}}$ – 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;

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 210 = 29 \text{ мм};$$

$$U_{\text{кр}} = 29 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 490 = 245 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.63)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 35 = 199 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.64)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'яти-ланкове КМП-А5 з спец профілю СВП-27.

$$n = \frac{199}{210} = 0,95 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.65)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 245 + (2 \cdot 490 \cdot 0,4 + 1600 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 791 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,16 \cdot 80 = 454 \text{ кН/м.}$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.66)$$

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

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

$$n_1 \geq \frac{454 - 1 \cdot 210}{300} = 0,81 \text{ ст/м.}$$

Встановлюємо одну стійку посилення під кожну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 791 = 554 \text{ мм.}$$

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожен 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 [17] і вносимо в табл. 2.6.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.68)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,66$ (§ 1, табл. 3, п. 88 д);

k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,66 \cdot 0,97 = 1,6 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.69)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,85$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 88 е);

$$Q_{1ч} = \frac{1,66}{3,85} = 0,43 \text{ м.}$$

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

$$Q_{3м} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \quad (2.70)$$

$$Q_{3м} = 0,45 \cdot 0,86 = 0,39 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{3м} = \frac{Q}{Q_{3м}}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.71)$$

Таблиця 2.6 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол-змін на 1 м	Потрібна кількість чол-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном КСП-32 машиніст гірничих виймальних машин VI розряду	м	0,43	0,97	0,42	2	4,375	4,75		229,96	табл. 3, п. 88 д
					2	1,625	1,25	132,00	67,42	
прохідник V розряду					2	2,750	3,50	113,58	162,54	

$$T_{зм} = \frac{1,6}{0,42} = 3,8 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.72)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,6} = 0,625 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.73)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,8 - 1)}{1,6} = 1,75 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 3 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	КСП 32	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	СП 202	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 9 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.74)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,59 = 15 \text{ чол.}$$

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 [18,19]. 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. 2.8.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м^3 гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3, \quad (2.75)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, чол.-хв/м³;

$$N = \frac{1137}{2 \cdot 19,9} = 28,5 \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3.$$

Таблиця 2.8 – 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	
Підготовчо-заклюочні операції			4				25,8	§ 2, табл. 50
Усунення дрібних несправностей			4				18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	2	$143,18 \cdot 1 = 143,18$	$143,18 \cdot 2 = 286,4$	$75,68 \cdot 1 = 75,68$	$75,68 \cdot 2 = 151,36$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	2	$9,89 \cdot 1 = 9,89$	$9,89 \cdot 2 = 19,8$	$7,13 \cdot 1 = 7,13$	$7,13 \cdot 2 = 14,3$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1	2	$10,95 \cdot 1 = 10,95$	$10,95 \cdot 2 = 21,9$	$6,36 \cdot 1 = 6,36$	$6,36 \cdot 2 = 12,7$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$52,09 \cdot 1 = 52,09$	$52,09 \cdot 2 = 104,2$	$26,0 \cdot 1 = 26,0$	$26,0 \cdot 2 = 52,0$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1	1	$19,15 \cdot 1 = 19,15$	$19,15 \cdot 2 = 38,3$	$9,57 \cdot 1 = 9,57$	$9,57 \cdot 2 = 19,1$	§ 2, табл. 51
Перевірка напрямку виробки	м	1	2	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 2 = 12,6$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 2 = 5,8$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-4	$139,1 \cdot 1 = 139,1$	$139,1 \cdot 2 = 278,2$	139,1	274,5	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 2 = 139,2$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 2 = 7,1$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	1	2-4	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 2 = 88,5$	-	$132,81 / 4 = 33,2$	§ 3,4, табл. 132
Усього				740	1480			

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 ЗМКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.76)$$

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

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

$t_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год.;

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

$$Q_p = \frac{1620 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 156 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.77)$$

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 $L = 1000$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 156 < Q_t = 250$ т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.4.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ-162 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК 3У, що входить до складу мехкомплексу ЗМКД 90 [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.77:

$$Q_p = 156 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

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

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

що відповідає умові $Q_p = 39 < Q_t = 250$ т/год.

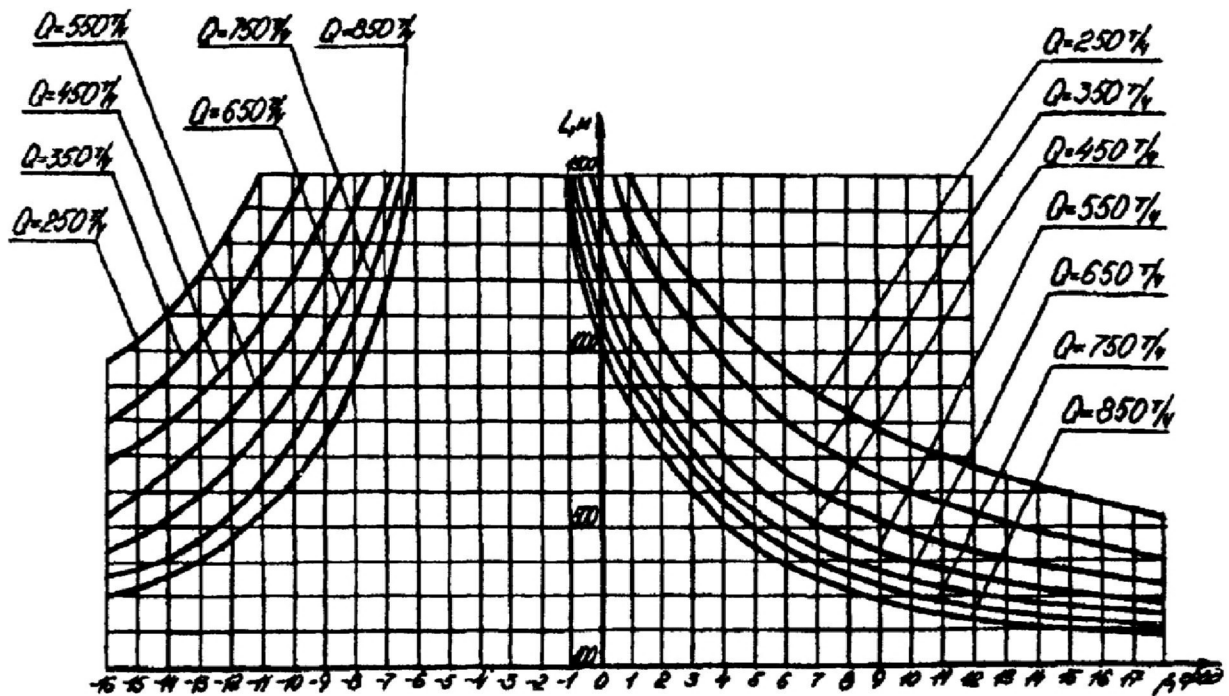


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для транспортування устаткування і матеріалів по штреку приймаємо дорогу напідосвенну канатну ДКН 4-2 з вагонеткою ВГ-3,3-600.

Для транспортування вантажів по хіднику приймаємо канатну відкатку лебідками ЛВД 34.

Перевезення людей здійснюємо засобами ДКН 4-2.

Маневрові операції здійснюємо за допомогою лебідок ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Розробляємий пласт – m_3^{cp+n} , 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 ЗМКД 90; навантаження на лаву – 1620 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальних дільниць типу 1-М-Н-В-ВТ.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту m_3^{cp+n}

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

$$I_{дiл} = I_{оч} = \frac{A_{оч} \cdot q_{дiл}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.78)$$

де $A_{оч}$ – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;

$q_{оч}$ – очікуване метановиділення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{дiл} = I_{оч} = \frac{1620 \cdot 3,7}{1440} = 4,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{оч(дiл)} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{max} \cdot S_{min} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.79)$$

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 ;

$$S_{min} = k_{оз} \cdot S_{оч.min}, \text{ м}^2, \quad (2.80)$$

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

$$S_{min} = 1,2 \cdot 3,2 = 3,8 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 3,8 \cdot 1}{1,56} = 5,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{оч(дiл)} = 4,2 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 5,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. m_3^{cp+n}

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.81)$$

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{о}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.82)$$

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

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

$C_{\text{о}}$ – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 4,2 \cdot 1,56}{1 - 0,05} = 788 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{788 \cdot 1,2}{1,7} = 556 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 15 \cdot 1,2 = 108 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.84)$$

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

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 3,8 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 438 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{\text{оч}} = 556 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.85)$$

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

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

$$556 > 60 \cdot 3,8 \cdot 0,25 \cdot 1,2 = 68 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.86)$$

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

$$556 < 60 \cdot 3,8 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1094 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 556 \text{ м}^3/\text{хв.}$

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

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.87)$$

$$Q_{\text{діл}} = 788 \leq 60 \cdot 3,8 \cdot 4 \cdot 1,7 = 1550 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

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

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.88)$$

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

$$788 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{діл}} = 788 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.89)$$

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, м³/хв (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

$$A_{\max} = 1620 \cdot 4,8^{-1,67} \cdot \left[\frac{1550 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 3883 \text{ т/добу}.$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пласта m_3^{cp+n}

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов } 1} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.90)$$

$$I_{\text{з.п.}} = I_{\text{пов } 2} + I_{\text{о.у.п.}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.91)$$

де $I_{\text{пов}}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, м³/хв.;

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} \cdot (X - X_0) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.92)$$

де V_{Π} – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу;

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

$I_{\text{о.у.п.}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, м³/хв.;

$$I_{\text{о.у.п.}} = j \cdot k_{\text{гy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.93)$$

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

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

$$k_{\text{гy}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.94)$$

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.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.95)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м^2 ;
 $l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайну, м ;

$$T_y = \frac{8,5 \cdot 1 \cdot 1,5}{1,0} = 12,7 \text{ хв};$$

$$k_{\text{гв}} = 0,118 \cdot 12,7^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{0, \text{у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (10 - 8,2) = 0,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 6 \cdot (10 - 8,2) \cdot 0,35 = 0,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 6 \cdot (10 - 8,2) \cdot 0,11 = 0,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 0,2 + 0,4 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3, \text{п}} = 0,1 + 0,4 = 0,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{3, \text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3, \text{п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.96)$$

$$Q_{3, \text{п}} = \frac{100 \cdot 0,5}{1 - 0,05} = 52 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3, \text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.97)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3, \text{п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.98)$$

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

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

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.99)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.100)$$

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

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

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.101)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.102)$$

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

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

$$k_{ут.тр} = k_{ут.тр1} \cdot k_{ут.тр2}, \quad (2.103)$$

де $k_{ут.тр1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [22]), при довжині кінцевої ділянки трубопроводу $l_{тр1} = 300$ м, діаметрі трубопроводу $d = 0,8$ м, $Q_{з.п} = 4,2 \text{ м}^3/\text{с}$, $k_{ут.тр1} = 1,28$;

$k_{\text{ут.тр } 2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [22]), при довжині трубопроводу $l_{\text{тр } 2} = 700$ м, діаметрі трубопроводу $d = 0,8$ м, $Q'_{3.п} = Q_{3.п} \cdot k_{\text{ут.тр } 1} = 4,2 \cdot 1,28 = 5,3$ м³/с, $k_{\text{ут.тр } 2} = 1,1$;

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,28 \cdot 1,1 = 1,4;$$

$$Q_{\text{п}} = 63 \geq 250 \cdot 1,4 = 350 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 350$ м³/хв.

Вибір засобів провітрювання штреку.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$\begin{aligned} R_{\text{тр.г}} = & r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр } 1} + 20 \cdot d_{\text{тр } 1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр } 1} \cdot n_2) + \\ & + r_{\text{тр к}} \cdot (l_{\text{тр } 2} + 20 \cdot d_{\text{тр } 2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр } 2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \end{aligned} \quad (2.104)$$

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

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

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

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

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

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

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

$$\begin{aligned} R_{\text{тр.г}} = & 0,0161 \cdot (300 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ & + 0,0046 \cdot (700 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 1) = 14,9 \text{ к}\mu. \end{aligned}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_{\text{п}} = Q_{3.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.105)$$

$$Q_{\text{п}} = 250 \cdot 1,4 = 350 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_{\text{п}} = Q_{\text{п}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.106)$$

$$h_{\text{п}} = 5,8^2 \cdot 14,9 \cdot \left(\frac{0,59}{1,4} + 0,41 \right)^2 = 346 \text{ даПа.}$$

По додатку 1 [22] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМЦ-8.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Результати розрахунків

$Q_{з.п.}, \text{м}^3/\text{с}$	2	3	4	5	6
$k_{ут.тр}$	1,12	1,19	1,26	1,33	1,41
$Q_p, \text{м}^3/\text{с}$	2,2	3,6	5,0	6,6	8,5
$h_p, \text{даПа}$	107	196	298	453	708

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

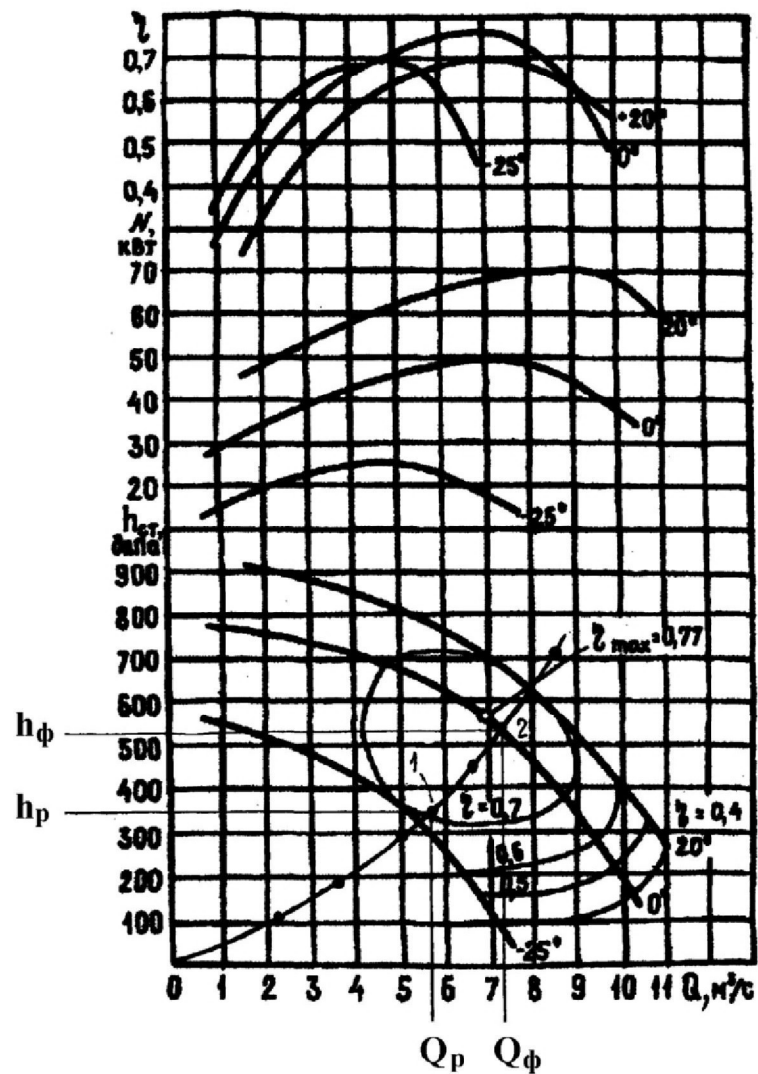


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8 та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 7,2 \text{ м}^3/\text{с}$ ($435 \text{ м}^3/\text{хв}$); $h_{\phi} = 520 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.107)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 435 \cdot 1,1 = 684 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.108)$$

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{520}{14,9}} - 0,69 \cdot 7,2 = 4,7 \text{ м}^3/\text{с} = 280 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

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

Приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0,69.

У якості комутаційної апаратури приймаємо магнітні пускачі ПВІ.

У якості силового броньованого кабелю приймаємо кабель марки КШВЕБ.

У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЭШ.

Для живлення освітлювальної мережі і ручного електросвердла приймаємо пусковий апарат АПШ-1М.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.10.

Електропостачання ділянки здійснюється від пересувної трансформаторної підстанції, приєднаної до розподільної мережі за допомогою КРУ. Усі забійні машини приєднуються до мережі за допомогою магнітних пускачів.

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

Для заземлення КТПВ-630/6-0,69 та СУВ 350 використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 3 м. Для заземлення магнітних пускачів використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 мм та довжиною 5 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.

Таблиця 2.10 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт	
1	Комбайн РКУ 13	ЭКВЭ 4-200	2	$2 \times 200 = 400$	
2	Скребокний конвеєр СПЦ 162-12	2ЭДКОФВ250В4	2	$2 \times 110 = 220$	
3	Перевантажувач ПТК 3У	2ЭДКОФВ250В4	2	$2 \times 55 = 110$	
4	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
5	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
6	Установка насосна НУМС 30	ВРП200М2	1	25,2	
7	Лебідка	АИУМ.225.М4	1	55	
8	Компресор	АИУМ.225.М4	1	55	

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 РКУ 13, 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.

Для комбайну РКУ 13 і забійного конвеєру СПЦ 162 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Головний заземлювач у шахті влаштований в зумпфі допоміжного стовбура, місцеві заземлювачі влаштовані у водовідливних канавках.

На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в водозбірнику, розташованому в пристовбурному дворі гор. 400 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.

Захист від витікання струменя на стороні 6 кВ передбачається блокуючим реле витікання БРУ, які вмонтовано у розподільчий пристрій. Захист від витікання у мережі напругою 660 В передбачається за допомогою апарату АЗУР. Він вмонтований в блок захисту підстанції КТПВ-630/6-0.69. Реле витікання БРУ встановлені також в пускачах. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

1. На шахті здійснюється комплекс технічних та санітарно-гігієнічних заходів, що забезпечують нормальні умови праці та запобігають професійним захворюванням.

2. Шахта має паспорт санітарно-технічного стану умов праці.

3. Для всіх технологічних процесів передбачається застосування засобів механізації не тільки основних, а й допоміжних робіт, що унеможливають або зводять до мінімуму ручну працю.

4. Перевезення людей обов'язкове, якщо відстань до місця роботи 1 км та більше по горизонтальних, а по вертикальних та похилих підготовчих виробках, якщо різниця між помітками кінцевих пунктів виробок перевищує 25 м.

5. Біля шахтних стволів, по яким здійснюють спускання та піднімання людей, влаштовуються приміщення або камери очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами транспортування людей у пасажирських вагонетках, спеціальні місця очікування.

6. Для пересування людей мінімальна ширина проходу не менш за 0,7м. У гірничих виробках зазначена ширина повинна зберігатися на висоті 1,8м від підлоги. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не меншою за 0,5 м.

7. Стан гірничих виробок, робочих місць та приміщень відповідає санітарним нормам та правилам.

8. Приствольні, головні відкотні та вентиляційні виробки, машинні та трансформаторні камери біляться в залежності від їхнього забруднення не менше одного разу на півроку.

9. У шахтних стволах установлюються водо-вловлювачі у клітках - пристрої для захисту від протікання, а в місцях посадки та виходу людей із клітці здійснюються заходи, що забезпечують запобігання попадання води на людей.

10. З метою пило заглушення повинна використовуватися вода, що відповідає вимогам державних стандартів. Дозволяється за погодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду використання шахтної води після її очищення від механічних домішок та бактеріального знезараження.

Боротьба з пилом.

1. На шахті здійснюється заходи щодо запилювання повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилювання повітря.

2. 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.

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

4. 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 запыленій зоні, й проводиться знепилювання повітря, що виходить із цих вибоїв.

5. 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.

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

7. 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.

Контроль за станом рудникової атмосфери.

1. Вентиляційний план шахти складає начальник дільниці ВТБ.

Вентиляційний план шахти повинен систематично поновлюватися та не рідше одного разу на півроку складатися знову. Усі зміни, що відбулися в розташуванні вентиляції споруд і пристроїв (дверей, перемичок, кросингів, вікон та ін.), ВМП, у прямових вентиляційних струменів та рівнів витрат повітря, а також ново закладені виробки помічаються на схемах вентиляції начальником дільниці ВТБ протягом доби. Результати вимірів витрат повітря у виробках, та в каналах вентиляційних установок (із зазначенням дати вимірів) наносяться на схеми вентиляції, що знаходяться на дільниці ВТБ, у головного інженера шахти та у гірничого диспетчера, також протягом доби.

Вентиляційний план шахти знаходиться у начальника дільниці ВТБ та головного інженера шахти.

2. Для оцінки якості повітря, правильності його розподілу по виробках та визначення газовості шахти проводяться перевірка складу повітря та виміри його витрат у вихідних струменях очисних та тупикових виробках виїмкових дільниць, та шахти в цілому; біля ВМП та в зарядних камерах, крім зазначених вище місць, виміри витрат повітря проводяться на головних вхідних струменях шахти, біля всіх розгалужень свіжих повітряних струменів, біля вибою тупикових вибоїв.

Перевірка складу повітря та вимір його витрат на шахті проводяться – три рази на місяць. Витрата повітря, що подається до ВМП, визначається не менше одного разу на місяць. У місцях установлення датчиків стаціонарної апаратури контролю змісту метану, та датчиків витрат повітря з виведенням телевимірювання на поверхню перевірку складу та виміри витрат повітря не рідше одного разу на місяць.

3. У місцях виміру витрат повітря влаштовані дошки, на яких записуються: дата виміру, площа поперечного перерізу виробки (вимірної станції), розрахункова та фактична витрата повітря, швидкість повітряного струменя.

На шахті застосовується автоматизований збір, надання та обробка інформації про аерогазовий стан у гірничих виробках за допомогою електронно-обчислювальної машини на базі комплексу аерогазового інформаційного або інших аналогічних за призначенням.

2.6 Спеціальна частина проекту. Обґрунтування параметрів технологічної схеми підтримання кінцевої частини і сполучення лави з конвеєрним штреком пл. тз

2.6.1 Актуальність роботи

Забезпечення України власними дешевими джерелами енергії та зниження її залежності від зовнішніх поставок дозволить стабілізувати фінансово-економічний стан та влаштує стартові умови для виходу з економічної кризи. Вугілля є єдиним природним енергоносієм, котрим Україна багата у достатньому об'ємі. Ресурсів вугілля (117,3 млрд. т) достатньо для забезпечення не тільки власних інтересів, але й експортних поставок. Однак не дивлячись на такий могутній природно-сир'євий потенціал виробничі потужності вугільної промисловості України, які складають 146,1 млн. т на рік, використовуються менш ніж на 50%, та видобуток постійно знижується. Крім того, висока собівартість вугілля не дозволяє вийти з кризи, з причин неконкурентноспроможності.

У теперішній час в вугільній промисловості простежується ряд факторів утримуючих зростання об'ємів видобутку вугілля, збільшуючих небезпечність травмування робітників, а також знижуючих ефективність ведення робіт в цілому. В сучасних умовах, коли глибина ведення робіт значно збільшується, збільшується потреба у механізації трудоємних процесів, одним з головних утримуючих видобуток факторів є проблема кріплення сполучень лави з підготовчими виробками.

Сполучення очисних вибоїв з підготовчими виробками є найбільш травмонезбезпечними ділянками видобувних вибоїв. Трудоємність робіт на сполученнях досягає 50% від загальної трудоємності, а тривалість їх виконання впродовж зміни 20-25%. Особливо складно забезпечити сохрانیсть покрівлі у стійкому положенні на сполученнях вибоїв, котрі відпрацьовують пласти, які залягають у слабометаморфізованих породах.

Сучасні видобуваючі механізовані комплекси здатні забезпечити навантаження на вибій 2000 т на добу і більше, в таких умовах головним утримуючим фактором підвищення навантаження на лаву є втрати часу на кінцеві операції.

Гірничо-геологічні умови відпрацьовування вугільних пластів погіршуються. Відбувається якісна зміна умов роботи лав і підтримки підготовчих виробок. Це пов'язане зі збільшенням глибини розробки вугільних пластів. В дійсний час в українській частині Донбасу на глибині більше 600 м працює 50 % лав.

Збільшуються витрати на підтримку підготовчих виробок. Порооди з міцністю 30-50 МПа під впливом очисних робіт, коли збільшується напруга в 2-3 рази в порівнянні з напругами в недоторканому гірничими виробками масиві, зменшують свою міцність. Такого явища не спостерігалось на малій глибині, тобто ми як би працюємо в умовах менш міцних порід.

На шахті щорічно експлуатуються більше 5 км виробок, які не відповідають вимогам правил безпеки. Це пов'язано з тим, що при проходженні лав виробки не достатньо охоронялися і підтримувалися, що привело до істотного зменшення їх перетину. Для приведення перетину в необхідний стан щорічно затрачаються великі трудові та фінансові ресурси. Так у 2018 році на перекріплення виробок було

витрачено близько 1 млн. грн.

Зменшення витрат на підтримку виробок може бути досягнуто за рахунок зменшення витрат на матеріали та на перекріплення виробок. Для цього необхідно вибрати таке, кріплення, яке буде використовуватися весь час відробки стовпа. Крім цього необхідно проводити зміцнення порід на сполученнях лави з виробками для зменшення негативних наслідків гірничого тиску, і для можливості використовувати виробку повторно.

При використанні виробок повторно перед другою лавою спостерігаються наступні явища.

1. Випереджальний опорний тиск створює систему розламів, які поширюються в обидва боки виробки на 15-20 м. Розлами над пластом під кутом 25-30° до осі виробки. У покрівлі й у підшві спостерігається розшарування.

2. При виїмці вугілля в першій лаві монолітний блок опускається вертикально й повертається приблизно на 20°. У покрівлі виробки розлами відбуваються під кутом 70° (розлам від вигину).

3. Покрівля над виробкою роздавлена, є зони S-образних вторинних розламів.

4. Вугілля видавлюється в порожнину виробки, у безпосередній покрівлі розлами, S-образні зони вторинних розламів.

5. У підшві скидні тріщини, по яких інтенсивно підшва видавлюється у виробку, особливо, якщо поблизу розташований вугільний прошарків. Скидні тріщини.

При відпрацьовуванні другої лави з'являються тріщини в покрівлі на її сполученні з виробкою, відбуваються вивали з безпосередньої покрівлі на значну довжину уздовж лави. У верхніх шарах покрівлі, складеної потужними шарами й шорсткуватими стінками розламів, зона тріщинуватості досягає великої висоти (до трьох діаметрів виробки), але тріщинуваті породи втримуються від обвалення за рахунок бічного розпору. По шарах тріщини зміщені.

Для усунення цих недоліків при виробці першої лави необхідно впроваджувати наступні заходи:

- удосконалити кріплення посилень;
- застосовувати кріплення сполучень;
- встановлювати гідравлічні та дерев'яні ремонтини попереду та позаду лави;
- здійснювати зміцнення порід на сполученні;
- здійснювати контроль за станом виробки та сполучення.

Для контролю стану сполучень лави з виробками роблять спостереження роздільно у двох зонах: перед конвеєром і за ним, тобто лінія розподілу цих зон проходить по вибійній стороні конвеєра. Схема вимірів на сполученні лави зі штреком наведена на рис. 2.6.

Проблема кріплення та утримування сполучень лав з штреками є актуальною і для шахти Привільнянська. Вивали порід на сполученнях повністю зупиняють процес виїмання вугілля на час їх повного ліквідування результатом чого є зменшення виробничої потужності шахти. Також відомі випадки вивалів на сполученнях, які призвели до смертельних випадків, а також інші аварії пов'язані з кріпленням і утримуванням сполучень. Крім того, існуюча схема сполучень утримує підвищення потужності лави, тому що на сполученнях витрачається багато

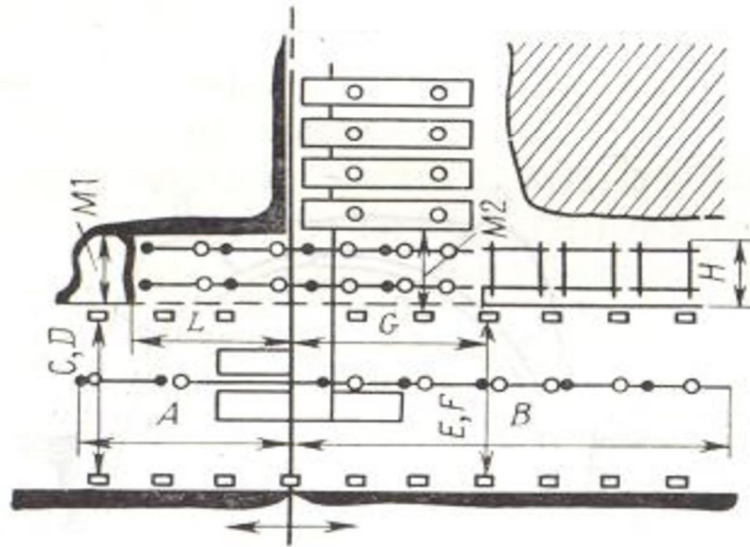


Рисунок 2.6 – Схема вимірів на сполученні лави зі штреком

часу на виймання ніш, пересування приводів конвеєра та інші трудомісні операції, механізоване кріплення сполучень не передбачено.

Аналізуючи стан питання сполучень лави з підготовчими виробками шахти Привільнянська, робимо висновок, що така технологічна схема не забезпечує надійного, ефективного та безпечного виймання вугілля.

2.6.2 Аналіз літератури

Значного зниження трудомісткості і підвищення рівня безпеки робіт на кінцевих ділянках можна досягти, застосовуючи на сполученні лави зі штреком механізоване кріплення. Разом з тим, через відсутність надійного кріплення рівень механізації робіт на сполученні набагато нижчий, ніж на основних технологічних операціях в лаві.

Створення механізованого кріплення сполучень, відповідаючих різноманіттю природних і виробничих умов експлуатації очисних комплексів, є складною технічною задачею. Над її рішенням інститути працюють довгі роки. Результатом створення ряду кріплення сполучень. Одній з перших у цьому ряду стоїть кріплення сполучень КСШ 5, розроблена в співдружності з інститутом "Гіпроуглемаш" (м. Москва) і випробувана у складі дослідного зразка механізованого комплексу МКД-80 на шахті ім. 60-річчя Радянської України ДП "Лисичанськвугілля" в 1980 р. Випробування проходили в складних гірничо-геологічних умовах. Відпрацьовувати пласт по простяганню при куті нахилу біля 15° , комплекс зміщувався вниз, а спроба утримати його від сповзання кріпленням сполучення була помилковою. Кріплення на верхній підготовчій виробці затягувало забійним конвеєром в лаву і перекидало. В такому режимі кріплення сполучення перестали виконувати свої основні функції і їх довелося демонтувати.

Два зразки модульного кріплення сполучень МКС були виготовлені Рутченковським РРЗ для шахт "Ростовська" ПО Гуківвугілля і "Шахтарська-Глибока" ПО Шахтарськантрацит. Кріплення було набором однакових по конструкції модулів, кількість яких залежала від необхідної довжини зони підтримки підготовчого вироблення в місці сполучення останньої з лавою. Модуль складався з верхньої і нижньої балок і чотирьох гідравлічних стійок зовнішнього або внутрішнього живлення. В комплект кріпи входив стіл для приводу забійного конвеєра, його настройки на кут падіння і величину нижнього підривання пласта для утримання і пересування.

Випробування кріплення, проходило в складних гірничо-геологічних умовах шахти "Шахтарська-Глибока" і показали її працездатність і перспективність. Робота над кріпленням була припинена на початку 90-х років, а зараз відновлена. Кріпленням типа МКС повинен був обладнати струговий комплекс нового покоління.

Кріплення сполучення КШС було розроблено для автоматизованого вугледобувного комплексу за програмою переозброєння вугільної промисловості країн СЕВ. Воно складалося з трьох секцій: випереджаючої, відстаючої і середньої, зв'язаних між собою гідродомкратами пересування. І Модифікація - кріплення сполучень АФКС для автоматизованого фронтального агрегату АФК - проходила випробування на шахті ім. "Дімітрова" ПО Червоноармійсквугілля.

Кріплення сполучень КСД90 для використання була виготовлена Експериментальним заводом Донгіпровуглемаша за участю Горлівського філіалу ДонУГІ і випробувана на шахті "Червоноармійська-Західна" № 1 ПО Червоноармійсквугілля і в Карагандинському вугільному басейні. Кріплення крокуючого типу складається з двох чотирьохстоечних рам, зв'язаних між собою гідродомкратами пересування і з незалежного столу для розміщення приводу забійного конвеєра. Випробування показали працездатність і надійність кріплення.

Розроблене інститутом уніфіковане кріплення сполучень УКС виробництва ВАТ "Дружковський машзавод" є рамною конструкцією з двох секцій. Одна включає підставу, перекриття і дві гідравлічні стійки, інша (коротка секція) - перекриття, дві гідравлічні стійки і підстава, яка забезпечена спрямовуючими, а по них двома гідродомкратами переміщається несуча балка зі столом для приводу забійного конвеєра. Переміщення кріпи здійснюється за допомогою механізму пересування і якірного пристрою, сполучених між собою і з секцією, що пересувається, круглозв'язним ланцюгом калібру 24 x 86 мм.

Застосування кріплення забезпечує безпечні умови праці і дозволяє механізувати основні роботи на сполученнях підготовчих виробок і лави. Конструкція УКС дозволяє експлуатування в підготовчих виробках, закріплених абочним, полігональним, трапецієвидним і анкерним кріпленням. УКС може входити до складу очисного механізованого комплексу, оснащеного забійним конвеєром будь-якого типу, що вимагає незначної зміни конструкції столу кріплення, виконувано інститутом у кожному конкретному випадку [25].

Невеликі габарити і маса, функціональна працездатність у складі очисних механізованих комплексів нового покоління дають можливість застосовувати кріплення на ряду шахт галузі з різними умовами експлуатації. Дослідний зразок

проходив випробування на шахті "Західно-донбасівська" ПО Павлоградвугілля в складі механізованого комплексу КД-80 із забійним конвеєром СП-291 (СП-250). Випробування підтвердили працездатність кріпи і виявили деякі конструктивні недоліки.

По скоректованих кресленнях випущені дослідні зразки кріплення сполучення під конкретні умови шахт. В даний час знаходяться в експлуатації сім комплектів кріплення на шахтах "Молодогвардійська" та "Оріховська" ВАТ Краснодонвугілля, "Алмазна" і "Білозірська" ДП "Добропільвугілля" та ім. "Дімітрова" ПО Красноармійськвугілля. На ВАТ "Дружковський машзавод" виготовляються кріплення УКС для шахти "Родінська" ПО Краськоармійськвугілля і два кріплення для шахти "Павлоградська". Для шахт разом з використанням гірничо-шахтного устаткування, що серійно випускається, актуальним є виготовлення виробів виробництва, зокрема, засобів кріплення оригінальної конструкції для кінцевих ділянок лав і сполучень їх з підготовчими виробками. Пояснюється це різноманітністю гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов, що виключають в деяких випадках можливість вживання конструкцій кріпи серійного виробництва.

Процес кріплення сполучень очисних і підготовчих виробок здійснюється на особливо відповідальній і складній ділянці лави. Шахти, маючи досвід управління гірським тиском, у ряді випадків розробляють і виготовляють своїми силами кріплення для сполучень виробок. Оптимальним представляється варіант паспорта технологічного процесу на базі створених засобів кріплення як виробів одиничного виробництва з максимальним використанням вузлів і елементів серійного кріплення, особливо силових (гідростійок і гідродомкратів), що обумовлене достатньою їх надійністю і наявністю на кожній шахті.

Розробка і виготовлення в умовах шахт індивідуальних засобів кріплення кінцевих ділянок лав і сполучень на базі силових елементів устаткування, що серійно випускається, і наявність у виробках гідравлічних комунікацій для очисного устаткування роблять такі вироби не тільки самими відповідними до конкретних умов, але і економічними. До того ж залишається можливість оперативно здійснювати їх модифікацію у міру накопичення досвіду.

Заслуговує уваги досвід ОП "Шахта "Добропільська" ГП Добропільвугілля, де розроблено і успішно експлуатується кріплення сполучення УРП, виготовлена у мех. цеху шахти на базі опорних елементів (гідростійок) і гідродомкратів від серійно випускаемого кріплення КМТ і М87. Секції кріплення УРП мають міцні підстави, що служать надійною опорою для гідростійок і приводу лавного конвеєра. В конструкції верхняків використані двутаври з обшивкою па контуру перетину листом. Така конструкція достатньо міцна при значних міжстоечних прольотах (4-5 м і більше). Кріплення сполучення, сконструйована і виготовлена на шахті "Добропільська", дозволяє при дотриманні безпечних умов роботи механізувати також всі кінцеві операції: пересування приводу конвеєра і секцій самого кріплення, витягання елементів абочного кріплення з тупикових ділянок, що погашаються. Тип кріпи УРП трьох секційна, пересувна, гідрофіцирована, секції двухстоечні з верхнім суцільним перекриттям. Висота центральних і бічних секцій регулюється надставками. Міжвідомчою комісією у складі представників ОП "Шахта "Добропільська", ІТТІ, СЕС і ДонУП були проведені приймальні випробування експе-

риментального зразка кріпи УРП Випробування (близько 50 м посування очисного забою) підтвердили, що модульні елементи працездатні і забезпечують виконання всіх проектних технологічних операцій на кінцевій ділянці лави при безпечному веденні робіт.

В ДВАТ "Шахта Павлоградська" ДП Павлоградвугілля розроблено механізоване кріплення сполучення, воно успішно застосовується впродовж останніх десяти років. Нагляди за роботою велися в збірних штреках лав № 516, 522, 602, 604, 609 і 733. Кріплення сполучення таке ж по своєму вигляду, як представлена на виставці "Уголь/Майнинг-98" кріплення УКС, створена на базі гідрофіцірованого столу СО-75С і складається з двох рам різних розмірів, менша з яких агрегована з приводами забійного устаткування, а велика - за допомогою гідродомкратів переміщається щодо меншої. Обидві рами забезпечено гідростійками з робочим опором 400 кН і балками-верхняками.

Крім того, в лавній частині застосовували охоронні конструкції, а в штрековій - випереджаючу і відстаючу кріплення посилення у вигляді дерев'яних і гідрофіцірованих стійок. У функцію кріплення сполучення входять: підтримка арочного кріплення штреку в період демонтажу її стійок при посуванні лави; управління кривлею штреку, що погашається вслід за лавою; забезпечення переміщення приводів забійного конвеєра з винесеною подаючою частиною очисного комбайна; охорона робочих місць від можливих обвалень породи з кривлі, міжрамних перекриттів і інших елементів арочного кріплення при демонтажі її стійок.

Узагальнення результатів вживання засобів охорони сполучень лав з штреками в умовах шахти "Павлоградська" свідчить про наступне. Кріплення сполучення надійно виконували всі вказані функції як в підтримуваних для забезпечення вентиляції, так і з штреках, що погашаються вслід за лавою. В І порівнянні з тими, що використовуються в інших лавих на цій же шахті І індивідуальними засобами кріплення вживання механізованого кріплення сполучення дозволило: на 25-30% зменшити загальну тривалість кінцевих операцій в результаті механізації пересування приводів забійного устаткування і підтримки арок в період демонтажу стійок; на 15-20% понизити рівень травматизму за рахунок надійного кріплення найбільш травмонебезпечних зон - лавних і штрекових частин сполучення; на 10-15% підвищити навантаження на очисний забій завдяки скороченню тривалості кінцевих операцій; вивільнити двох гірників, зайнятих монтажем-демонтажем підтримуючих арочного кріплення балок, перенесенням і установкою індивідуальних гідростійок, іншими важкими і травмонебезпечними роботами. Приведені переваги забезпечили зниження дільничної собівартості вугілля в середньому на 5-7%. Застосування механізованого кріплення сполучень значно поліпшило техніко-економічні показники очисних вибоїв. Разом з цим існуючі охоронні конструкції, що зводяться в лавних частинах сполучень (дерев'яні костри, органне кріплення), не завжди виконували свої функції при відробці пластів, що залягають в нестійких породах. За даними натурних наглядів за станом порід, що вміщують сполучення, і інструментальних вимірів їх конвергенції встановлені особливості взаємодії елементів в системі "вуглепородний масив - охоронні конструкції" залежно від середньодобової швидкості посування лави. При невеликих (менше 1,5-2 м/доб) швидкостях спостерігалось: підвищення гірського тиску на краєву части-

ну пласту, що виявляється у віджиманні вугілля, вивалах порід з кривлі (особливо в лавній частині сполучення), в інтенсивному підняттю порід подошви; значне зменшення площі перетину штреку, що супроводжується деформаціями верхняків, стійкий, інших елементів арочного кріплення, полонками міжрамних перекриттів, дерев'яних стійок посилення; змяття дерев'яних кострів і полонка органного кріплення, що приводять до руйнування охоронної конструкції в лавній частині сполучення.

При високих (більше 2,5 м/добу) швидкостях посування лави структура процесів аналогічна, проте їх прояв був менш інтенсивним.

Надійність підтримки порід кривлі на сполученнях лав з пластовими штреками визначається відповідністю параметрів охоронних конструкцій, характеристик геомеханічного стану масиву і вимог умов експлуатації. Чинники, що найсильніше впливають на опір кріплення сполучення: наявність поряд з лавою відпрацьованого виїмного стовпа; глибина залягання пласта; швидкість посування лави; вигляд, місцеположення і якість зведення охоронних конструкцій в лавній зоні сполучення, що характеризується усередненою жорсткістю їх елементів.

Залежність опору K кріплення сполучень від швидкості просування лави показана на листі графічної частини. З цієї залежності виходить, що високі швидкості посування лави сприяють стійкості гірського масиву, дозволяють застосовувати кріпи меншого опору. При підвищенні швидкості посування до 3,75 м/доб опір кріпи гіперболічно зменшується, а потім монотонно збільшується із зростанням швидкості, тобто 3,5-4,5 м/доб являється раціональним діапазоном, що забезпечує нормально роботу кріплення.

Із залежності опору кріплення від усередненої жорсткості C елементів охоронної конструкції, що показана на листі графічної частини, слідує можливе зменшення опору з 1500-1600 до 1200-1300 кН за рахунок підвищення усередненої жорсткості елементів. При цьому опір кріплення збільшується на 20-25% при прихильності лави впритул до відпрацьованого стовпа. Розглянемо залежність опору кріплення від відстані між бермовою частиною сполучення і більшою рамою (лист №6.02 графічної частини). Її характер пологонарастаючий, та опір збільшується з 1400 до 1570 кН при розподілі кріплення від краю берми з 1 до 2,75 м. В цьому випадку опір залежить від усередненої жорсткості елементів охоронної конструкції і може бути зменшено на 20-25% при підвищенні жорсткості з 2 до 5 МПа.

2.6.3 Вибір типу кріплення сполучень

Перед вугільною промисловістю стоять важливі задачі по підвищенню ефективності виробництва і зростанню видобутку вугілля на базі нової техніки і передової технології. Важлива роль в здійсненні наміченого належить вдосконаленню способів і засобів кріплення сполучень лав з виробками, від яких багато в чому залежать безперебійна робота очисних забоїв, рівень безпеки і продуктивності праці.

Сполучення лав з виробками є найвідповідальнішими вузлами у всьому ланцюжку видобутку вугілля. Вони є ділянками кривлі, що випробовує підвищений

гірський тиск. В межах цих ділянок у міру посування очисного забою здійснюється виконання виробничих операцій, пов'язаних з пересуванням головок конвеєру, доставкою кріпильних і інших матеріалів в лаву, підтримкою сполучення шляхом встановки і переміщення спеціального кріплення, нарощуванням і укороченням конвеєра, перевантаженням вугілля з лавного конвеєра на конвеєр виробки, пересуванням приводу і натягінням лавного конвеєра, забезпеченням безперешкодного пересування робітників в лаву і з лави.

Стан порід кривлі на сполученні лави з виробкою ускладнюється тим, що тут нашаровуються одна на одну дві різноорієнтовані системи тріщин, що утворюються частково в результаті дії випереджаючого гірського тиску. На сполученні лав нерідкі випадки порушення виробничого ритму роботи всієї ділянки по видобутку вугілля. Ці порушення викликаються або недосконалістю кріплення сполучення, або високою трудомісткістю робіт в цій зоні.

Площа сполучення складається з площ ділянок виробки попереду і позаду лави, що знаходяться в зоні опорного тиску і випробовуючих значні деформації, а також площі кінцевих ділянок лави, в яких проводяться обслуговування технологічного устаткування, перестановка кріпи під час пересування забійного устаткування і механізмів.

З метою зниження трудомісткості і підвищення безпеки робіт на сполученні лав з виробками рекомендується:

- проводити виробки, що примикають до лав, без залишення у покривлі вугільних пачок;
- проводити виробки раціональної форми, що забезпечує сприятливі умови для зведення і експлуатації кріпи сполучення; використовувати раціональні схеми кріплення штреків; ліквідувати ніші або зменшувати їх розміри;
- широко застосовувати механізовані кріпи сполучень.

Слід також звернути увагу на необхідність механізації зведення кріпи кінцевих ділянок лав на сполученні з примикаючою виробкою, оскільки від цього багато в чому залежить об'єм видобутку вугілля з комплексно-механізованих очисних забоїв. Використання в цих умовах індивідуальних гідравлічних стійок і шарнірних верхняків, не відповідає сучасним вимогам ефективної і безпечної роботи в лавах. Для цього було розроблено кріплення сполучень.

Велика різноманітність вживаних кріпей сполучень вимагає їх розділення на групи або класи по загальних і найхарактерніших ознаках, що дозволяють виконати аналіз відомих технічних рішень по забезпеченню стійкості прилеглих до лави вироблень при періодичних посуваннях очисного забою і пересуваннях лавного конвеєра. В основу класифікації можуть бути встановлені різні ознаки: призначення, тип і вигляд кріпи, конструкція несучих елементів, система їх взаємозв'язку, спосіб пересування і ін. В зв'язку з цим є різні класифікації кріпей сполучень, але жодна з них не є загальноприйнятною. По характерних ознаках експлуатації усі кріпи сполучень можна розділити на три основні групи. Принципові відмінності між групами полягають в тому, що одні кріпи зводяться на сполученні ді і не витягуються для повторного використання, інші використовуються багато разів, а треті — забезпечуються засобами механізованого пересування. Кожна група передбачає різні види кріпей, що розрізняються по конструкції або ма-

теріалу, але близькі по характеру взаємодії з бічними породами і функціональному призначенню.

Першу групу складають індивідуальні кріпи разового використання, призначені для вироблень різної форми поперечного перетину і що зводяться на сполученнях лав пологих, похилих і крутих пластів. По характеру взаємодії з бічними породами вони відносяться до крепей захисно-підтримуючого типу, в яких функцію огорожі робочого простору сполучення від проникнення обрушених порід із завалу виконують дерев'яні стійки, функцію підтримки кривлі пласта — дерев'яні стійки або рами (прогони), у тому числі в комбінації з анкерним кріпленням. Дерев'яні стійки в якості захисного кріплення і анкери для зміцнення порід кривлі пласта можуть служити також складовою частиною крепей другій і третьою груп.

Другу групу представляють інвентарні кріпи багатократного використання, що зводяться у виробленнях різної форми поперечного перетину для підтримки кривлі пласта на сполученнях лав пологих та слабо похилих пластів. Вони включають гідравлічні або металеві стійки тертя, що зводяться попереду лави по центру виробки, або одиночні металеві прогони попереду лави з боків вироблень, а також спарені, не зв'язані між собою металеві прогони, що розташовуються у виробленні, що сполучається, в створі з підтримуваною шириною призабойного простору, які по черзі переставляються у міру посування очисного забою і пересування приводу лавного конвеєра. По конструкції розрізняють прогони з шарнірними верхняками і балками з різних профілів прокату, під які встановлюють гідравлічні або металеві стійки з насадками або без них. За наявності насадок пересування балок проводиться без розвантаження стійок, а при їх відсутності прогін повністю витягується, переноситься на нове місце і знов встановлюється.

Третя група – механізовані кріпи сполучень, основною функцією яких є механізація процесів управління кривлею і кріплення прилеглих до лави вироблень трапецієвидної, арочної і прямокутної форм. По характеру взаємодії з бічними породами вони діляться на підтримуючі і захисно-підтримуючі кріпи. Останні завдяки наявності захисного елемента у вигляді похилого перекриття крім перерахованих функцій оберігають робочий простір сполучення від проникнення обрушених порід з виробленого простору. Разом з цим окремі механізовані кріпи забезпечені пристроєм для розпору, регулювання по висоті і пересування приводу лавного конвеєра.

Основні несучі елементи механізованих крепей сполучень виконані у вигляді двох або більшої кількості кінематично зв'язаних між собою секцій, що переміщуються уздовж вироблення і щодо один одного за допомогою гідродомкратів. По конструктивному виконанню секцій механізовані кріпи сполучень діляться на щитові, рамні і агрегатні.

Рамні механізовані кріпи сполучень складаються з балок, шарнірно пов'язаних з гідростійками, що спираються на ґрунт вироблення.

Агрегатними називають кріпи, включаючи сполучені між собою щитові і рамні секції з різною їх компоновкою.

За способом їх переміщення механізовані кріпи сполучень діляться на пересувні і крокуючі. Пересувні кріпи переміщуються уздовж вироблення з активним

підпором, а рамні — без підпору кривлі пласта. Переміщення секцій проводиться гидродомкратами, розташованими на одному або двох рівнях. В деяких конструкціях для поперечного переміщення секцій використовують додаткові гидродомкрати.

За останній час у зв'язку з широким упровадженням засобів механізації виїмки вугілля велике значення надається створенню гидрофіцированих крепей сполучень, яких з урахуванням варіантів, розроблених раціоналізаторами шахт, в світовій гірській практиці відомо більше 200.

Така велика кількість створюваних гидрофіцированих крепей сполучень пояснюється, з одного боку, великим різноманіттям гірсько-геологічних умов, а з іншою — значною різноманітністю вживаних засобів комплексної механізації. Тільки в умовах Кузбасу в даний час знаходяться в роботі очисні комплекси 18 типів, а з урахуванням їх типоразмерів 29. Крім того, значний об'єм вугілля (близько 30 %) здобувається із застосуванням очисних комбайнів і буропідривних робіт з індивідуальною крєпью призабойного простору. В цьому випадку кріплення сполучень лав з штреками, як правило, здійснюється металевими або дерев'яними стійками із застосуванням прогонів.

Сучасний етап розвитку техніки характеризується створенням гидрофіцированих крєпей, основною функцією яких є механізація процесів кріплення і підтримки кривлі на сполученнях. Ведуться також інтенсивні розробки, направлені на забезпечення повної механізації процесів кріплення кривлі, пересування і розпору приводу лавного конвейєра.

Основні несучі елементи крєпи - рами або секції, які по черзі переміщаються уздовж штреку за допомогою домкратів. Домкрати пересування розташовуються на одному рівні у кривлі або ґрунту або на двох різних рівнях. Іноді для поперечного переміщення рам, пристосованих до прямокутної, трапецієвидної і арочної форми штреку, застосовуються додаткові домкрати.

Застосування механізованого кріплення на сполученні дозволяє підвищити не тільки безпеку робіт, але і підняти продуктивність праці за рахунок зменшення трудомісткості праці при пересунні головок лавного конвеєру, встановленого на гидрофіцированому столі.

Вживані способи і засоби кріплення сполучень, засновані на використуванні інвентарного кріплення, характеризуються високою матеріаломісткістю, низьким рівнем механізації робіт, високою вартістю і значними витратами на доставку і зведення кріплення, які досягають 13 - 20 % загальної трудомісткості робіт по виїмці вугілля в комплексно-механізованих лавах. На сполученні з очисним вибоєм інвентарне кріплення створює перешкоди для виїмки вугілля і пересування технологічного устаткування, частково демонтується, що в умовах підвищеного опорного тиску несприятливо позначається на стані покривлі. Тому для кріплення сполучень використовують механізоване кріплення, яке виключає виконання ручних робіт по посиленню сполучень, внаслідок чого вдається понизити трудомісткість кріплення. В дійсний час для кріплення сполучень комплексно-механізованих лав з примикаючою виробкою застосовуються мехкріплення, яке входить до складу комплексу.

Технічна характеристика застосованого кріплення [2]:

Величина роздвижності, мм - від 540 до 1540;
 Довжина верхнього перекриття, м – 6;
 Ширина верхнього перекриття, м – 1,5м;
 Довжина передньої консолі, м – 1;
 Робочий опір, кН – 630;
 Робочий тиск - 32 МПа.

Встановлено, що для безперебійного і більш ефективного пересування приводу привибіного конвеєра найбільш доцільно більш широке упродовження гідравлічних кріпелі сполучень.

2.6.4 Вибір типу кріплення посилені

Вибір механізованого кріплення сполучень робимо по області застосування кріплення, а також по відповідності механізованому комплексу 2МКД 90. По даним факторам підходять слідує кріплення сполучень : ОКСА - 1У, КСШ - 5А, КСД90. Із усього перерахованого найбільш часто застосовується механізоване кріплення КСШ - 5А, тому що воно має достатньо високий робочий опір, підходить по габаритам в підготовчі виробки і крім того входить в комплект до вже прийнятого комплексу механізованого кріплення. Кріплення КСШ - 5А передбачено для механізації процесів кріплення та управління покрівлею в штреках трапецевидного та арочного перетину у зоні сполучення лави с підготовчими виробітками, і механізації кінцевих операцій пов'язаних з виносом головок забійного конвеєра на штреки. Кріплення пройшло випробування і показало свою працездатність.

Технічна характеристика кріплення:

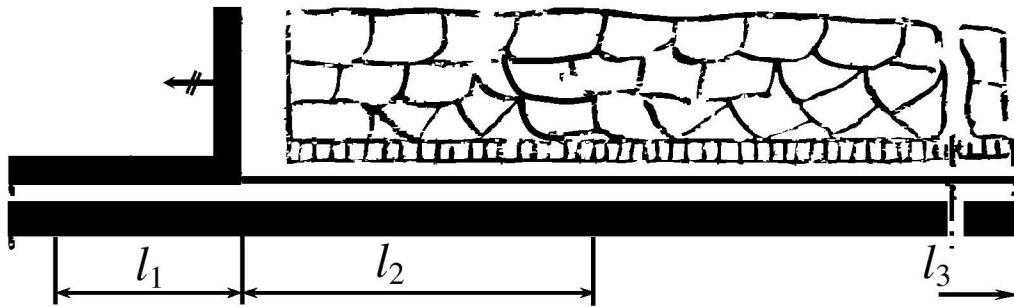
Робочий опір, кН

-стійки	760
-кріплення	6080
-на 1 м по довжині підтримуваної покрівлі	810
Тиск на підшву, МПа	2 Шаг
пересування кріплення (в залежності від захвату комбайна), м	0,63; 0,8
Мінімальний радіус обертв кріплення по штреку, м	20
Поворот привідної головки конвеєра в вертикальній площині, градусів	0-35
Мінімальна величина підривки пласта при куті падіння θ , мм	4

Так як для охорони виробок прийнятий 2 спосіб охорони (рис. 2.7), то необхідно розрахувати відстань l_1 та l_2 .

До випереджального кріплення пред'являються наступні вимоги:

- можливість установки із зовнішньої сторони аркового кріплення (у закріпленому просторі) щоб уникнути захарашення поперечного переріза виробки;
- можливість зняття й установки знову бічного стояка після проходв лави;
- надійне запобігання обвалення покрівлі на сполученні лави зі штреком;
- забезпечення розпору бічних сегментів арок після проходв лави.



Довжина цих ділянок визначається в залежності від стійкості порід покритті (див табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Параметри встановлення кріплення посилення

Ділянка	Довжина ділянки, м, при σ_k , МПа		
	до 50	50 – 80	більш 80
l_1	15	20	30
l_2	40	60	80

В якості кріплення посилень застосовують:

- гідравлічні стійки з удлиняючою насадкою УГД і під лапка або спеціального верхняка. Така стійка встановлюється під кожну раму кріплення підготовчої виробки в центрі, або збоку. У випадку, коли головка конвеєра виноситься з лави, для пересування конвеєра знімається одна стійка металевих аркового кріплення.

- гідравлічні стійки, які встановлюються не під кожну раму, та довгі спарені балки або руднічні рейки, які зміщені одна відносно другої і стягнуті хомутами до верхняків;

- гідравлічних стійок, опорних башмаків БО конструкції ДонВУГІ та верхняків з фрікційним зв'язком ВІК.

Схеми встановлення кріплення посилень представлені на листі графічної частини.

На підставі узагальнення досвіду застосування кріплення посилень витікає, що в якості кріплення можуть використовуватися металеві стійки постійного і наростаючого опору, гідравлічні стійки, стійкі з насадками, анкерна кріп, а також комбінована кріп.

Залежно від типорозмера металеві стійки використовуються з насадками або без них.

Найпоширеніші види насадок до індивідуальних стійок приведені в роботі [2]. Застосування насадок до стійок дозволяє забезпечити пересування балки кріпи без зняття стійок аркового кріплення.

З метою підвищення надійності сполучень лав виробками в ряді випадків використовується анкерна кріп.

Застосування анкерної кріпи для кріплення сполучень дозволяє не тільки спростити спосіб підтримки сполучень лав з виробкою, але і усунути трудомістку операцію по перестановці стійок посилення.

Робилися спроби в якості кріпи посилення використовувати канат, який за допомогою спеціальних засобів прикріплюється до нижніх кінців анкерів.

2.6.5 Вибір засобів зміцнення порід на сполученнях очисного вибою з підготовчою виробкою

2.6.5.1 Існуючі способи зміцнення порід на сполученні лави з виробкою

Для зміцнення порід покрівлі на сполученнях очисного вибою з підготовчою виробкою існують наступні способи:

1. Кріплення анкерами з механічним закріпленням їх у шпурах

Технологія анкерування: бурять шпури на сполученні лави в покрівлю пласта над брівкою з випередженням вибою 10-20 м в два ряди. Заводять у шпури анкери і фіксують їх, перевіряючи надійність закріплення динамометричним ключем, стягають кінці анкерів планками (дерев'яними або металевими). Параметри технології представлені на листі графічної частини. Устаткування, засоби закріплення і матеріали: ручне чи з примусовою подачею свердло з комплектом бурового інструмента, анкери механічні серійного виробництва типу АД – 1.

2. Кріплення анкерами з хімічним закріпленням їх у шпурах

У нашій країні технологія хімічного анкетування розроблена в ДонВУГІ. Технологія анкерування: бурять шпури на сполученні лави в покрівлю пласта над брівкою з випередженням вибою 10-20 м в два ряди (нижні під кутом 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 прокладки і нагвинчують гайки. Параметри технології представлені на листі графічної частини. Ампули містять поліефір і пробірку з кодицином, що є отвердите лем. Для обертання анкеру свердлом застосовують спеціальні перехідники.

3. Нагнітання поліуретанових складів.

Процес нагнітання скріпного складу містить в собі наступні операції: буріння шпурів на сполученні лави в покрівлю пласта над брівкою з випередженням вибою 10-20 м в два ряди (нижні під кутом 0-10°, верхні -45-60° до площини напластування порід), під'єднання до шпурів нагнітального устаткування, безпосередньо роботу з нагнітання і демонтаж і промивку установки після нагнітання. Поліуретанові склади нагнітають через шпури діаметром 42-45 мм, довжиною 2-4,5 м. Герметизація їх здійснюється на глибині 1,2-1,5 м, номінальний тиск нагнітання 2-5 МПа, темп нагнітання 7-9 л/хв. Параметри технології представлені на листі графічної частини.

Для зміцнення порід брівки подошви пласта застосовують такі ж способи, як і для зміцнення покрівлі, та крім них можливо застосовувати зміцнення за допомогою канатів, приєднаних до кріплення підготовчої виробки.

2.6.5.2 Вибір способу зміцнення порід на сполученні лави з виробкою

Вибір способу здійснюємо на основі аналізу заданих гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, а також областей застосування способів, з урахуванням можливості їхнього здійснення. В даних гірничо-геологічних умовах рекомендується застосовувати спосіб нагнітання поліуретанових складів, тому що цей спосіб зміцнення є прогресивним й економічно вигідним. Для зміцнення порід під дошви - зміцнення за допомогою канатів, приєднаних до аркового кріплення підготовчої виробки.

Обґрунтування параметрів технології:

- довжина шпура – 3 м;
- відстань між рядами шпурів – 0,5 м;
- відстань між рядами шпурів уздовж виробки – 1 м;
- кут нахилу - нижні під кутом 0-10°, верхні -45-60°;
- діаметр шпурів - 42 мм;
- довжина герметизації - 1,2 м;
- тиск нагнітання 4 МПа;
- темп нагнітання 8 л/хв.

2.6.6 Розрахунок економічної ефективності від застосування запропонованих заходів

Розрахуємо економічну ефективність за рахунок економії заробітної платні за рахунок зниження трудомісткості операцій на сполученні:

$$E_{з.п.} = K_d \cdot [T_{ст} \cdot (T_б - T_н) + T_{стб} \cdot (T_{бб} - T_{нб})], \text{ грн. м} \quad (2.109)$$

де $T_{ст}$ – тарифні ставки робочих, зайнятих на зведенні або пересуванні кріплення сполучень в проекті та в базовому варіанті, грн.;

$T_б$, $T_{бб}$ – трудомісткість зведення або пересування кріплення сполучень в проекті та в базовому варіанті, чол.-зм.

$T_н$, $T_{нб}$ – трудомісткість доставки кріплення сполучень в проекті та в базовому варіанті, чол.-зм.

K_d – коефіцієнт доплат для даного виду робіт.

$$E_{з.п.} = 1,1 \cdot [131,48 \cdot (5,6 - 5,2) + 131,48 \cdot (5,4 - 4,9)] = 1129,15 \text{ грн. м.}$$

ВИСНОВОК

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 підготовки прийнята панельна підготовка, в якості системи розробки стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс ЗМКД 90 з комбайном РКУ 13 і з добовим навантаженням 1620 т. Розроблено паспорт виймальної ділянки по пласту m_3^{cp+n} . Для механізації проведення виробок прийнятий прохідницький комбайн КСП 32. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором і обґрунтуванням технологічної схеми підтримання кінцевої частини і сполучення лави з конвеєрним штреком пл. m_3 .

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Привільнянська" 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. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА Донату, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМГП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-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., Зими́на 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. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971.-415с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312с.
22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400с.
23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
24. Шоботов В.М. Цивільна оборона. Навчальний посібник. – К.: Центр навчальної літератури, 2004. – 438 с.
25. Широков А.П., Лидер В.А., Петров А.И. Крепление сопряжений лав М.-Недра, 1987, 192с.
26. Проскуряков М. М. Управление состоянием массива горных пород. - М.: Недра , 1991.- 356 с.
27. Черняк И. Л. Управление состоянием массива горных пород. - М.: Недра, 1996. – 320 с.
28. О. Якоби. Практика управления горным давлением. Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
29. Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с., (гл. 3 пар. 8, 9, 12).
30. Методические указания по выполнению практических занятий: Сост. Н.К. Клишин и др. – Алчевск, 2003.
31. Орлов А.А. Классификация состояния кровли в очистных выработках // Уголь. – 1967. - №4.
32. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.- 280 с.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 80 стор., 7 рис., 18 табл., 32 джерела літератури, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. "Привільнянська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки пл. m_3^{cp+n} шахти "Привільнянська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

Методи обґрунтування: інженерний аналіз і техніко-економічне порівняння конкурентоспроможних варіантів.

У дипломному проекті надана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пластів та вибору системи розробки, а також механізації очисних, прохідницьких і транспортних робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту m_3^{cp+n} . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором і обґрунтуванням технологічної схеми підтримання кінцевої частини і сполучення лави з конвеєрним штреком пл. m_3^{cp+n} .

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, 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.....	28
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	30
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	30
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта m_3	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта m_3	39
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	50
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	51
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	60
2.5 Охорона праці.....	62
2.6 Спеціальна частина проекту.....	64
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

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.) з'явилися старіння шахтного фонду, зношеність устаткування, відсутність високоефективної виїмкової техніки. Крім цього, до них додалося ще й незадовільне матеріально-технічне постачання (недопоставки устаткування, лісних матеріалів, металевого кріплення та інших матеріалів виробничого призначення).

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

Необхідність цього зумовлена зростанням ролі вугілля як енергетичного палива у зв'язку із зменшенням постачань в Україну нафти і газу та прийнятим курсом на забезпечення країни внутрішніми енергоресурсами. Програмою передбачається здійснити комплекс заходів, спрямованих на підвищення 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 розробка проекту відробки виймальної ділянки пл. m_3^{cp+n} ш. "Привільнянська" ПАТ "Лисичанськвугілля", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.