

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта ім. Г.Г. Капустіна розташована на території Попаснянського району Луганської області в м. Привіллі. Надра належать ПАТ "Лисичанськвугілля".

Найближчими крупними населеними пунктами є міста: Лисичанськ та Новодружеськ.

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 перегибів. Простягання флексурних перегибів 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			
ℓ_1	$\frac{1,00-1,20}{1,10}$	$\frac{1,00-1,20}{1,10}$	100	проста	витриманий
k_8	$\frac{1,00-1,10}{1,05}$	$\frac{1,00-1,10}{1,05}$		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 $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
ℓ_1	16,8	4,6	2,6	41,2	7549	Д
k_8	19,5	3,1	2,2	43,4	7810	ДГ

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 – надкатегорійна.

Відносна метаносність вугільних пластів – 12,4 м³/т.

Газоносність вміщуючих 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 кондиціюванню 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 підшова			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
ℓ ₁	алевроліт	0,5	9	Б ₅	алевроліт	7,5	3	А ₂	алевроліт	8,0	3	П ₂
к ₈	аргіліт	2,0	4	Б ₃	алевроліт	5,2	4	А ₂	аргіліт	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 на поверхню;

по падінню на південному заході – ізогіпса "-750 м";

по простяганню:

на північному заході – загальна границя з вільною ділянкою, яка розташована на відстані 3000 м від центральних стовбурів;

на південному сході – загальна границя з "Привільнянська", яка розташована на відстані 3000 м від центральних стовбурів.

Розмір шахтного поля:

- по простяганню: 6,0 км;

- по падінню: 2,1 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	$m_{ср.н.}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
ℓ_1	1440000	1,10	1,35	2138	
k_8	3000000	1,05	1,33	4189	
Разом				6327	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що в шахтному полі вертикальні виробки відсутні ($\Pi_1 = 0$).

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	\angle , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
втрати в цілику з ш. "Привільнянська"							
ℓ_1	1,10	775	3550	51	600	1,35	53000
k_8	1,05	970	3650	56	1000	1,33	94000
втрати в цілику з вільною ділянкою							
ℓ_1	1,10	775	3050	49	600	1,35	54000
k_8	1,05	970	3150	54	1000	1,33	95000
Разом							296000

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	ϵ_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
ϵ_1	50	600	1,10	1,35	52000
k_8	50	1000	1,05	1,33	75000
Разом					127000

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.

$$\Pi_4 = [6327000 - (0 + 296000 + 127000)] \cdot 0,04 = 387000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma \Pi = \frac{0 + 296000 + 127000 + 387000}{6327000} \cdot 100 = 8,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 6327000 - (0 + 296000 + 127000 + 387000) = 5517000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 5,5 \text{ млн. т.}$$

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;

$$T = \frac{5517}{600} = 9 \text{ років.}$$

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	30300	5,1
2	Виробнича потужність	т	65000	30300	46,6
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	92	71	77,2
4	Кількість лав	шт	2	1	50,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	8,9	7,1	79,8
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	9,5	8,0	84,2
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	1225	1025	83,7
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	973	798	82,0
9	в тому числі ГРОВ	чол.	139	127	91,4
10	прохідників	чол.	70	73	104,3
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	7266,2	6860,0	94,4
12	робочих з видобутку	грн/міс	5544	5202	93,8
13	ГРОВ	грн/міс	10068,3	8714,8	86,6
14	прохідників	грн/міс	10114,3	8104,4	80,1
15	Зольність видобуваного вугілля	%	44,0	37,6	85,5
16	Собівартість вугілля	грн/т	4658,23	7181,58	154,2
17	Ціна реалізованого вугілля	грн/т	4900	4960	101,2

В даний час на шахті в роботі знаходиться 1 лава – 7 східна лава пл. к₈, оснащена індивідуальним кріплення та відбійними молотками ОМ-6. Підготовлена 7 західна лава пл. к₈.

По пл. ℓ₁ ведуться роботи по демонтажу 81 західної лави, яка оснащена комплексома 1МКД-90 з комбайном 1К 101.

Проводиться 7 східний вентиляційний уклон по пл. к₈.

Підготовка шахтного поля – етажна. Виймання пластів проводиться по системі лава-етаж. Порядок відробки етажів – низсходячий.

Аналізуючи технологічні схеми видно, що основною причиною низької виробничої потужності є наявність "вузьких місць" виробництва, по таким чинникам як: "очисні роботи", "вентиляція", "під'їм", "підготовчі роботи", а також старіння основних фондів.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- довести річну виробничу потужність до проектних показників;
- розрахувати кількість очисних вибоїв для забезпечення виробничої потужності;

- вибрати раціональний спосіб підготовки;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;
- вибрати раціональну систему розробки з обґрунтуванням її раціональних параметрів.

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).

Дані представлені на листингу 2.1.

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

2.2.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

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

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

- технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів 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 комплексів 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:

- 2МКД 90 з комбайном РКУ 10;
- МДМ з комбайном ГШ 200;
- МКДД з комбайном РКУ 10.

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

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 2МКД 90 з комбайном РКУ 10 і складе 1106 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс 2МКД 90 складає 738 т/доб.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо навантаження по організаційно-технічному факторі, яке дорівнює 1106 т/добу при виконанні 5 циклів.

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;

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

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;

$m_{\text{сер}}$ – 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.

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 30750 \cdot \frac{1,1}{2,15}} = 1,4;$$

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{5517 \cdot \frac{2,15}{2,15} \cdot 1,17} = 686 \text{ тис. т.}$$

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 ($t_{\text{згас}} = 1$ рік);

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

$$T = \frac{5517}{600} = 9 \text{ років}$$

$$T = 9 + 1 + 1 = 11 \text{ років.}$$

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

Відробку пластів плануємо вести в низходячому порядку – спочатку відрацюємо пл. ℓ_1 , потім – k_8 . Для відробки пл. ℓ_1 застосовуємо панельний спосіб підготовки. Розмір панелі по простяганню складе 2400 м, по падінню – 600 м. Панель по падінню ділимо на 3 яруси по 200 м. Відробку ярусів в панелі здійснюємо в низходячому порядку.

Вибір системи розробки здійснюємо в спеціальній частині проекту.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

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

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 5$, див. п. 2.2);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,63 \cdot 5 = 3,15 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

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

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,15 \cdot 0,95 = 1077 \text{ м/рік}.$$

Визначимо продуктивність пласту:

$$p = m \cdot \gamma, \text{ т/м}^2; \quad (2.9)$$

$$p = 1,1 \cdot 1,35 = 1,485 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

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

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

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

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

$$h_{д} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1077 \cdot 1,485 \cdot 0,95} = 350 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

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

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

$$\Sigma n = \frac{350}{200} = 1,7 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

Виходячи з рекомендацій [3], резервно-діючих лав не приймаємо. Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти:

$$A_{шп(макс)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.14)$$

$$A_{шп(макс)} = 400 \cdot 1077 \cdot 1,485 \cdot 0,95 = 684000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шп(макс)}}{A_{шп}}; \quad (2.15)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{684000}{600000} = 1,14.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{з.р.}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.16)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{1077}{1,14} = 979 \text{ м/рік.}$$

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]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.17)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку яруса:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{I_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{I_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \text{ міс}, \quad (2.18)$$

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

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

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

Час на відпрацювання виймального поля:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.19)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.20)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + H}{\frac{x}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рєз}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.21)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1200}{\frac{700}{94,5} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс., причому підготовку необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 700 м.

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

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.5) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.22)$$

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,1 = 1,3 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_{\text{н}}, \text{ м}, \quad (2.23)$$

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

$h_{\text{н}}$ – середня висота нижньої підривки, м;

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

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

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

Для охорони капітального бремсберга і хідника приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.24)$$

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

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

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

$$\sigma = \frac{40 + 30}{2} = 35 \text{ МПа.}$$

Згідно з [7] округляємо до 40 МПа.

$$v_{\text{ц}} = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{40 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

В дійсній шахта ім. Г.Г. Капустіна представляє одну адміністративну одиницю із загальними відкатними і вентиляційними горизонтами і загальним польовим діагональним конвеєрним похилим стволом для транспортування вугілля на поверхню, що ліквідував ступінчастість транспортних ланок по вугіллю. Похилі стволи шахт № 1, 2, 3, 4 використовуються в основному для цілей вентиляції, допоміжних операцій і транспорту породи.

Всі чотири стовбура закріплені прямокутним кам'яним кріпленням та 3 ланковим арковим кріпленням.

Конвеєрний стовбур обладнаний стрічковим конвеєром КРУ-260 до 32 пікету, після – 2ЛУ 100.

Породний, людський та допоміжний стовбури обладнані підйомною установкою СКМЗ 32×4×1,7, що виконує функції по видачі породи, спуску-підйому людей, матеріалів та устаткування. Підйомні судини – вагонетки ВГ-1,6 та вагонетки пасажирські ВЛ-30-3.

2.3.3.2 Пристовбурний двір

Пристовбурний двір розташовано на горизонті 529 м. Пристовбурний двір складається з протяжних виробок та камер. Об'єм виробок в світлі складає 5000 м³, об'єм камер 50 % об'єму виробок. У камері водовідливу встановлено 2 насосні агрегати. Довжина камери 30 м, висота – 3 м, перетин у світлі – 9 м². Пол камери водовідливу, а також камери центральної електропідстанції розташований на 0,5 м вище рівня головок рейок в пристовбурному дворі. Довжина камери центральної електропідстанції 20 м, висота 3 м, ширина 4 м, перетин у світлі 12 м². Камера дозидання розташована в безпосередній близькості від допоміжного стовбура. Камера дозидання розрахована на 40 чоловік. Ширина камери 2,6 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 5,7 м². Камера підземного медпункту також розташована поблизу допоміжного стовбура. Довжина камери 7,6 м, ширина 3 м, висота 2,2 м, перетин у світлі 6,6 м².

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. ℓ_1

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. 2.1.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пл. ℓ_1

Згідно п. 2.2.1.2 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 2МКД 90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн РКУ 10;
- механізоване кріплення 2КД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-12;
- кріплення сполучень КСД 90;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = \sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (l_n + l_{ш}) + B \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot Ш_{п} \leq 0,8 R_T, \quad (2.29)$$

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;

$l_{ш}$ – крок пересування кріплення, м;

l_2 – крок обвалення основної покрівлі, м;

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

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

$$R = 1 \cdot 0,026 \cdot (6 + 0,63) + 0,5 \cdot 0,026 \cdot 18,3 \cdot 5 = 10,5 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15.$$

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].

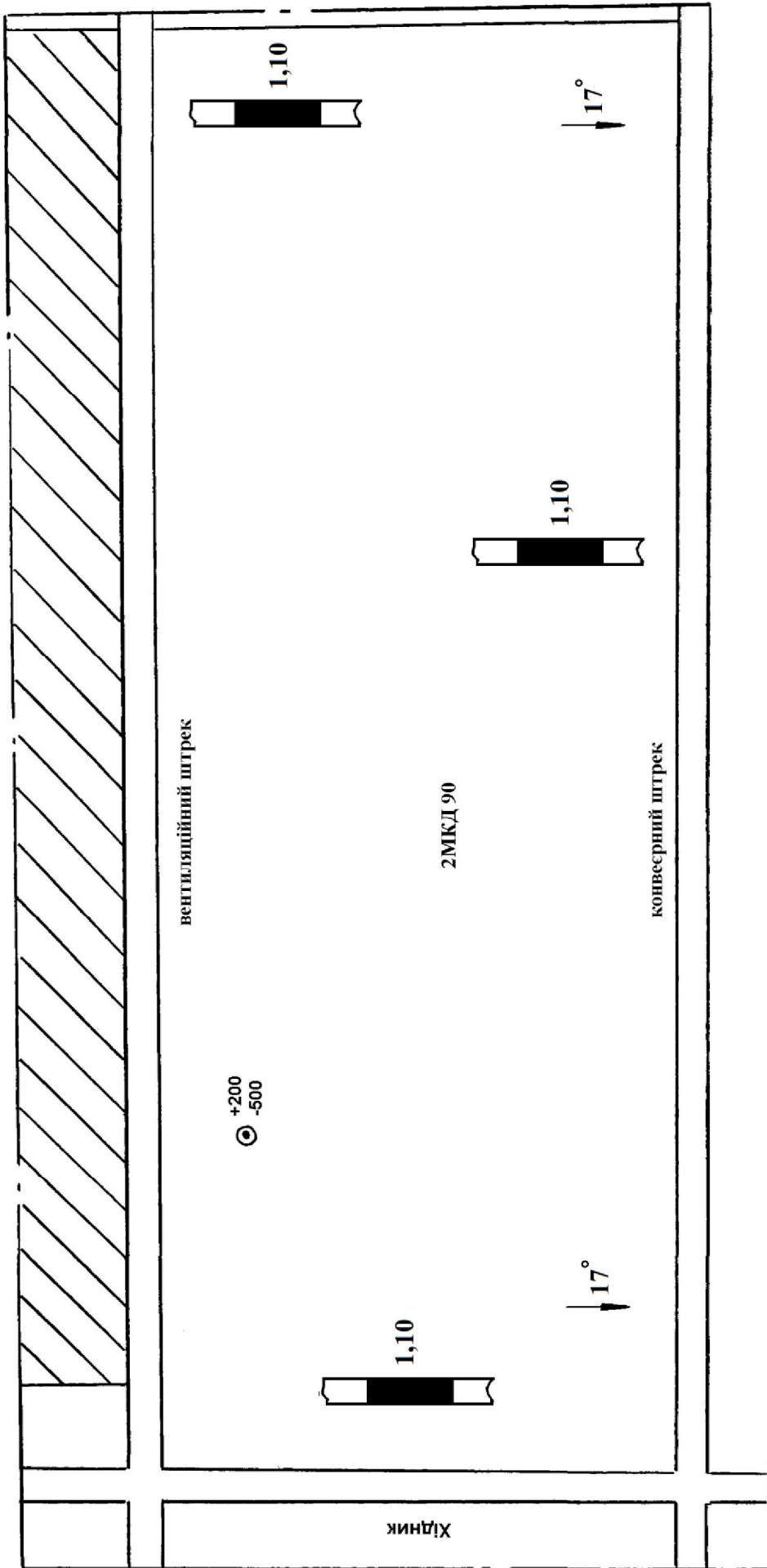


Рисунок 2.1 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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

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

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 2КД 90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, то заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Визначимо ступінь підняття порід підосви в головному конвеєрному штреку [7]:

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{2 \cdot 700}{30} = 46.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклонах [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.31)$$

$$k = \frac{700}{30} = 23.$$

Отже, згідно [7], підосва в штреках відноситься до сильно пучащій, а в уклонах до слабопучащій.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.32)$$

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;

$$D_{\text{міс}} = 1106 \cdot 25 = 27650 \text{ т.}$$

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

Виймка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.33)$$

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;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,1 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 0,97 = 221 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}}, \text{ стійок}, \quad (2.34)$$

де d – діаметр стійки, м;

$n_{\text{ор}}$ – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{\text{ор}} = \frac{0,63}{0,15} \cdot 2 = 8,4 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_{\text{к}} = \frac{r}{a_{\text{к}}} \cdot n_{\text{к}}, \text{ штук}, \quad (2.35)$$

де $a_{\text{к}}$ – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.36)$$

де Ш – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,3 \cdot 1,10 \cdot 0,63 = 1,2 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.2 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.37)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.38)$$

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

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

$$K_{ц} = \frac{610}{221} = 3;$$

$$T_k = \frac{6,9}{3} = 2,3 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.39)$$

$$T_m = \frac{1}{3} = 0,33 \text{ чол. - змін.}$$

Таблиця 2.2 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслу- гову- вання	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомі- сткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обгрун- тування ЕНВ-98
		за збірни- ком	загальний коэф.	встано- влена					
Віймка вугілля комплексом, т	6,9	384	1,588	610	205	0,33	71,17	155,60	3, т.7, 17в
МПВМ бр.						0,33	71,17	155,60	
ГРОВ 5р.						1,97	61,26	982,97	
Зведення органічних рядів, ст.		85	1	85	8,4	0,98	61,26	451,02	39, т.72, 6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	61,26	8,86	41, т.74, 2а
Зведення литої смуги, м ³		1,133	1	1,133	1,2	1,05	61,26	498,52	32, т.68, 1в
Разом						4,35		5652,97	

$$N_k = \frac{D_u}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін,} \quad (2.41)$$

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

$$N_k = \frac{221}{4,35} = 47,1 \text{ т/чол. – змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_u}, \text{ грн/т,} \quad (2.42)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{5652,97}{221} = 25,58 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_y = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.,} \quad (2.43)$$

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

$$N_y = \frac{1106}{47,1 \cdot 1,09} = 24 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 2МКД 90 і планового видобутку 1106 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 – $2,21 \text{ чол.-годин} \cdot 2 = 4,42 \text{ чол. годин}$;

- кількість приводних голівок конвеєра – $1,07 \text{ чол.-годин}$;

- ступінь стійкості бічних порід – $0,85$;

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

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

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

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.3.

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

Таблиця 2.3 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість Т _{ор} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	РКУ 10	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	2КД 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 підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.44)$$

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

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

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

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

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

$$N_{\text{ч}} = 17540 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,6 \text{ чол. – змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.45)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 24 \cdot 1,59 = 38 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 7 \cdot 1,59 = 12 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 8 \cdot 1,42 = 11 \text{ чол.}$$

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 ℓ_1

Згідно рекомендаціям [12, 13] 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 [14].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 6 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн П 110.

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

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВД-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії 900 мм, рейки Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), а також згідно з рекомендаціями [15] приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 150$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{доб} = \frac{V_{міс}}{n_{р.д}}, \text{ м/доб,} \quad (2.46)$$

де $n_{р.д}$ – 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 гірського 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:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м,} \quad (2.47)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \text{tg } \alpha, \text{ м,} \quad (2.48)$$

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;

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

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{tg } \alpha, \text{ м,} \quad (2.49)$$

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;

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

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

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

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.50)$$

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:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.51)$$

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;

$$b_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta b_c + c_1) + (h + h_b - h_0)^2 - (h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.52)$$

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:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_0} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.53)$$

де β_0 – центральний кут дуги стійки, град;

$h_{\text{фл}}$ – висота фланця профілю СВП (при СВП-22 $h_{\text{фл}} = 26$ 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:

$$h_{ц} = h_o + c_1 \cdot \operatorname{tg} \beta_o, \text{ м}; \quad (2.54)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.55)$$

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

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.56)$$

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{ц} + r + h_{п}, \text{ м}, \quad (2.57)$$

де $h_{п}$ – 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:

$$S_{св}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_б) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.58)$$

$$S_{св} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{св}^1, \text{ м}^2; \quad (2.59)$$

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_H = S_{св}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{сп} + h_{зт} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.60)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_б) + B_1, \text{ м}, \quad (2.61)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_b – товщина баласту, м;

$h_{сп}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

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

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

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

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{св}}, \text{ м/с}, \quad (2.62)$$

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 $V = 3,2 \text{ м/с}$, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [17].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{кр} = U + k_{кр} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.63)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.64)$$

де k_α – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

$$U_{кр} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 560 = 287 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_{п} \cdot k_{н} \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^н, \text{ кН/м}, \quad (2.65)$$

де $k_{п}$ – коефіцієнт перевантаження;

$k_{н}$ – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

$P^н$ – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,4 \cdot 35 = 199 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.66)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-22.

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 287 + (560 \cdot 0,4 + 1100 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 649 \text{ мм.}$$

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:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.68)$$

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:

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.69)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 649 = 454 \text{ мм}.$$

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-22 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожну 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 [18] і вносимо в табл. 2.4.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.70)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 1,5$ (§ 1, табл. 6, п. 68 д);

k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,5 \cdot 0,86 = 1,3 \text{ м}.$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

Таблиця 2.4 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чел.-змін на 1 м	Потрібна кількість чел.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном П 110	м	0,45	0,86	0,39	2	2,54	5,08		2480,47	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,77	1,54	71,17	835,07	
прохідник V розряду					2	1,77	3,54	61,26	1645,40	

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.71)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 3,3$ чол.-змін (§ 1, табл. 6, п. 68 е);

$$Q_{1ч} = \frac{1,5}{3,3} = 0,45 \text{ м}.$$

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.72)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.73)$$

$$T_{зм} = \frac{1,3}{0,39} = 3,3 \text{ чол. – зм}.$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.74)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,77 \text{ чол. – зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.75)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,3 - 1)}{1,3} = 1,77 \text{ чол. – зм}.$$

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. 2.5.

Таблиця 2.5 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	П 110	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ПС	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	

Остаточо приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.76)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,92 = 8 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 9 \cdot 1,92 = 17 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,65 = 7 \text{ чол.}$$

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 [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. 2.6.

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 2МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [20]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.77)$$

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [20]);

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

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [20]);

$$Q_p = \frac{1106 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 140 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год.}, \quad (2.78)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

Згідно [20] приймаємо конвеєр 2ЛТ 100У.

По графіку застосовності (рис. 2.2) перевіримо конвеєр 2ЛТ 100У на можливість використання. При необхідній його довжині $L = 1100$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 140 < Q_t = 850$ т/год.

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

Перевірка перевантажувача:

$$Q_p = 140 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

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

Таблиця 2.6 – 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-заключні операції			4		129		25,8	§ 2, табл. 50
Учення дрібних несправностей			4		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	2	$170,44 \cdot 1 = 170,44$	$170,44 \cdot 2 = 340,9$	$85,22 \cdot 1 = 85,22$	$85,22 \cdot 2 = 170,44$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	2	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 2 = 21,4$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1	2	$12,55 \cdot 1 = 12,55$	$12,55 \cdot 2 = 25,1$	$7,11 \cdot 1 = 7,11$	$7,11 \cdot 2 = 14,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$73,52 \cdot 1 = 73,52$	$73,52 \cdot 2 = 147,0$	$36,76 \cdot 1 = 36,76$	$36,76 \cdot 2 = 73,5$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1	1	$21,64 \cdot 1 = 21,64$	$21,64 \cdot 2 = 43,3$	$10,82 \cdot 1 = 10,82$	$10,82 \cdot 2 = 21,6$	§ 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	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 2 = 290,2$	145,1	290,2	§ 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				810	1620			

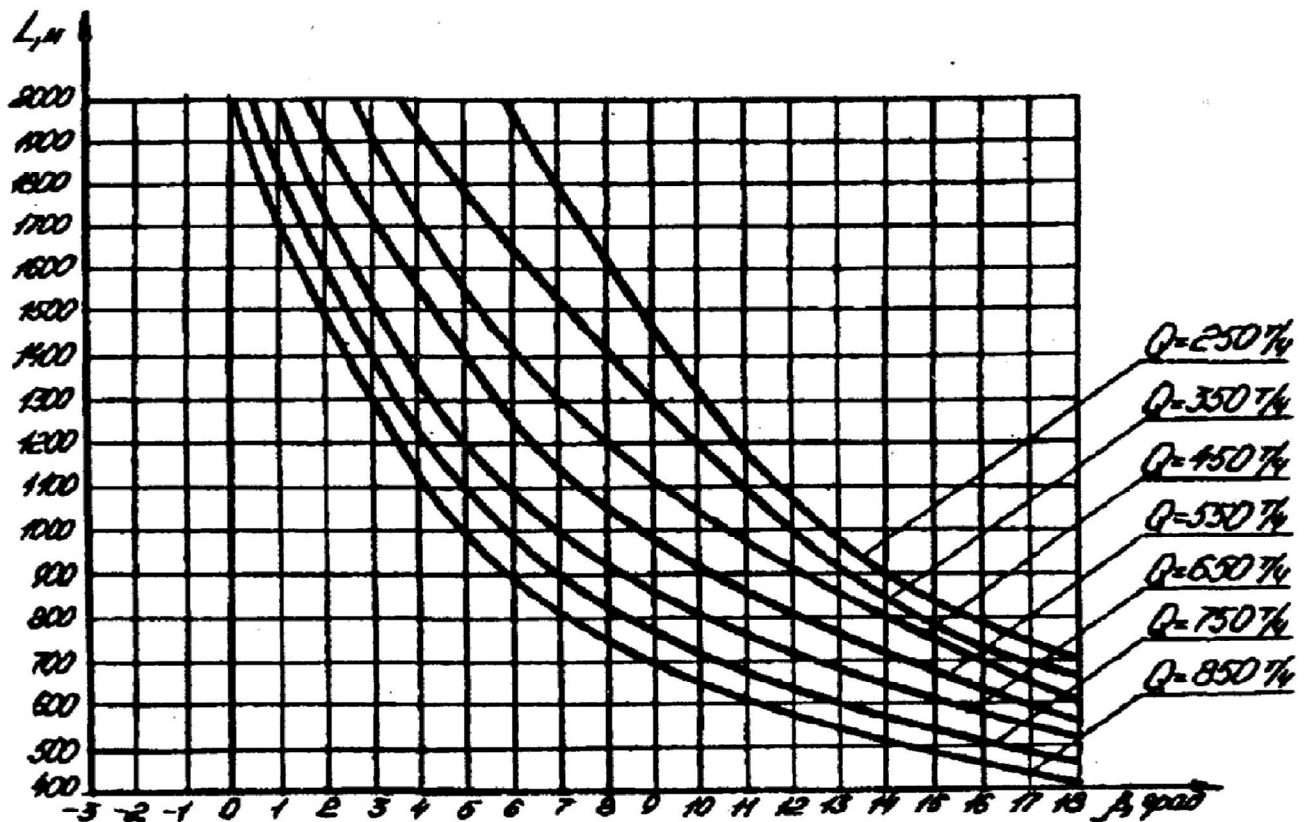


Рисунок 2.2 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

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

що відповідає умові $Q_p = 39 < Q_t = 850 \text{ т/год}$.

Для транспортування устаткування і матеріалів по уклону приймаємо дорогу напідосвенну канатну ДКН 4-2 з вагонеткою ВГ 3,3-900.

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 ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Даним проектом передбачена відробка пласта ℓ_1 . Спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова; кількість лав – 2; механізація очисних робіт – комплекс 2МКД 90; навантаження на лаву – 1106 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальних ділянок типу 3-В-Н-н-пт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту ℓ_1

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки та виймальної ділянки:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч(діл)}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.79)$$

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

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

$$I_{\text{оч}} = \frac{1106 \cdot 4,6}{1440} = 8,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{діл}} = \frac{1106 \cdot 18,6}{1440} = 35,3 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.80)$$

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [22]);

c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;

S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м^2 ;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.81)$$

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

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

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 3,8 \cdot 1}{1,43} = 6,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч}} = 8,7 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 6,4 \text{ м}^3/\text{хв},$$

умова не виконується, отже необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок

$$k_{\text{дег}} = 0,45;$$

дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок $k_{\text{дег}} = 0,2-0,5$;

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

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}^I + q_{\text{о.у}}^{II}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{Т}; \quad (2.82)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{Т}, \quad (2.83)$$

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

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

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

$$q_{\text{в.п}}^I = [k_{\text{с.п}} (X - X_0) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.пі}} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.ні}} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}^I) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{Т}; \quad (2.84)$$

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

$$q_{\text{в.п}}^I = [0,03 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot (1 - 0,45) + (6,5 + 4,5) \cdot (1 - 0,4) + 0 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 1,7 \text{ м}^3/\text{Т};$$

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

$$q_{\text{діл}} = (3,1 + 3,1) \cdot (1 - 0,45) + 1,7 = 5,1 \text{ м}^3/\text{Т};$$

$$I_{\text{оч}} = \frac{2730 \cdot 2,5}{1440} = 4,7 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{діл}} = \frac{2730 \cdot 5,1}{1440} = 9,7 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

$$I_{\text{р}} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4,7 \cdot 1}{1,57} = 7,2 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{оч}} = 4,7 \text{ м}^3/\text{ХВ} < I_{\text{р}} = 7,2 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта l_1

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot I_{\text{оч}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.85)$$

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

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

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot 4,7 \cdot 1,57}{1 - 0,05} = 228 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.86)$$

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

$k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного простору (приймаємо по табл. 6.4 [21]);

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

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.87)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 3,8 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 216 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Перевіримо прийняті витрати повітря по мінімальній і максимальній швидкості повітря:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.88)$$

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, м²;

$$Q_{\text{оч}} = 228 > 60 \cdot 3,8 \cdot 0,25 \cdot 1,2 = 68 \text{ м}^3/\text{хв},$$

умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.89)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 228 < 60 \cdot 3,8 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1094 \text{ м}^3/\text{хв},$$

умова дотримується.

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

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання виймальної ділянки по виділенню метану:

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{o}}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.90)$$

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 9,7 \cdot 1,41}{1 - 0,05} = 520 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки складуть:

$$Q_{\text{дл}} = Q \cdot \frac{k_{\text{утв}}}{k_{\text{o.з}}} + 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.91)$$

$$Q_{\text{дл}} = 228 \cdot \frac{2,2}{1,2} + 60 \cdot 12,5 \cdot 0,25 = 520 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$A_{\text{max}} = A_{\text{р}} \cdot I_{\text{р}}^{-1,67} \left[\frac{Q_{\text{р}} \cdot (C - C_{\text{o}})}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.92)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

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 [21]);

$$A_{\text{max}} = 1106 \cdot 4,7^{-1,67} \cdot \left[\frac{1094 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2490 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пл. ℓ_1

Метановиділення в виробку, проведена по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.93)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.94)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.95)$$

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

$k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [21]).

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.96)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв. (приймаємо по табл. 3.3 [21]);

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

$$k_{\text{ту}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.97)$$

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.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.98)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м²;

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

$$T_y = \frac{4,5 \cdot 1 \cdot 1,33}{0,7} = 8,6 \text{ хв};$$

$$k_{Ty} = 0,118 \cdot 8,6^{0,25} = 0,21;$$

$$I_{o,y,\pi} = 0,7 \cdot 0,21 \cdot (20,4 - 1,9) = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 1} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 4,8 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot 0,98 = 2,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,6 \cdot 4,8 \cdot (20,4 - 1,9) \cdot 0,13 = 0,3 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\pi} = 2,2 + 2,7 = 4,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{3,\pi} = 0,3 + 2,7 = 3,0 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання уклону пл. т₃

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3,\pi} = \frac{100 \cdot I_{3,\pi}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.99)$$

$$Q_{3,\pi} = \frac{100 \cdot 3,0}{1 - 0,05} = 290 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\pi} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.100)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\pi} = 60 \cdot V_{\pi \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.101)$$

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

$$Q_{3,\pi} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,5 = 230 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{3,\pi} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

де $V_{\text{прив min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійно-

му просторі, м/с (при температурі 26°C та вологості 70 % $V_{\text{прив min}} = 1$ м/с);

$$Q_{3.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,5 = 206 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Приймаємо $Q_{3.п} = 290 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.104)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

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

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

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр 1}} \cdot k_{\text{ут.тр 2}}, \quad (2.106)$$

де $k_{\text{ут.тр 1}}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [22]), при довжині кінцевої ділянки трубопроводу $\ell_{\text{тр 1}} = 500$ м, діаметрі трубопроводу $d = 0,8$ м, $Q_{3.п} = 4,2 \text{ м}^3/\text{с}$, $k_{\text{ут.тр 1}} = 1,28$;

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

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

$$Q_{\text{п}} = 63 \geq 290 \cdot 1,4 = 350 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 350 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Вибір засобів провітрювання штреку.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\angle_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр к}} \cdot (\angle_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.107)$$

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

$\angle_{\text{тр}1}$ – 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;

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (700 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 1) = 14,9 \text{ к}\mu.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_{\text{р}} = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.108)$$

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

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_{\text{р}} = Q_{\text{р}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.109)$$

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

По додатку 1 [22] і розрахунковим значенням $Q_{\text{р}}$ і $h_{\text{р}}$ вибираємо вентилятор типу ВМЦ-8.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Результати розрахунків

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

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.3).

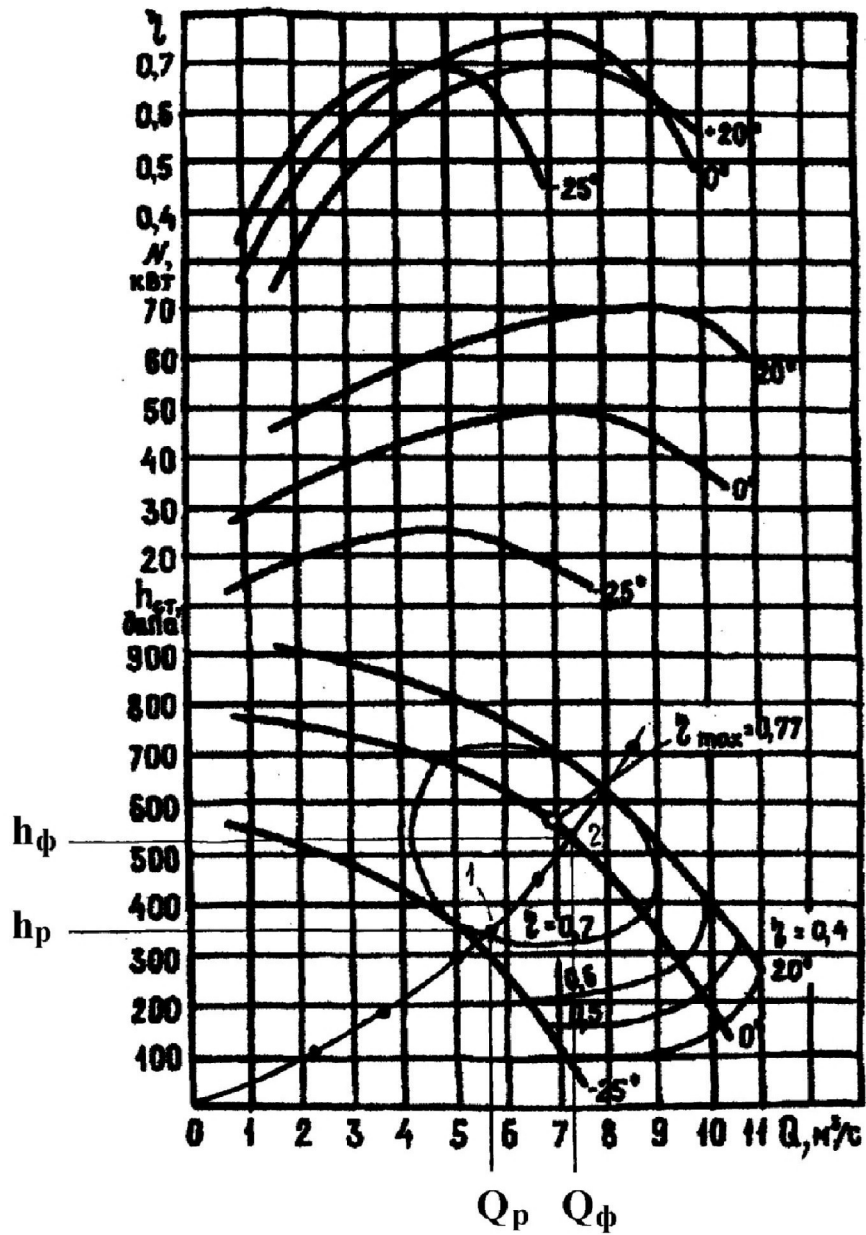


Рисунок 2.3 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8 та вентиляційного трубопроводу

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:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.110)$$

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:

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.111)$$

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{520}{14,9}} - 0,69 \cdot 7,2 = 4,7 \text{ м}^3/\text{с} = 300 \text{ м}^3/\text{ххв}$$

2.4.5 Енергопостачання ділянки

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс 2МКД 90 з комбайном РКУ 10, скребковим конвеєром СПЦ 162-12. По штреку вугілля транспортується за допомогою скребкового перевантажувача ПТК 3У. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Характеристика споживачів ділянки

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	РКУ 10	660	ЭКВЭ – 200	200	2	400	0,85
2	СПЦ 162-09	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
3	ПТК 3У	660	ЭДКОФ 53,4	110	1	110	0,91
4	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
5	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
6	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,89

До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

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

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

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

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

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

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

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

Для заземлення КТВП-630/6-0.69, СУВ 350, АПШ, АУС використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 3 м. Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці. На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну РКУ 10, конвеєру СПЦ 162, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24,

світильників, здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в зумпфі допоміжного ствола. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

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

2.5 Охорона праці

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 клітки 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 клітями, які не мають засобів пило заглушення.

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 прямкових 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 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Обґрунтування оптимальної системи розробки пласта

Підвищення ефективності і рівня використання нової гірничої техніки може бути досягнуте тільки в тих випадках, коли система розробки здатна забезпечити сприятливі умови для своєчасного відтворення підготовлених запасів вугілля, надійну роботу підземного транспорту, ефективне провітрювання гірничих виробок, а також проведення заходів щодо боротьби з несприятливими природними чинниками.

Метою дійсного проекту є вибір раціональної системи розробки пл. ℓ_1 , що забезпечує безпеку робіт та мінімальні економічні витрати.

3.1 Конструювання варіантів систем розробки

В даних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах можливо застосувати стовпову, комбіновану та суцільну систему розробки, але суцільна не сприятлива для ефективного використання виймального комплексу, тому що, із-за взаємозатримки підготовчих і очисних робіт, неможливо досягнути навантаження на лаву 1000 т/добу і більше. А виймальні комплекси не рекомендується застосовувати при навантаженні на лаву менше 1000 т/добу, тому що при такому навантаженні не можливо окупити сучасний дорогий комплекс. Але при суцільній системі розробці ввід комплексу в експлуатацію здійснюється набагато швидше, чим при стовповій. Як бачимо, у кожній системі розробки є свої переваги і недоліки, тому для остаточного вибору необхідно провести їх техніко-економічне порівняння. Для порівняння приймаємо наступні системи розробки:

1 варіант. Комбінована система розробки з випереджаючим конвеєрним штреком (рис. 3.1).

2 варіант. Стовпова система розробки з погашенням штреків слідом за лавою і проведенням нового вентиляційного штреку вприсічку до виробленого простору (рис. 3.2).

3 варіант. Стовпова система розробки з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного (рис. 3.3).

3.2 Обґрунтування параметрів систем розробки

Для остаточного вибору системи розробки необхідно провести їх техніко-економічне порівняння. Необхідно відзначити, що враховуються тільки витрати, які відрізняються у варіантах.

Порівняння варіантів проводимо по наступним затратам:

- на проведення виробок;
- на підтримання виробок;
- на транспортування вугілля і породи.

Визначимо основні параметри кожної системи розробки. Перетини дільничних виробок вибираємо в залежності від прийнятої системи розробки

згідно рекомендаціям [27-30]. Виробки, що будуть використовуватися повторно, доцільно охороняти за допомогою литої смуги.

Перетини виробок:

Варіант 1.

Поперечний перетин конвеєрного штреку – 13,1 м².

Поперечний перетин вентиляційного штреку – 13,1 м².

Поперечний перетин флангового вентиляційного хідника – 9,8 м².

Спосіб охорони конвеєрного штреку:

- попереду лави – масив–масив;
- позаду лави – лита смуга–масив.

Спосіб охорони вентиляційного штреку:

- попереду лави – масив-лита смуга;
- позаду лави – лита смуга-2 ряда кострів.

Спосіб охорони флангового вентиляційного хідника – ціликом шириною 30 м.

Конвеєрний штрек використовується повторно, вентиляційний штрек погашається після відпрацювання виймального поля.

Варіант 2.

Поперечний перетин конвеєрного штреку – 11,2 м².

Поперечний перетин вентиляційного штреку – 11,2 м².

Спосіб охорони конвеєрного штреку:

- попереду лави – масив–масив;
- позаду лави – масив–1 ряд дерев'яних кострів.

Спосіб охорони вентиляційного штреку:

- попереду лави – 1 ряд кострів–масив;
- позаду лави – 1 ряд дерев'яних кострів–1 ряд дерев'яних кострів.

Конвеєрний і вентиляційний штреки погашаються слідом за лавою.

Варіант 3.

Поперечний перетин конвеєрного штреку – 12,5 м².

Поперечний перетин вентиляційного штреку – 12,5 м².

Спосіб охорони конвеєрного штреку:

- попереду лави – масив–масив;
- позаду лави – лита смуга-масив.

Спосіб охорони вентиляційного штреку:

- попереду лави – масив–лита смуга;
- позаду лави – 1 ряд дерев'яних кострів–лита смуга.

Конвеєрний штрек зберігається для повторного використання, вентиляційний штрек погашається слідом за лавою.

Для охорони головних виробок та флангового вентиляційного хідника приймаємо цілики великих розмірів.

Ширина ціликів:

$$B_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (3.1)$$

де H – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 600 м);
 σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покp}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (3.2)$$

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

$$\sigma = \frac{45 + 60}{2} = 52 \text{ МПа.}$$

Згідно з [7] округляємо до 60 МПа.

$$V_{\text{ц}} = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{52 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

3.3 Техніко-економічне порівняння конкурентноздатних варіантів систем розробки

Для остаточного вибору системи розробки необхідно провести їх техніко-економічне порівняння. Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробки та транспортування 1 т вугілля і породи на 1 м виробки (див. листинг 3.1-3.3).

Витрати на очисні роботи та водовідлив не враховуємо, оскільки механізація очисних робіт та водоприлив в обох варіантах однакові. Витрати на провітрювання не враховуємо, тому що їхня питома вага в загальній структурі витрат не перевищує 1-5%.

Вартість проведення всієї виробки:

$$K = L \cdot k, \text{ грн.}, \quad (3.3)$$

де L – довжина виробки, м;

k – вартість проведення 1 м виробки, грн.

Вартість підтримання всієї виробки:

$$R = L \cdot r, \text{ грн.}, \quad (3.4)$$

де r – вартість підтримання 1 м виробки, грн.

Вартість транспортування вугілля:

$$Q = L \cdot q \cdot Z_{\text{в.п}} + q_{\text{кап}}, \text{ грн.}, \quad (3.5)$$

де q – вартість транспортування 1 т вугілля на 1 м, грн.;

Z – кількість запасів у виймальному стовпі, т;
 $Q_{\text{кап}}$ – капітальні витрати на транспортування, грн.

$$Z_{\text{в.п}} = L \cdot \ell \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (3.6)$$

де L – довжина виймального поля, м;
 ℓ – довжина лави, м;
 m – потужність пласта, м;
 γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;
 c – коефіцієнт вилучення вугілля;

$$Z_{\text{в.п}} = 1200 \cdot 200 \cdot 1,1 \cdot 1,35 \cdot 0,97 = 670000 \text{ т.}$$

Розрахуємо вартість проведення і підтримання виробок та вартість транспортування вугілля для кожного варіанту.

Варіант 1.

Вартість проведення конвеєрного штреку:

$$K_1_{\text{конв.штр}} = 1200 \cdot 5236,8 = 8378880 \text{ грн.}$$

$$K_1_{\text{фланг.хідн}} = 200 \cdot 3853,4 = 770680 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання вентиляційного штреку:

$$R_1_{\text{вент. штр}} = 1200 \cdot 3198,7 = 5117920 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання конвеєрного штреку:

$$R_1_{\text{конв. штр}} = 1200 \cdot 2391,4 = 3826240 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання флангового вентиляційного хідника:

$$R_1_{\text{фланг. хідн}} = 200 \cdot 981,5 = 196300 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування вугілля по конвеєрному штреку:

$$Q_1 = 1200 \cdot 0,0004369 \cdot 670000 + 539400 = 6384500 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування породи по фланговому хіднику:

$$Q_1 = 200 \cdot 0,0009874 \cdot 2380 + 145500 = 145970 \text{ грн.}$$

Варіант 2.

Вартість проведення вентиляційного штреку:

$$K_{2 \text{ вент. штр}} = 1200 \cdot 6121,8 = 9794880 \text{ грн.}$$

Вартість проведення конвеєрного штреку:

$$K_{2 \text{ конв. штр}} = 1200 \cdot 5168,4 = 8269440 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання вентиляційного штреку:

$$R_{2 \text{ вент. штр}} = 1200 \cdot 868,2 = 1389120 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання конвеєрного штреку:

$$R_{2 \text{ конв. штр}} = 1200 \cdot 858,2 = 1373120 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування вугілля:

$$Q_2 = 1200 \cdot 0,0005987 \cdot 670000 + 602100 = 6959100 \text{ грн.}$$

Варіант 3.

Вартість проведення конвеєрного штреку:

$$K_{3 \text{ конв. штр}} = 1200 \cdot 5836,2 = 9337920 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання вентиляційного штреку:

$$R_{3 \text{ вент. штр}} = 1200 \cdot 1196,4 = 1914240 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання конвеєрного штреку:

$$R_{3 \text{ конв. штр}} = 1200 \cdot 1450,6 = 2320960 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування вугілля:

$$Q_3 = 1200 \cdot 0,0003965 \cdot 670000 + 489400 = 5842200 \text{ грн.}$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Результати розрахунків

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Витрати на транспортування, грн	Сумарні витрати	
				грн	%
Варіант 1	9149560	9140460	6530470	24820490	128
Варіант 2	18064320	2762240	6959100	27785660	147
Варіант 3	9337920	4235200	5842200	19415320	100

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma Q_{\text{тр}}}{Z_{\text{в.п}}}, \text{ грн/т,} \quad (3.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣQ – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

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

Питомі витрати для 1 варіанту:

$$C_1 = \frac{9149560 + 9140460 + 6530470}{670000} = 37,04 \text{ грн/т.}$$

Питомі витрати для 2 варіанту:

$$C_2 = \frac{18064320 + 2762240 + 6959100}{670000} = 41,47 \text{ грн/т.}$$

Питомі витрати для 3 варіанту:

$$C_3 = \frac{9337920 + 4235200 + 5842200}{670000} = 28,98 \text{ грн/т.}$$

Питомі витрати у відсотковому відношенні складуть:

Для 1 варіанту:

$$C_1 = 128 \text{ \%}.$$

Для 2 варіанту:

$$C_2 = 147 \text{ \%}.$$

Для 3 варіанту:

$$C_3 = 100 \text{ \%}.$$

З вищеприведених розрахунків можна зробити висновок, що 1 і 2 варіанти системи розробки дорожче 3-го на 28 і 47 % відповідно. Тому в даних умовах економічно вигідніше застосувати стовпову систему розробки з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.