

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 79 стор., 6 рис., 22 табл., 29 джерел літератури, 4 аркуші графічної частини.

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

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки пл. k_8^H ш. "Привільнянська" ПАТ "Лисичанськвугілля".

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

У дипломному проекті надана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання підготовки пластів та вибору системи розробки, а також механізації очисних, прохідницьких і транспортних робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту k_8 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням заходів щодо поліпшення якості видобуваного вугілля.

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ЯКІСТЬ ВУГІЛЛЯ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	21
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	29
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	29
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	30
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k_8	39
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	50
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	51
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	60
2.5 Охорона праці.....	61
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	63
ВИСНОВКИ.....	77
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	78

ВСТУП

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

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

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. k₈^н ш. "Привільнянська" ПАТ "Лисичанськвугілля", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта "Привільнянська" розташована на території Попаснянського району Луганської області. Надра належать ПАТ "Лисичанськвугілля".

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

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

Джерелом електроенергії служить мережа "Донбасенерго".

Джерелом водопостачання шахти являється міський водопровід.

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

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

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

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

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^7	280	$\frac{6}{2,2}$	$\frac{171}{61,0}$	$\frac{58}{20,8}$	$\frac{8}{2,7}$	$\frac{37}{13,3}$	$m_7^6, m_6^3, m_6^2,$ m_3^6, m_3^{cp+n}, m_3^H	M_9, M_8, M_7 M_6, M_3
C_2^6	180	$\frac{49}{27,4}$	$\frac{58}{32,0}$	$\frac{59}{33,0}$	$\frac{7}{3,8}$	$\frac{7}{3,8}$	$l_8, l_6, l_5,$ l_3, l_2^1, l_1^1	L_8, L_7, L_6 L_4, L_3, L_1
C_2^5	240	$\frac{127}{53,0}$	$\frac{46}{19,2}$	$\frac{50}{20,9}$	$\frac{3}{1,4}$	$\frac{13}{5,5}$	k_8, k_8^H	K_8

1.1.2.2 Тектоніка

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

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

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

По складності тектонічної будови родовище відноситься до II групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
m_3^H	$\frac{1,93-1,17}{1,05}$	$\frac{1,93-1,17}{1,05}$	175	проста	витриманий
l_2^1	$\frac{0,93-1,19}{1,06}$	$\frac{0,77-0,89}{0,83}$		складна	відносно витриманий
k_8	$\frac{1,10-1,30}{1,20}$	$\frac{1,10-1,30}{1,20}$	60	проста	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марки вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
m_3^H	16,8	4,6	2,6	41,2	7549	Д
l_2^1	19,5	3,1	2,2	43,4	7810	ДГ
k_8	13,7	3,1	2,6	43,4	7739	ДГ, Г

Збагачуваність вугілля змінюється від середньої до дуже важкої.

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

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

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

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

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

Водоносні горизонти, які беруть участь в обводненні виробок шахти, приурочені до пісковиків m_3SM_4 , M_1Sm_3 , L_7Sl_8 , L_6Sl_6 , L_4SL_5 , L_3SL_4 , $l_1^1SL_3$, $L_1Sl_1^1$, k_8SL_1 та вапняків M_1 , L_7 , L_6 , L_5 , L_4 , L_3 та L_1 .

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

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 151 м³/годину;

максимальний – 257 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – III по газу метану.

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

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

Глибина зони газового вивітрювання 235 м.

Випадків суфлярних виділень метану не зареєстровано.

Небезпека шахти за вибуховістю пилу – небезпечна.

Вугілля пластів не схильне до самозаймання.

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

Небезпека шахти за гірськими ударами – безпечна.

Проходження гірничих виробок по вмещаючих 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 підшошва			
	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
m_3^H	аргіліт	1,8	4	Б ₃	пісковик	4,5	5	А ₂	алевроліт	2,3	4	П ₃
l_2^I	вапняк	0,5	9	Б ₅	алевроліт	7,5	3	А ₂	алевроліт	8,0	3	П ₂
k_8	алевроліт	2,0	4	Б ₃	алевроліт	5,2	4	А ₂	алевроліт	4,5	5	П ₃

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

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – вихода пластів на поверхню;

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

по простяганню:

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

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

Розмір шахтного поля:

- по простяганню: 6,5 км;

- по падінню: 3,8 км.

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 6,5 км;

по падінню – 0,9 км.

Загальна площа ділянки складає 5,85 км².

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 350 м;

- по простяганню – 500 м.

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

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

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

де S_r – горизонтальна проекція пласта, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	S_r , м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
m_3^H	2250000	1,05	1,36	3606	
l_2^1	3260400	0,83	1,35	4099	
k_8	3992500	1,20	1,34	9246	
Разом				16951	

Визначимо проектні втрати вугілля.

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

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

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

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

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

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	m , м	H , м	L , м	d , м	\angle , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
втрати в цілику з ш. "Новодружеська"							
m_3^H	1,05	775	3550	51	900	1,36	95000
l_2^1	0,83	970	3650	56	900	1,35	81000
k_8	1,20	1010	3700	65	900	1,34	106000
втрати в цілику з ш. ім. Г.Г. Капустіна							
m_3^H	1,05	775	3050	49	900	1,36	91000
l_2^1	0,83	970	3150	54	900	1,35	77000
k_8	1,20	1010	3200	63	900	1,34	102000
Разом							552000

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками:

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

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

l_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля у геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	l_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
m_3^H	50	900	1,05	1,36	72000
l_2^1	50	900	0,83	1,35	60000
k_8	50	900	1,20	1,34	76000
Разом					208000

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.

$$\Pi_4 = [16951000 - (0 + 552000 + 208000)] \cdot 0,04 = 648000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 552000 + 208000 + 648000}{16951000} \cdot 100 = 8,3 < 15 \%$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 16951000 - (0 + 552000 + 208000 + 648000) = 15543000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 15,5 \text{ млн. т.}$$

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;

$$T = \frac{15543}{600} = 25 \text{ років.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

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

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

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

Підготовка шахтного поля – етажна. Порядок відробки етажів – низсходячий.

За останній рік лав в роботі на шахті не було.

Виробки проводяться відбійними молотками.

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

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

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

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- довести річну виробничу потужність до проектних показників;
- 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;
- розробити рекомендації з поліпшення якості вугілля, що видобувається.

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

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

Результати розрахунку представлені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання

	k_8
основна покрівля	неважкозрушувана
безпосередня покрівля	середньої стійкості
"хибна" покрівля	утворюється
підшва пласта	нестійка
водоприток у лаву м ³ /год	< 1

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

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

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

Так як застосування мехкомплексів дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування або стругів з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованих комплексів, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір 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, розробленої на кафедрі гірництва (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 2МКД 90 з комбайном РКУ 10 і складе 1200 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 984 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 1200 т/добу при виконанні 6 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.

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

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 30750 \cdot \frac{1,12}{1,25}} = 1,4;$$

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{14266 \cdot \frac{2,25}{2,25}} \cdot 1,17 = 686 \text{ тис. т.}$$

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 ($t_{\text{згас}} = 2$ роки);

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

$$T = \frac{15543}{600} = 25 \text{ років.}$$

$$T = 25 + 2 + 2 = 29 \text{ років.}$$

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

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

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

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

Розраховуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{ет}}$ – запаси вугілля в етажі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	635100	1,62	100
2	471900	279500	751400	1,97	122

Як видно з табл. 2.3, варіант 1 на 22 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

$$V_{\text{д}} = \frac{V_{\text{д1}} \cdot m_1 + V_{\text{д2}} \cdot m_2}{m_1 + m_2}, \text{ м/рік}, \quad (2.8)$$

де $V_{\text{д1}}$, $V_{\text{д2}}$ – річне посування очисних вибоїв по пластам, м/рік;

$$V_{\text{д}} = \frac{1134 \cdot 1,25 + 1200 \cdot 1,0}{1,25 + 1,0} = 1163 \text{ м/рік}.$$

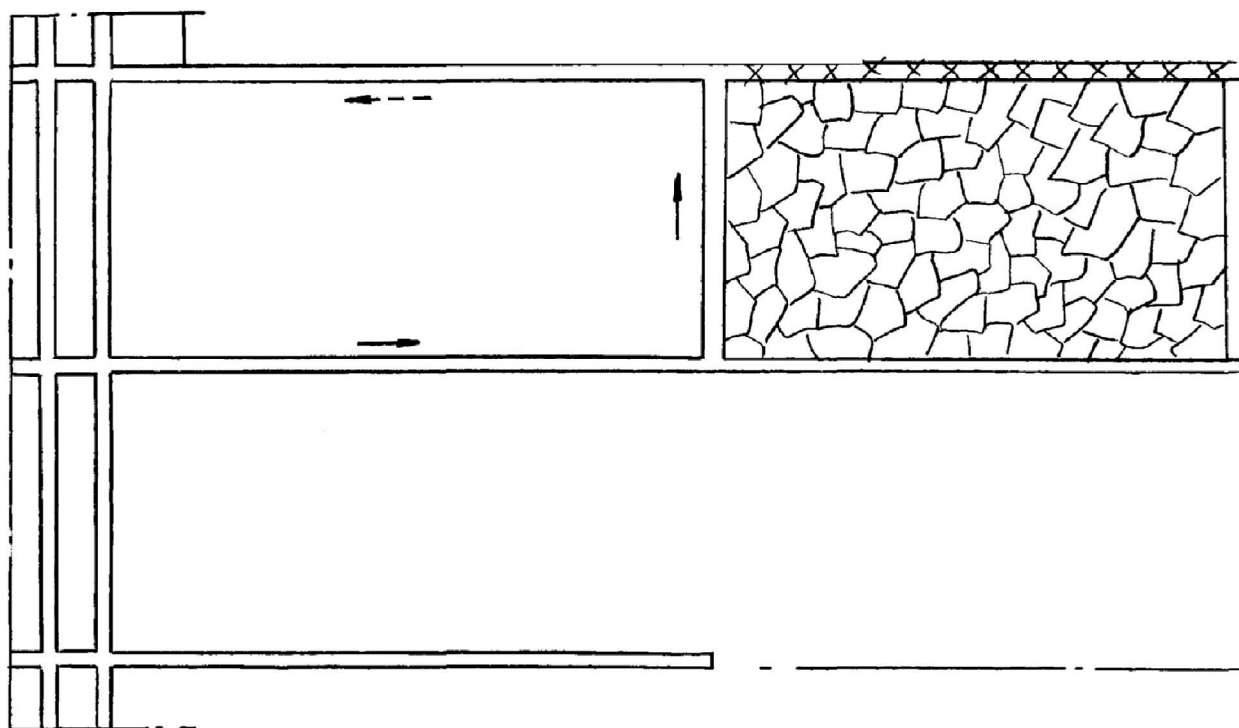


Рисунок 2.1 – Стовпова система розробки лава-етаж з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

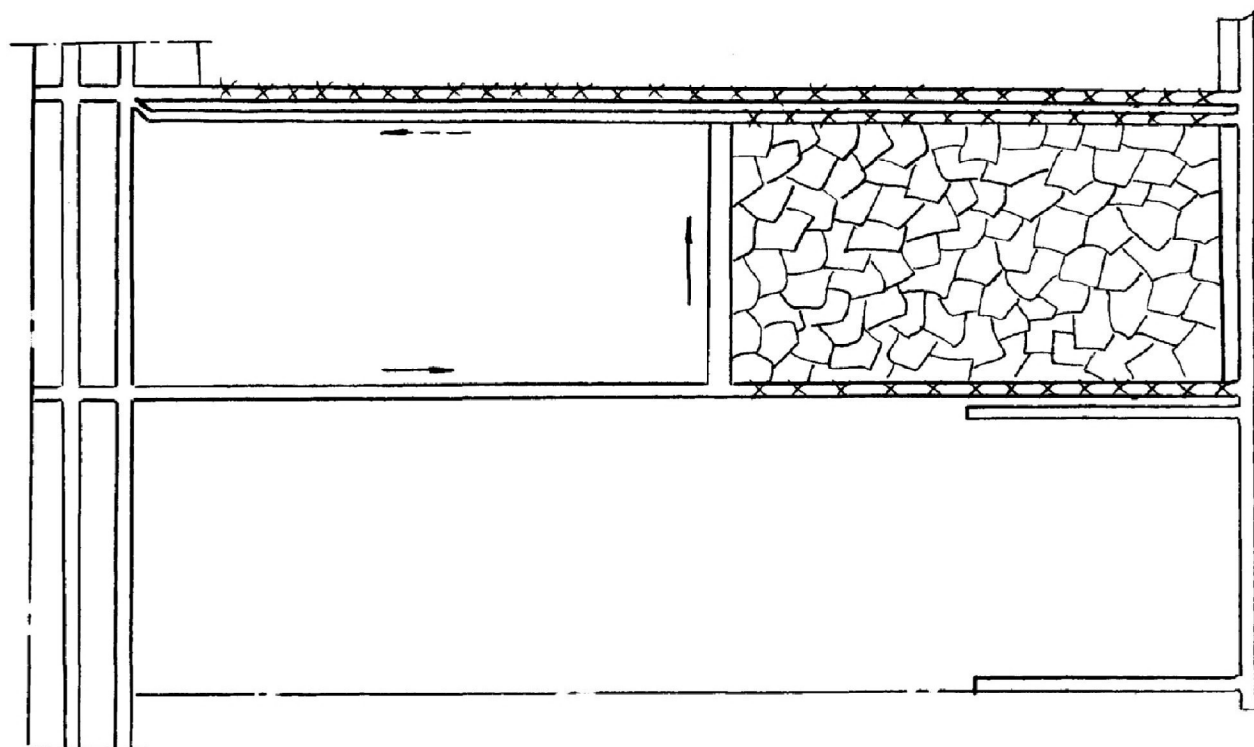


Рисунок 2.2 – Стовпова система розробки лава-етаж з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору від флангових виробок

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

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

$$\Sigma p = 2,25 \cdot 1,33 = 2,99 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по кожному із прийнятих до одночасної відробки пластів:

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

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1163 \cdot 2,99 \cdot 0,95} = 250 \text{ м.}$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по шахті.

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

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

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави;

$$\Sigma n = \frac{250}{200} = 1,2 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

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

Визначимо загальне число лав по шахті:

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

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

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

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

Середня продуктивність пластів:

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

$$p_{\text{ср}} = \frac{2,99}{2} = 1,495 \text{ т/м}^2.$$

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

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д}} \cdot p_{\text{ср}} \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.17)$$

$$A_{\text{шп (max)}} = 600 \cdot 1163 \cdot 1,495 \cdot 0,95 = 691000 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

$$k_{\text{рез}} = \frac{6991000}{600000} = 1,1.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

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

$$V_{\text{зар}} = \frac{1163}{1,1} = 1157 \text{ м/рік.}$$

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

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

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку етажу:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \text{ міс}, \quad (2.21)$$

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:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1420}{\frac{700}{94,5} - (1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс.}$$

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:

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

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 1,2 = 1,4 \text{ м};$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

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

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

h_n – середня висота нижньої підривки, м;

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

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

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

Для охорони капітального бремсберга і хідника приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

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

де H – глибина розробки (згідно з [7] округляємо до 900 м);

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

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

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

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

Згідно з [7] округляємо до 40 МПа.

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

2.3.2 Розкриття шахтного поля

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

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

Для видачі з шахти вугілля застосовується похилий стовбур.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

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

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

Схема розкриття, підготовки, система розробки пласту k_8 представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

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

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

Перетини стовбурів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

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

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

Нижче гор. 740 м шахтне поле розкрите за допомогою трьох польових уклонів, розташованих в підошві пл. k₈.

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

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пл. k₈

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

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

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пл. k₈

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:

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

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

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

γ_i – об'ємна вага порід і-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;

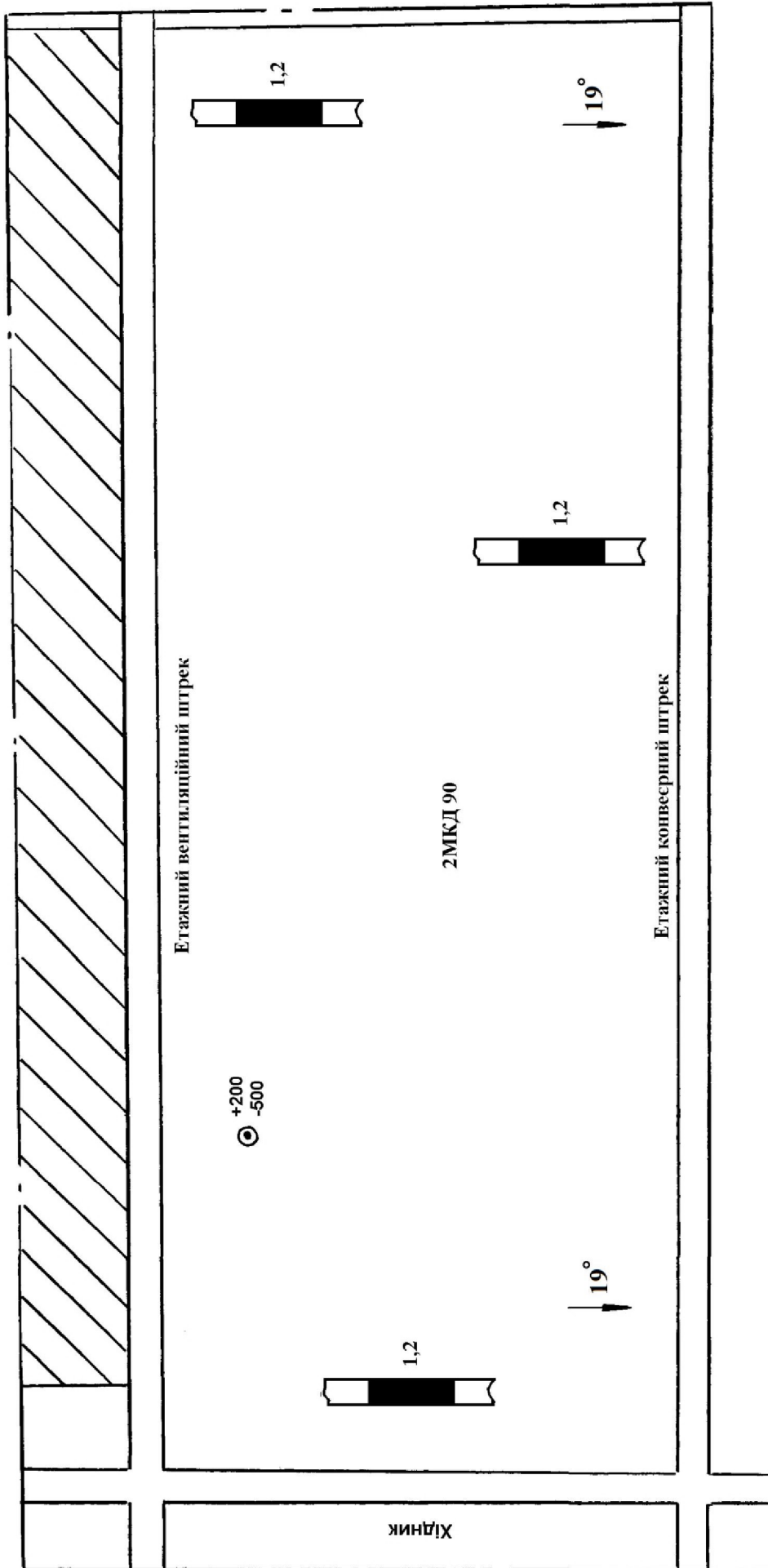


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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].

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]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклонах [7]:

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

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

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

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підошви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підошви, тому що $k = 46 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підошви приймаємо камуфлетне висадження порід з наступних їх зміцненням.

Параметри технології:

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

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

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

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;

$$D_{\text{міс}} = 1200 \cdot 25 = 30000 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

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

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;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,2 \cdot 0,63 \cdot 1,34 \cdot 0,97 = 200 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

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

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук}, \quad (2.35)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

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

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,4 \cdot 1,20 \cdot 0,63 = 1,2 \text{ м}^3.$$

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

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

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;

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{610}{200} = 3;$$

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

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

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

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

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

$$N_{\text{к}} = \frac{200}{4,35} = 47,1 \text{ т/чол. - змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{4988,97}{200} = 24,94 \text{ грн/т.}$$

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

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

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

$$N_{\text{я}} = \frac{1200}{47,1 \cdot 1,09} = 24 \text{ чол.}$$

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 1200 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин · 2 = 4,42 чол. годин;
 - кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин;
 - ступінь стійкості бічних порід – 0,85;
3. скоректована таблична норма часу складе: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \cdot 0,85 = 44,84$.
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год. або 1 чол.-зм.
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе: $44,84 - 6 = 38,84$ чол.-год. або 6,47 чол.-зм.

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

Таблиця 2.5 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T_{op} , 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 підошві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

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

де ΣT_{op} – 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, $K_3 = 1,3$;

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

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

де $k_{об}$ – 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 k₈

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки.

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

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

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн 4ПП-5.

Відбита гірнича маса буде перевантажуватися на стрічковий перевантажувач УПЛ-2М і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-2,5-600 та на платформах шахтних ПТО 600. Виробка обладнується однокільним рейковим шляхом. Ширина колії – 600 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.49)$$

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

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

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

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.50)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.51)$$

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

h^k – висота конвеєра, м;

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

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

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (2.52)$$

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

$$h_b = h_6 + h_p, \text{ м}, \quad (2.53)$$

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:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (b_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

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

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

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

$$B_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta B_c + c_1) + (h + h_b - h_o)^2 - (h_{\text{л}} + h_{\text{б}} + \Delta h_{\text{л}} - h_o)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta B_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м}, \quad (2.55)$$

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

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

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

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_o} + h_{\text{фл}}, \text{ м}, \quad (2.56)$$

де β_o – центральний кут дуги стойки, град;

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

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

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

$$h_{\text{ц}} = h_o + c_1 \cdot \text{tg } \beta_o, \text{ м}; \quad (2.57)$$

$$\alpha_o = 180^\circ - 2 \cdot \beta_o, \text{ град}; \quad (2.58)$$

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

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м}; \quad (2.59)$$

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (2.60)$$

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

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.61)$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{\text{св}}^1, \text{ м}^2; \quad (2.62)$$

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{н}} = S_{\text{св}}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.63)$$

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.64)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_6 – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

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

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

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

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.65)$$

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

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

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

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.66)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k'_s \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.67)$$

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

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.68)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.69)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

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

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (2 \cdot U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.70)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 245 + (2 \cdot 490 \cdot 0,4 + 1200 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 791 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.71)$$

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 кожен раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.72)$$

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

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

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожен раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [17] і вносимо в табл. 2.6.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.73)$$

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:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.74)$$

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:

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \quad (2.75)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.76)$$

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

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол-змін на 1 м	Потрібна кількість чол-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном 4ПШ 5	м	0,45	0,86	0,39	2	2,54	4,96		339,94	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,72	1,44	195,48	108,54	
прохідник V розряду					2	1,76	3,52	176,76	231,40	

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.77)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,72 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.78)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(3,3 - 1)}{1,3} = 1,76 \text{ чол.} - \text{зм.}$$

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

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

Таблиця 2.7 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

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

Остаточно приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.79)$$

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 [18,19]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м^3 гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3, \quad (2.80)$$

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

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

Таблиця 2.8 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	Од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
Підготовчо-заключні операції			4		103,2		25,8	§ 2, табл. 50
Усушення дрібних несправностей			4		72,4		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1,0	2	$134,0 \cdot 0,8 = 107,2$	$107,2 \cdot 2 = 214,4$	$67,0 \cdot 0,8 = 53,6$	$53,6 \cdot 2 = 107,2$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1,0	2	$9,89 \cdot 0,8 = 7,9$	$7,9 \cdot 2 = 15,8$	$7,13 \cdot 0,8 = 5,7$	$5,7 \cdot 2 = 11,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1,0	2	$10,95 \cdot 0,8 = 8,8$	$8,8 \cdot 2 = 17,6$	$6,36 \cdot 0,8 = 5,1$	$5,1 \cdot 2 = 10,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1,0	1	$52,09 \cdot 0,8 = 41,7$	$41,7 \cdot 2 = 83,4$	$26,0 \cdot 0,8 = 20,8$	$20,8 \cdot 2 = 41,6$	§ 2, табл. 51
Розштібовування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1,0	1	$19,15 \cdot 0,8 = 15,3$	$15,3 \cdot 2 = 30,6$	$9,6 \cdot 0,8 = 7,7$	$7,7 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Перевірка напрямку виробки	м	1,0	2	$6,3 \cdot 0,8 = 5,0$	$5,0 \cdot 2 = 10,0$	$2,9 \cdot 0,8 = 2,3$	$2,3 \cdot 2 = 4,6$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1,0	2-4	$173,9 \cdot 0,8 = 139,2$	$139,2 \cdot 2 = 278,4$	130,1	260,2	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1,0	2	$69,6 \cdot 0,8 = 55,7$	$55,7 \cdot 2 = 111,4$	$25,2 \cdot 0,8 = 20,2$	$20,2 / 2 = 10,1$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	1,0	2	$3,54 \cdot 0,8 = 2,8$	$2,8 \cdot 2 = 5,6$	-	$7,1 / 2 = 3,6$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	1,0	2-4	$44,27 \cdot 0,8 = 35,4$	$35,4 \cdot 2 = 70,8$	-	$177,1 / 4 = 44,3$	§ 3,4, табл. 132
Усього				720	1440			

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]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.81)$$

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]);

$$Q_p = \frac{1200 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 140 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год.}, \quad (2.82)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

Згідно [20] приймаємо конвеєр 2ЛТ 100У.

По графіку застосовності (рис. 2.4) перевіримо конвеєр 2ЛТ 100У на можливість використання. При необхідній його довжині $L = 1200$ 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:

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

що відповідає умові $Q_p = 39 < Q_t = 850$ т/год.

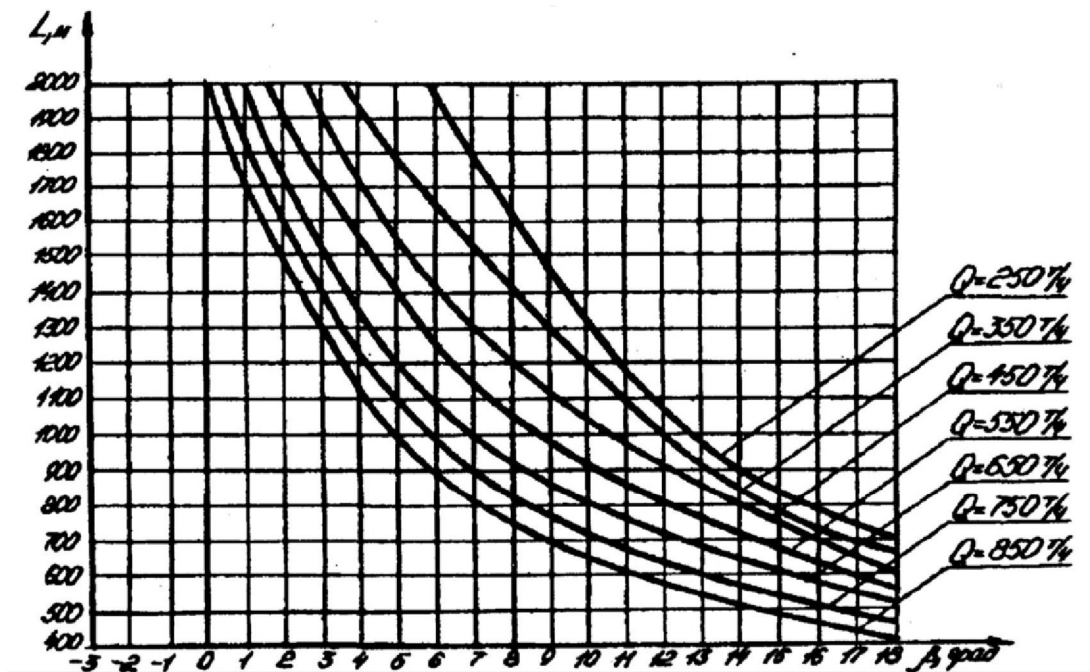


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для транспортування устаткування і матеріалів по уклону приймаємо дорогу напідосженню 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 k_8 . Спосіб підготовки пласта – етажний; система розробки – стовпова; кількість лав – 2; механізація очисних робіт – комплекс 2МКД 90; навантаження на лаву – 1200 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [21], приймаємо схему провітрювання виймальних ділянок типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту k_8

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.83)$$

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

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{985 \cdot 4}{1440} = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

$$I_{\text{оч(діл)}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.84)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиделення в лаві (з табл. 6.3 [21]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м²;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.85)$$

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

$$S_{\text{min}} = 1,25 \cdot 2 = 2,5 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,5 \cdot 1}{1,6} = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч(діл)}} = 2,7 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта k_8

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{діл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.86)$$

де $Q_{\text{діл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки, м³/хв.;

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

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати повітря через вироблений простір в межах виймальної ділянки, (приймаємо по монограмі 6.13 [21]);

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.87)$$

де $I_{\text{дл}}$ – середнє виділення метану в межах виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 2,7 \cdot 1,6}{1 - 0,05} = 320 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{455 \cdot 1,25}{1,5} = 210 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.88)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 20 \cdot 1,25 = 150 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

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

де $S_{\text{оч min}}$ – мінімальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 2,5 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 300 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

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

$S_{\text{оч max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу приви́бійного простору очисної виробки у світлі, м^2 (приймаємо по табл. 6.5 [21]);

$$380 > 60 \cdot 2,5 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 47 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.91)$$

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

$$210 < 60 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 1,25 = 750 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{оч}} = 210 \text{ м}^3/\text{хв}$.

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

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.92)$$

$$Q_{\text{діл}} = 455 \leq 60 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 1,5 = 900 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Остаточо приймаємо $Q_{\text{діл}} = 320 \text{ м}^3/\text{хв}$.

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

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.93)$$

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, $\text{м}^3/\text{хв}$. (приймаємо по табл. 7.1 [21]);

$$A_{\text{max}} = 1200 \cdot 0,85^{-1,67} \cdot \left[\frac{265 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1565 \text{ т/добу};$$

2.4.4.5 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреків пласту k_8

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності штреку, проведеного по пласту k_8

Метановиділення в тупикову виробку, проведена по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.94)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.95)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.96)$$

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

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

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.97)$$

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

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

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_{\text{y}}^b, \quad (2.98)$$

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

T_{y} – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_{\text{y}} = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.99)$$

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

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

$$T_{\text{y}} = \frac{4,5 \cdot 1 \cdot 1,33}{0,7} = 8,5 \text{ хв.};$$

$$k_{\text{тy}} = 0,118 \cdot 8,5^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 0,7 \cdot 0,2 \cdot (4,3 - 1,1) = 0,45 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,2 \cdot 6 \cdot (4,3 - 1,1) \cdot 0,98 = 0,43 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов } 2} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,2 \cdot 6 \cdot (4,3 - 1,1) \cdot 0,13 = 0,05 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 0,43 + 0,45 = 0,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{з.п}} = 0,05 + 0,45 = 0,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штреку пласту k8
Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{з.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.100)$$

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot 0,5}{1 - 0,05} = 53 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

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

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{\text{з.п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

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

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

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

$$Q_{\text{з.п}} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{\Pi} = \frac{100 \cdot I_{\Pi} \cdot k_{\text{н.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.104)$$

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

$$Q_{\Pi} = \frac{100 \cdot 0,9 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 95 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.105)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\Pi} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.106)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.107)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]);

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]);

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,18 \cdot 1,04 = 1,23;$$

$$95 \geq 250 \cdot 1,23 = 335 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\Pi} = 335 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штреку пласта k_8

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.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\angle_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) +$$

$$+ r_{\text{тpк}} \cdot (\angle_{\text{тp2}} + 20 \cdot d_{\text{тp2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тp2}} \cdot n_2), \text{кц}, \quad (2.108)$$

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

$\angle_{\text{тp1}}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тp1}}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

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

$r_{\text{тpк}}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, кц/м;

$\angle_{\text{тp2}}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тp2}}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тp.г}} = 0,0161 \cdot (400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 10,1 \text{ кц}.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тp}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.109)$$

$$Q_p = 250 \cdot 1,23 = 335 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тp.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тp}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.110)$$

$$h_p = 5,1^2 \cdot 10,1 \cdot \left(\frac{0,59}{1,23} + 0,41 \right)^2 = 208 \text{ даПа}.$$

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

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Результати розрахунків

$Q_{\text{з.п}}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{\text{ут.тp}}$	1,07	1,12	1,17	1,22
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,1	3,4	4,7	6,1
$h_p, \text{ даПа}$	47	104	180	268

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

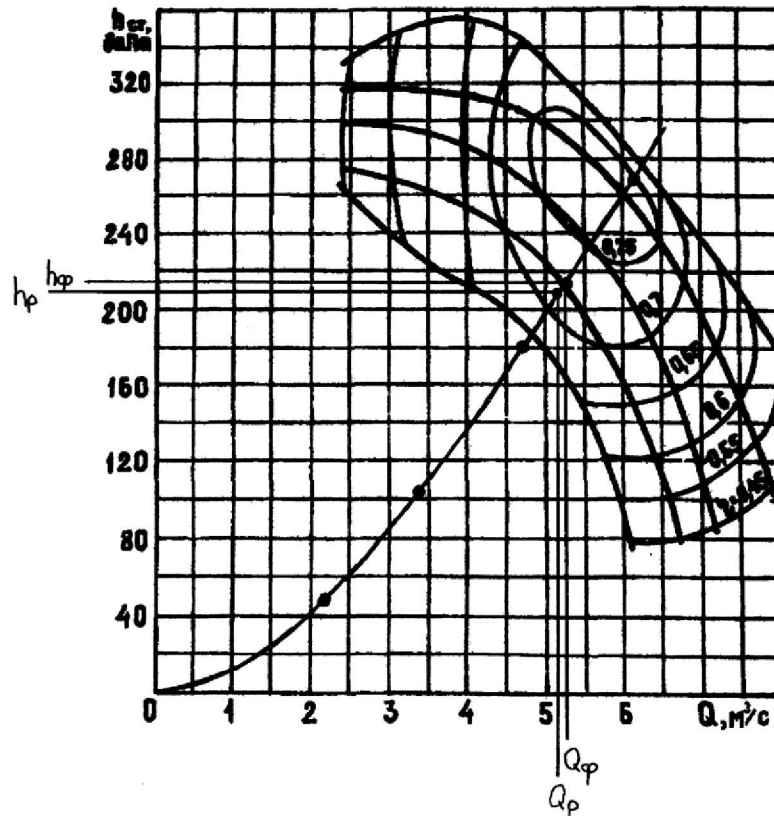


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 5,25 \text{ м}^3/\text{с} = 395 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\phi} = 225 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\phi} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.111)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 395 \cdot 1,1 = 620 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.112)$$

$$Q_{\text{з.п.}\phi} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{215}{10,1}} - 0,69 \cdot 5,25 = 285 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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. 2.10.

Таблиця 2.10 – 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 на-сипним 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 за-

хворюванням.

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 встановлюються 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 запиленій 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.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Обґрунтування раціональних технологічних рішень по підвищенню якості вугілля, що видобувається

3.1 Загальні відомості про якість вугілля

Якість вугілля визначається маркою вугілля, зольністю (%), вологістю (%), сірчаністю (%), виходом летючих речовин (%), питомою теплотою паління (ккал/кг) та іншими показниками.

Зольність – це величина, рівна відношенню маси твердого негорючого залишку, який отриманий після паління вугілля у встановлених умовах, до маси палива.

У вуглях виділяють внутрішню (материнську, або конституційну) і зовнішню (вторинна, або випадкова) золу. Внутрішня зола утворюється за рахунок неорганічних компонентів, розподілених у паливі і практично не видаляється при збагаченні. Її масова частка в чистих різновидностях вугілля складає в Донбасі 1,2-7,5 %. При частці внутрішньої золи більше 50 % вугілля переходить у вуглясту породу. Джерелами зовнішньої золи є мінеральна речовина, що привноситься в торф'яник під час накопичення рослинного матеріалу, мінеральні утворення у вугіллі, породні прошарки у вугільних пластах складної будови, породи покрівлі та підосви. Ця група мінеральних домішок може бути удалена при збагаченні.

По загальній зольності вугілля підрозділяється на малозольне (до 10 %), середньозольне (10-20 %), високозольне (більше 20 %).

Підвищення зольності знижує питому теплоту паління вугілля, погано впливає на якість вугілля.

Якість вугілля залежить також і від складу золи. Якщо серед мінеральних домішок присутні з'єднання, які вміщують натрій в несилікатній формі (галіт, тенардит та інш.), то при палінні такого палива відбувається інтенсивне зашлаковування поверхні нагріву, знижується температура газів, підвищується корозія арматури топків і котлів. Таке вугілля називається соленим.

Вологість – це величина, рівна відношенню маси загальної вологості до маси вугілля і визначається у відсотках вугілля вміщує поверхову воду, загальну, гідратну і пірогенетичну. Поверхова волога удаляється із вугілля в умовах вільного стоку, зовнішня волога при природному випаренні, внутрішня при сушінні при температурі 105-110 °С, гідратна і пірогідратна не удаляється.

Сірчаність – це величина, рівна відношенню маси загальної сірки до маси вугілля. Сірка є шкідливою домішкою. Вона наносить велику шкоду технологічним процесам, які пов'язані з використанням вугілля в металургійній промисловості. Сірчані з'єднання забруднюють атмосферу, роз'їдають арматуру топків. Заходи по боротьбі з підвищеною сірчаністю – сіроочистка.

Питома теплота паління – це величина, рівна відношенню кількості теплоти, яка виділяється при повному палінні вугілля до маси цього вугілля. Значення

цього показника визначає витрати споживачів, пов'язані з транспортуванням та зберіганням вугілля.

Летючі речовини – суміш паро і газоподібних речовин, які відділяються при нагріванні вугілля до 850 °С без доступу кисню. Вихід летючих речовин є одним з основних показників, за допомогою якого визначають марку вугілля. Вихід летючих визначається по різності між загальними втратами маси і втратами її за рахунок випарення вологи.

3.2 Актуальність питання щодо підвищення якості вугілля

Проблема якості продукції вугільної промисловості в значній мірі визначається природними умовами. В зв'язку з цим її рішення має специфічні умови, які відрізняють її від інших галузей промисловості. Ці особливості заключаються у тому, що постійно ростучі потреби народного господарства в паливі обумовлюють необхідність вовлікати у відробку малопотужні та високозольні вугільні пласти, а також пласти з поганими гірничо-геологічними умовами.

Поліпшення якості палива є однією з центральних проблем рівня рентабельності підприємства та інших техніко-економічних показників. Особливо велике значення ця проблема отримала при переході народного господарства України на ринкові відношення.

В наш час із-за поганої якості вугілля електростанції України для його нормального паління витрачають на кожну тону великозольних антрацитів близько 0,5 т мазуту. Підвищення зольності на 1% приводе к зниженню питомої теплоти паління кам'яного вугілля на 80 ккал, а антрациту на 107 ккал, а також до відповідного звеличення витрат палива на виробництво 1 кВт ч електроенергії. Паління високозольного вугілля є основною причиною недовиробки електроенергії та частой поломки котлових агрегатів, що викликає необхідність великих вкладень на ремонт та ліквідацію аварій. Крім цього зріст зольності гірничої маси приводе до підвищення витрат на видачу її із шахти і розміщенню на поверхні, переробку її на збагачувальних фабриках.

3.3 Аналіз якості видобутого вугілля на шахті

3.3.1 Стан показників якості вугілля

Характеристика показників якості вугілля по ш. "Привільнянська" за 2020 рік представлена в табл. 3.1, характеристика очікуємих показників якості вугілля на наступний рік по даним шахти представлена в табл. 3.2.

Найбільше засмічення вугілля породою здійснюється за рахунок породи від проведення виробок (45 %). Другим фактором є породні прошарки (30 %). Третім фактором є засмічення вугілля породою від нестійкої покрівлі (20 %). Четвертим фактом є засмічення від перекріплення підготовчих виробок (5 %).

Таблиця 3.1 – Характеристика показників якості видобутого вугілля за 2020 рік

Місяць	Показники						
	Відвантажено т	Зольність %	Вологість %	Сірчаність %	Вихід летючих %	Вища теплотворна спроможність ккал/кг	
1	2	3	4	5	6	7	
Січень	1480	38,6	2,59	2,5	31,8	8440	
Лютий	1300	41,0	3,46	2,8	31,8	8440	
Березень	1520	41,3	3,59	2,7	31,7	8445	
Квітень	920	39,9	3,44	2,6	31,6	8450	
Травень	1130	41,8	2,43	2,9	31,7	8450	
Червень	1450	39,7	2,38	2,9	31,8	8450	
Липень	1560	41,2	3,39	2,8	31,6	8445	
Серпень	1400	40,0	2,48	2,8	31,5	8440	
Вересень	1480	39,9	2,52	2,9	31,7	8430	
Жовтень	1350	40,5	3,61	2,8	31,6	8430	
Листопад	1470	41,3	2,75	2,7	31,4	8440	
Грудень	1490	39,9	2,73	2,9	31,4	8445	
Усього	17800	41,0	2,95	2,8	31,6	8445	

Таблиця 3.2 – Характеристика очікуємих показників якості вугілля на наступний рік по шахтним даним

Найменування ла- ви	Показники						
	Видобуто- кпис. т	Зольність A_{daf} , %	Вологість W_t , %	Сірчаність S_t^d , %	Вихід летючих V_{daf} , %	Вища теплотвор- на спроможність $Q_{s,daf}$, ккал/кг	
1	2	3	4	5	6	7	
По лавам	30000	23,4	4,5	2,8	31,6	8450	
Усього по шахті	30000	23,4	4,5	2,8	31,6	8450	

Згідно "Програми розвитку гірничих робіт на 2020 рік по ш. "Привільнянська" експлуатаційна зольність повинна бути не більше 37,1 %. Фактично вона була 41,0 %, що нанесло шахті збитків на суму 3,5 млн. грн.

3.3.2 Технологія і механізація очисних і підготовчих робіт

Для відробки шахтного поля прийнятий етажний спосіб підготовки. Очисні роботи ведуться на гор. 450 м. Відробка етажей здійснюється в низхідному порядку. Відробка здійснюється по стовповій та комбінованій системі розробці в прямому і зворотньому напрямках.

Транспортування вугілля від лав здійснюється стрічковими конвеєрами 1Л 80, 1Л 120, 1Л 1000, 2Л 1000, 1Л 1000КСП, 2Л 1000КСП, 2Л 1000ПСП, 3Л 1000ПСП та 3Л 100У.

Кріплення виробок здійснюється КМП А5.

3.3.3 Гірничо-геологічні умови відробки

Основні відомості про бічні породи вугільних пластів наведені у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшова			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ
m_3^H	аргіліт	1,8	4	Б ₃	пісковик	4,5	5	А ₂	алевроліт	2,3	4	П ₃
l_2^1	вапняк	0,5	9	Б ₅	алевроліт	7,5	3	А ₂	алевроліт	8,0	3	П ₂
k_8	алевроліт	2,0	4	Б ₃	алевроліт	5,2	4	А ₂	алевроліт	4,5	5	П ₃

3.3.4 Заходи по підвищенню якості вугілля, які застосовуються на шахті

Згідно "Плану заходів по забезпеченню норм показників якості вугільної продукції, відвантажуваної ш. "Привільнянська" на збагачувальну фабрику для зниження зольності розроблений "Графік роздільного транспортування вугілля і породи стрічковими конвеєрами". По графіку кожен четвертий час видобувної зміни стрічкові конвеєра транспортують гірничу масу тільки з підготовчих вибоїв. При виконанні графіка зольність знизиться на 0,3 %.

3.4 Пропонуємі заходи щодо підвищення якості видобуваного вугілля

3.4.1 По зменшенню зольності

1. Підбір обладнання, яке забезпечує кращу якість видобутого вугілля у конкретних умовах.
2. Залишення захисних пачок вугілля при нестійкої та хибної покрівлі.
3. Вдосконалення паспортів кріплення і управління покрівлею.
4. Усунення просипу породи в міжсекційні зазори мехкріплення.
5. Усунення нахилів і перекосів секцій мехкріплення.
6. Застосування спеціальних заходів для підтримання слабких бокових порід (анкерування та хімічне зміцнення).
7. Збільшення швидкості посування лави.
8. Вдосконалення навиків роботи в умовах складної гіпсометрії, підвищення кваліфікації гірничо робочих очисного вибою.
9. Підготовка к переходу гірничо-геологічних порушень.
10. Застосування роздільної виїмки вугілля і породи у підготовчих вибоях, організація породовиборки.
11. Механізація породовиборки.
12. Закладка породи у вироблений простір з застосуванням заклад очного устаткування.
13. Маркування вагонеток з породою на завантажувальних пунктах.
14. Постійний контроль за дотриманням проектного контуру виробок.
15. Тампонаж закріпного простору.

3.4.1.1 Вдосконалення технології проведення підготовчих виробок

Технологія проведення підготовчих виробок вирішує не тільки задачу своєчасної підготовки запасів вугілля до очисної виїмки, але і робить істотний вплив на якість відвантажованого вугілля, на його зольність [25].

Парадокс ситуації полягає в тому, що разом з постійним підвищенням вимог споживачів до якості вугілля, роботу шахт оцінюють за об'ємом видобутої гірничої маси, тому всупереч цим вимогам шахти зацікавлені в збільшенні об'єму видобутку гірничої маси, у тому числі і за рахунок підвищення її зольності, тому що розмір оплати праці залежить від її об'єму.

Але в умовах ринкових відносин споживач відмовляється купувати гірничу масу із зольністю 35-40 %, і в той же час через високу ціну не бере і збагачене вугілля. Тому безальтернативним виходом для шахт з цієї ситуації є розробка і впровадження технічних і організаційних заходів щодо різкого зниження експлуатаційної зольності вугілля. Положення усугубляється тим, що на шахтах з продукцією у вигляді гірничої маси практично відсутні породні технологічні лінії, або вони складні і малопродуктивні, тому всю породу з підготовчих вибоїв вантажать на вугільну лінію, підвищуючи цим зольність гірничої маси на 6-7 %.

Пропонуємо видачу породи зі всіх підготовчих забоїв, що працюють чотири зміни з накопиченням її в бункерах, і вугілля з очисних забоїв, що працюють по видобутку три зміни, розосередити в часі доби так, щоб в одну із змін, або частини її, коли в очисних забоях ремонтна зміна, використовувати вільну вугільну лінію для транспорту тільки породи. Такий варіант легко організувати практично на будь-якій шахті в короткий час і з малими інвестиціями на вивантаження бункерів для кожного прохідницького забою, які багато разів можуть використовуватися при проведенні інших виробок.

Технологічна і організаційна новизна полягає в тому, що при проведенні пластових або польових, горизонтальних або похилих, капітальних або підготовчих виробок, буропідривним або комбайновим способом, відбиту породу (вугілля) вантажать в привибійний бункер. Він займає частину виробки по ширині і має довжину, залежну від її перетину і швидкості проведення.

В даних умовах технологія проведення підготовчої виробки наступна: по мірі руйнування забою комбайн 21 (рисунок 3.1) вантажить породу на стрічковий підвісний перевантажувач 22, з якого лемешем 23 вона вивантажується в бункер 2 в самому його початку. В міру його заповнення леміш переставляють на нове місце над вільним бункером, місткість якого повинна бути достатньої для розміщення породи і вугілля від проведення не менше 5 м за добу виробки будь-якого перетину.

Самотічне вивантаження породи з бункера проводять під час роботи конвеєра 1. З дальнього від забою торця бункера послідовно за петлю 16 витягають перекриття 15. Способи витягання можуть бути різними. Витягання не вимагає значних зусиль, оскільки перекриття знаходяться у вершині мало навантаженого гострого кута природного укусу породи. При піднятті перекриття стопорну кульку 17 виводять з зціплення з петлею наступного перекриття і воно звільняється.

Після вивантаження породи з деякої частини бункера знімають гачок гнучкого стягування 8 з міжрамної стяжки або спеціального прогону 9, виводять з зціплення гачок 12 (рисунок 3.1, г) з скобами 11 замка 10 і за ручки 13 переносять (доставляють) зовнішні щитки 6 в начало бункера. На наперед нарощенні риштаки в провушини 4 на їх бортах 3 заводять гачки (рисунок 3.1, д) піднімають щиток і закріплюють його тягою за прогін, заводять гачок за скоби замка і з'єднують щитки між собою. Потім знімають і переносять внутрішні щитки 7, вставляють їх штирі в провушини на риштаці і притуляють до стінки виробки. Для виключення розсипу породи між стінкою і щитком верхні краї забезпечують конвеєрною стрічкою з прорізами, а для запобігання деформації зовнішніх і внутрішніх щитків, а також перекриття їх забезпечують ребрами жорсткості відповідно 18, 19 і 20. Так бункер, періодично коротшаючи в кінці і нарощуючись на початку, постійно переміщається вслід за забоєм виробки на величину її добового посування.

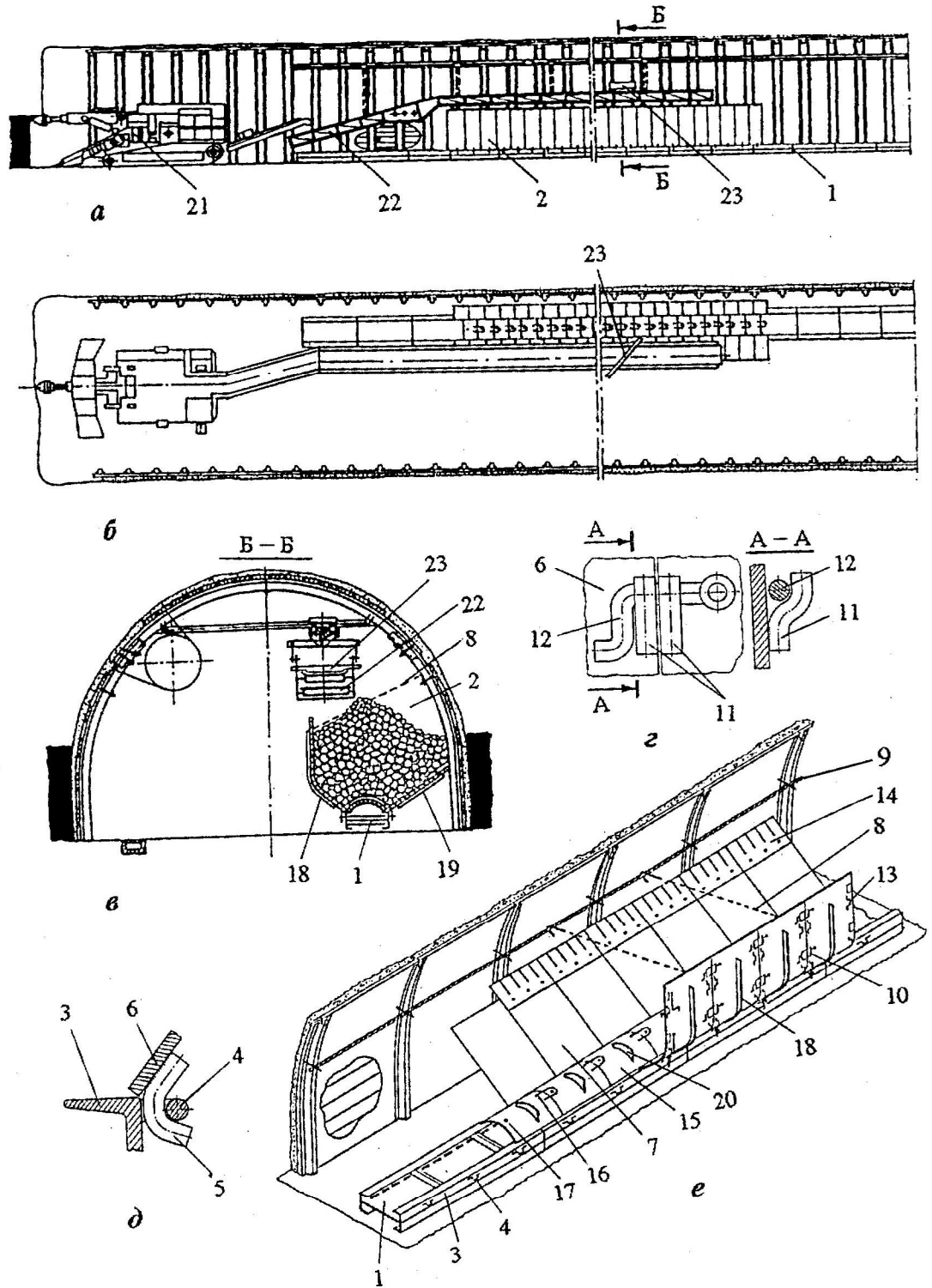


Рисунок 3.1 – Технологічна схема проведення

Ця технологія дозволяє проводити гірничі виробки в автономному режимі в незалежності від виду і режиму роботи транспорту, а в пластових виробках вести роздільну виїмку вугілля і породи. При цьому в привибійному просторі виробки залишається достатньо простору для технологічних маневрів комбайна. Важливе значення має і те, що один типорозмір бункера може легко змінювати об'єм за рахунок видалення або наближення конвеєра до стінки виробки без внесення в його елементи конструктивних змін.

Таким чином, тільки злагоджена і взаємопов'язана робота підземного транспорту і прохідницьких вибоїв знижує зольність гірничої маси на 6-7 %, а якщо сюди підключити і порідні потоки від ремонту виробок, то зниження зольності може досягти 11 %.

Проведемо розрахунок довжини бункера по формулі:

$$l_{\text{б}} = \frac{S_{\text{пор}} \cdot k_{\text{р}} \cdot (v - 1)}{S_{\text{б}}}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

де $S_{\text{пор}}$ – перетин породного вибою, м²;

$k_{\text{р}}$ – коефіцієнт розпушення порід;

v – добова швидкість проведення виробки, м/доб;

$S_{\text{б}}$ – перетин бункера, м².

$$l_{\text{б}} = \frac{13,4 \cdot 1,5 \cdot (6 - 1)}{3,5} = 28 \text{ м.}$$

3.4.2 По зменшенню вологості

1. Зменшення пунктів зволоження вугілля за рахунок подовження стрічкових конвеєрів.
2. Відвід води з пласта на стадії проведення підготовчих виробок.
3. Дренажні роботи: проведення дренажних виробок, буріння дренажних свердловин, будівництва водозбірників.
4. Відстій вугілля.
5. Сушка вугілля.

3.4.3 По зниженню дрібнення

1. Встановлення типу, кількості і розташування різців на шнеках комбайну, які дають оптимальну сортність.
2. Скорочення числа пересипів вугілля, подовження стрічкових конвеєрів.
3. Максимально допустиме зниження висоти падіння вугілля при його завантаженні та перевантаженні.
4. Механізація відбіра і розділка проб.

3.4.4 Загальні заходи

1. Посилення контролю якості видобуває мого вугілля.
2. Організація комплексних перевірок якості вугілля.
3. Впровадження більш ефективних матеріальних і соціальних стимулів, які сприяють підвищенню якості видобуває мого вугілля, наприклад підвищення оплати праці, нагородження знаками подяки.

3.5 Розрахунок норм показників якості

3.5.1 Розрахунок норм зольності

Згідно з [26] в основу розрахунку норм показників якості вугілля приймається зольність експлуатуємої частини намічених до відробки пластів з урахуванням припустимого для даних умов видобутку засмічення боковими породами і встановленого змісту мінеральних домішок для відповідних видів споживання, а також застосована техніка. Розрахунку підлягають:

експлуатаційна норма зольності вугілля на плануємий період в очисних виробках;

експлуатаційна норма зольності вугілля на плануємий період в підготовчих виробках;

експлуатаційна норма зольності вугілля по всім вибоям шахти при плануємої участі їх у видобутку;

склад мінеральних домішок у видобувавемому вугіллі;

середні норми;

граничні норми;

Розрахуємо експлуатаційну норму зольності вугілля на плануємий період в очисних виробках після застосування заходів, приведених у наступному пункті по формулі:

$$A^d_e = A^d_{пл} + \frac{m_{б.п} \cdot \gamma^d_{б.п}}{m_{пл} \cdot \gamma^d_{пл} + m_{б.п} \cdot \gamma^d_{б.п}} \cdot (A^d_{б.п} - A^d_{пл}), \% , \quad (3.2)$$

де $A^d_{пл}$ - середня зольність пласту на плануємий період в вибої.

$m_{б.п}$ - допустиме засмічення вугілля боковими породами, м, згідно [26] в даних гірничо-геологічних умовах засмічення складає 0,02м;

$\gamma^d_{б.п}$ - середня щільність бокових порід, що потрапляють у вугілля. Визначається по формулі:

$$\gamma^d_{б.п} = \frac{m_{пок} \cdot \gamma^d_{пок} + m_{під} \cdot \gamma^d_{під}}{m_{б.п}} \text{ Т/М}^3, \quad (3.3)$$

де $m_{\text{пок}}$ - величина засмічення із покрівлі пласта, м, згідно [26] в даних гірничо-геологічних умовах засмічення із покрівлі складає 0,015м;

$m_{\text{під}}$ - величина засмічення із підшови пласта, м. Визначається по формулі:

$$m_{\text{під}} = m_{\text{б.п}} - m_{\text{пок}}, \text{ м}, \quad (3.4)$$

$\gamma_{\text{пок}}^{\text{д}}, \gamma_{\text{під}}^{\text{д}}$ - відповідно щільність порід безпосередньої покрівлі і підшови пласта, т/м³;

$A_{\text{б.п}}^{\text{д}}$ - середня зольність бокових порід, що потрапляють у вугілля, %. Визначається по формулі:

$$A_{\text{б.п}}^{\text{д}} = \frac{m_{\text{пок}} \cdot \gamma_{\text{пок}}^{\text{д}} \cdot A_{\text{пок}}^{\text{д}} + m_{\text{під}} \cdot \gamma_{\text{під}}^{\text{д}} \cdot A_{\text{під}}^{\text{д}}}{m_{\text{пок}} \cdot \gamma_{\text{пок}}^{\text{д}} + m_{\text{під}} \cdot \gamma_{\text{під}}^{\text{д}}}, \%, \quad (3.5)$$

$$m_{\text{під}} = 0,02 - 0,015 = 0,005 \text{ м};$$

$$\gamma_{\text{б.п}}^{\text{д}} = \frac{0,015 \cdot 2,5 + 0,005 \cdot 2,6}{0,02} = 2,52 \text{ т/м}^3;$$

$$A_{\text{б.п}}^{\text{д}} = \frac{0,015 \cdot 2,5 \cdot 95 + 0,005 \cdot 2,6 \cdot 93}{0,015 \cdot 2,5 + 0,005 \cdot 2,6} = 94 \%;$$

$$A_{\text{е}}^{\text{д}} = 20,1 + \frac{0,02 \cdot 2,52}{1,1 \cdot 1,91 + 0,02 \cdot 2,52} \cdot (94 - 20,1) = 21,6 \%.$$

Порівнюючи очікуєму зольність вугілля на наступний рік по шахті, див. табл. 3.2, з розрахованою експлуатаційною нормою зольності вугілля на той же період, але після застосування плануємих заходів бачимо, що зольність зменшується з 23,4 % до 21,6 %, тобто на 1,8 %.

3.5.2 Розрахунок норм масової частки робочої вологи

Розрахуємо середню норму вологості вугілля по шахті на плануємий період після застосування заходів, приведених в п. 3.4.1, по формулі:

$$W_{\text{ср}}^{\text{р}} = \frac{\sum W_{\text{ti}}^{\text{р}} \cdot D_i}{\sum D_i}, \%, \quad (3.6)$$

де W_{ti}^r - норма вологості, розраховуємо для кожного очисного та підготовчого вибою з урахуванням зрошення вугілля. Розраховується по формулі:

$$W_{ti}^r = 100 \cdot \frac{W_{\text{пл}}^r + q \cdot k}{1000 + q \cdot k}, \% , \quad (3.7)$$

$W_{\text{пл}}^r$ - середня вологість пласта у даній виробці, яка визначається по пластовим пробам на планує мий період, % ;

1000 – кількість вугілля в кг, для якого встановлюється норма розходу води "Д" в літрах для придушення пилу;

q - загальна норма розходу води для придушення пилу, л/т.

Середня вологість вугілля у лаві:

$$W_t^r = 100 \cdot \frac{1,3 + 15 \cdot 0,9}{1000 + 15 \cdot 0,9} = 1,46 \%.$$

Середня вологість вугілля у виробці, що проводиться:

$$W_t^r = 100 \cdot \frac{1,4 + 22 \cdot 0,9}{1000 + 22 \cdot 0,9} = 2,08 \%.$$

Середня вологість вугілля по шахті:

$$W_{\text{ср}}^r = \frac{1,46 \cdot 20,6 + 2,08 \cdot 2,4}{20,6 + 2,4} = 2 \%.$$

Порівнюючи очікуєму вологість вугілля на наступний рік по шахті, див. табл. 3.2, з розрахованою нормою вологості на той же період, але після застосування заходів, приведених в п. 3.4.2 бачимо, що вологість зменшиться з 4,5 % до 2,5 %, тобто на 2 %.

3.6 Розрахунок економічної ефективності

Визначимо економію за рахунок поліпшення якості вугілля [27].

Так як вугілля відвантажується споживачам по фактичній вазі економія за рахунок зменшення зольності розраховується по формулі:

$$\Delta E_{\text{кт}} = Q_t \cdot k_{\text{ц}} \cdot \text{Ц}_0 \cdot (A_{\text{с}}^{\text{с}} - A_{\text{н}}^{\text{с}}), \text{ грн}, \quad (3.8)$$

де Q_t - видобуток вугілля з в t – ом році, т;

$k_{\text{ц}}$ - коефіцієнт надбавки (скидки) до оптової ціни за відхилення від преїскурантної норми по золі, $k_{\text{ц}} = 0,0025$;

Таблиця 3.3 – Характеристика очікуємих показників якості вугілля на наступний рік по проекту

Найменування ла- ви	Показники						
	Видобуто- кпис. т	Зольність A_{daf} , %	Вологість W_t , %	Сірчаність S_t^d , %	Вихід летючих U_{daf} , %	Вища теплотвор- на спроможність $Q_{s,daf}$, ккал/кг	
1	2	3	4	5	6	7	
По лавам	60000	21,6	2,5	2,8	31,6	8450	
Усього по шахті	60000	21,6	2,5	2,8	31,6	8450	

Π_o - оптова прейскурантна ціна рядового вугілля даної марки, грн/т;
 A^c_o - зольність видобуваного вугілля в базовому варіанті в t – ом році, %;
 A^c_n - зольність видобуваного вугілля після застосування заходів НТП в t – ом році, %;

$$\Delta E_{kt} = 60000 \cdot 0,0025 \cdot 4250 \cdot (23,4 - 21,6) = 6750000 \text{ грн.}$$

Економія за рахунок зменшення вологості розраховується по формулі:

$$\Delta E_{kt} = O_t \cdot k_{\text{ц}} \cdot \Pi_o \cdot (W_o - W_n), \text{ грн,} \quad (3.9)$$

де O_t - об'єм застосування нововведення на шахті (середньодіюча кількість лав) в t – ом році;

$k_{\text{ц}}$ - коефіцієнт надбавки (скидки) до оптової ціни за відхилення від прейскурантної норми по вологі, $k_{\text{ц}} = 0,0005$;

Π_o - оптова прейскурантна ціна рядового вугілля даної марки, грн/т;

W_o - вологість видобуваного вугілля в базовому варіанті в t – ом році, %;

W_n - вологість видобуваного вугілля після застосування заходів НТП в t – ом році, %;

$$\Delta E_{kt} = 60000 \cdot 0,0005 \cdot 4250 \cdot (4,5 - 2,5) = 1500000 \text{ грн.}$$

Сумарна економічна ефективність:

$$\Sigma E = 6750000 + 1500000 = 8250000 \text{ грн.}$$