

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 82 стор., 8 рис., 17 табл., 4 листа графічної частини.

Об'єкт проектування: гірничі роботи шахти "Золоте" ДП "Первомайськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. ϵ_6 .

Методи: інженерний розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту ϵ_6 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та дільничного транспорту.

В спеціальній частині частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу боротьби з пилом у виробках виймальної ділянки. Сумарна економічна ефективність після запропонованих заходів складе 830 тис. грн.

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, БОРОТЬБА З ПИЛОМ, 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.....	11
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	15
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	15
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	20
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	20
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	28
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	28
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 ϵ_6	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ϵ_6	38
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	46
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	48
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	56
2.5 Охорона праці.....	57
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	60
ВИСНОВКИ.....	80
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	81

ВСТУП

Вугілля – один з основних видів енергетичної сировини. Роль його в паливно-енергетичному комплексі України і надалі підвищуватиметься, оскільки альтернативні види палива на Україні відсутні. Неможливо оцінити значення вугілля як сировини для коксохімічної промисловості, для отримання з нього коксу, пластмас, фарбників, бензолу, добрив, бензину і ін.

Розвиток техніки, вдосконалення технологій і організації робіт приводить до змін в характері праці шахтаря. В загальному видобутку вугілля щорічно в Україні росте рівень механізованої виїмки. Стратегічний напрям в розвитку вугільної промисловості створення високоефективних технологій, нових високопродуктивних машин і механізмів.

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).

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. 6 шахти "Золоте", 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

Поле ш. "Золоте" розташоване на землях м. Золоте та землях Попаснянського району Луганської області. Адміністративно шахта підпорядкована ДП "Первомайськвугілля".

Найближчі населені пункти: міста Первомайськ, Гірське, Золоте.

Шахта має вихід через під'їзний залізничний шлях на станцію Мар'ївка, що знаходиться на ділянці залізничної магістралі Попасна-Дебальцеве. Автомобільними дорогами шахта пов'язана з м. Гірське і має вихід на автодорогу обласного значення Первомайськ-Золоте-Лисичанськ.

Шахта розташована в районі, електропостачання якого забезпечують Сергіївські електричні мережі ПАТ "Луганскобленерго".

Джерелом водопостачання шахти служить Голубівське відгалуження 1-го Донецького водопроводу.

Напрямок використання вугілля – енергетика, а також в коксохімічній промисловості в якості добавки в шихту.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові родовища беруть участь відкладення середнього відділу карбону, представлені товщею пісковиків, алевролітів, аргілітів, вапняків та вугілля. Породи карбону переkritі покривними відкладеннями четвертинного віку потужністю до 17 м та палеогенового віку потужністю до 50 м. Породи четвертинного віку представлені суглинками, глинами та пісками, породи палеогенового віку представлені пісковиками, пісками, глинами та мергелями.

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C ₂ ⁷	380	$\frac{170}{44,8}$	$\frac{100}{26,3}$	$\frac{83}{21,8}$	$\frac{7}{1,8}$	$\frac{20}{5,3}$	m ₃	M ₁ , M ₂ , M ₃
C ₂ ⁶	230	$\frac{75}{32,7}$	$\frac{89}{38,8}$	$\frac{47}{20,6}$	$\frac{7}{3,0}$	$\frac{12}{4,9}$	l ₆ , l ₃ , l ₂ ¹	L ₁ , L ₆ , L ₇
C ₂ ⁵	340	$\frac{161}{47,2}$	$\frac{90}{26,5}$	$\frac{70}{20,6}$	$\frac{7}{2,1}$	$\frac{12}{3,6}$	k ₈ ^B	K ₇ , K ₈ , K ₉

1.1.2.2 Тектоніка

Поле шахти розташовано в Алмазно-Мар'ївському геолого-промисловому районі Донбасу. За фізико-географічним районуванням територія відноситься до Лозовсько-Каменського фізико-географічного району Луганської фізико-географічної області.

В тектонічному відношенні поле шахти приурочене до центральної частини Голубовсько-Мар'ївської синкліналі, займаючи обидва її крила і донну частину. Голубовсько-Мар'ївська синкліналь є пологою, злегка асиметричною складкою, що розкривається в західному напрямі. Кути падіння змінюються від $5-8^\circ$ до $35-40^\circ$, рідше до 50° . Простягання порід змінюється від північно-західного (на північному крилі синкліналі) до південно-західного (на південному крилі).

Плікративне залягання ускладнене рядом розривних порушень типу насувів, підкидів і скидів, найбільш великими з яких є:

- Алмазний насув:
амплітуда – 350-600 м,
зона тріщинуватих порід – 100-250 м;
- Комунарівський насув:
амплітуда – 10-58 м,
зона тріщинуватих порід – 10-40 м;
- Сокологорівський насув:
амплітуда – 5-75 м,
зона тріщинуватих порід – 5-60 м;
- Мар'ївський підкид № 1:
амплітуда – 8-35 м,
зона зім'ятих порід – 5-20 м;
- Мар'ївський скид:
амплітуда – 10-70 м,
зона тріщинуватих порід - до 10 м.

Малоамплітудні порушення за даними гірничих робіт мають незначне поширення: 1-5 порушень на 1 км^2 площі, і приурочені, в основному, до великих порушень.

За складністю тектонічної будови родовище відноситься до II групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність поля шахти приурочена до відкладень світ C_2^5 , C_2^6 та C_2^7 . 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	$\frac{0,75-0,85}{0,80}$	$\frac{0,75-0,85}{0,80}$	145	проста	невитриманий
l ₆	$\frac{0,90-1,10}{1,00}$	$\frac{0,90-1,10}{1,00}$		проста	відносно витриманий
l ₃	$\frac{0,80-0,94}{0,87}$	$\frac{0,78-0,92}{0,85}$	80	складна	витриманий
l ₂ ¹	$\frac{0,80-1,00}{0,90}$	$\frac{0,80-1,00}{0,90}$	15	проста	витриманий
k ₈ ^B	$\frac{0,78-0,88}{0,83}$	$\frac{0,68-0,78}{0,73}$	65	складна	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля родовища відноситься до кам'яного. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A ^{daf} , %	Вологість W _t ^r , %	Сірчаність S _t ^d , %	Вихід летючих речовин V ^{daf} , %	Вища теплотворна спроможність Q _B ^{daf} , ккал/кг	
m ₃	22,8	2,2	3,2	39,8	8300	Г
l ₆	22,7	3,3	3,7	40,4	8353	Ж
l ₃	13,9	3,1	3,4	40,4	8324	Г
l ₂ ¹	14,3	2,6	2,9	36,9	8260	Г
k ₈ ^B	17,2	2,6	3,6	40,0	8303	Ж

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води містяться в кам'яновугільних породах. Четвертинні відкладення є практично безводними. Водовмісними породами серед кам'яновугільних відкладень є тріщинуваті вапняки і пісковики. Окремі водоносні горизонти, зазвичай, гідравлічно пов'язані. Цей зв'язок здійснюється в місцях, що характеризуються підвищеною тріщинуватістю порід, а саме: по зонах диз'юнктивної і шлікативної порушеності, над виробленим простором у гірничих виробок, а також в місцях заміщення водотривких літологічних різниць водопроникними.

За умовами циркуляції і накопичення підземні води кам'яновугільних відкладень відносяться до типу пластово-тріщинних. У зв'язку із складчастим заляганням порід в районі і чергуванням водоносних шарів з водоупорами горизонти нерідко володіють напорами.

Найбільш витриманими і водоносними горизонтами на полі шахти являються вапняки і пісковики: N_1 , M_5 , M_4 , M_2 , M_1 , K_9 , K_8 , L_1 , L_7 , m_3SM_4 , M_1SM_2 , L_7SM_1 , $L_4Sl_4^B$, $L_1Sl_1^1$, $K_9Sk_8^H$, $k_5^1SK_7$, $K_6Sk_5^1$, $K_2Sk_3^1$.

Живлення водоносних горизонтів відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів в місцях виходу водовмісних порід на поверхню.

Переважаючим типом шахтних вод є хлоридно-гідрокарбонатно-сульфатно-натрієвий з мінералізацією близько 3,3 г/дм³.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 390 м³/годину;

максимальний – 440 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Шахта віднесена до надкатегорних по газу метану, небезпечних по пилу, безпечних по раптовим викидам вугілля, породи і газу, безпечних по суфлярним виділенням метану. Пісковики l_2Sl_3 та L_1Sl_1 віднесені до викидонебезпечних з глибини 600 м. Пласти не схильні до самозаймання.

Природна метанонасність змінюється в межах 10-15 м³/т с.б.м., збільшуючись в придонній частині Голубовсько-Мар'ївської синкліналі і на її південному крилі.

Проходження гірничих виробок по вміщуючих породах здійснюється в силікозонебезпечних умовах.

Температура гірських порід у нижньої технічної границі (абсолютна відмітка мінус 650 м) складе біля плюс 29°C.

Температура + 26°C відповідає глибині 660 м. Нижче цих глибин потрібні заходи по охолодженню і 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 підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
m_3	вапняк	2,5	9	Б ₅	аргіліт	6,0	3	А ₂	алевроліт	1,8	5	П ₃
l_6	аргіліт	1,4	7	Б ₃	алевроліт	15,0	5	А ₂	алевроліт	1,5	5	П ₃
l_3	аргіліт	2,0	3	Б ₂	аргіліт	6,0	3	А ₁	алевроліт	2,0	4	П ₃
l_2^1	алевроліт	1,2	4	Б ₃	аргіліт	6,5	4	А ₂	аргіліт	1,5	4	П ₃
k_8^B	вапняк	3,0	9	Б ₅	аргіліт	8,0	4	А ₂	алевроліт	0,8	4	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями поля шахти є:

по повстанню на сході – Марьївський всброс та вихода пластів на поверхню;

по падінню на заході – ізогіпса "-650 м", нижче якої розташоване резервне поле ш. "Золоте";

по простяганню:

на півночі – загальна границя з закритою ш. "Родина" і розташована на відстані 3000 м від устя центральних стовбурів;

на півдні – Комунарівський насув, який являється загальною границею з ш. "Інтер-Інвествугілля" і розташований на відстані 3000 м від устя центральних стовбурів.

Розмір шахтного поля:

по простяганню – 6,0 км;

по падінню – 3,5 км.

Площа шахтного поля – 21 км².

Розмір ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

по простяганню – 6,0 км;

по падінню – 0,6 км.

Загальна площа ділянки складає 3,6 км².

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 300 м;

- по простяганню – 400 м.

Запаси вугілля по розвіданості категорії А складає 25 % від загальних запасів А+В+С₁, по категорії А+В – 42 %, категорії С₁ – 58 %.

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

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

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 – Кількість балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{пох}},$ м^2	$m_{\text{ср.н}},$ м	$\gamma,$ $\text{т}/\text{м}^3$	$Q,$ тис. т	Примітка
m_3	3600000	0,80	1,40	4032	
l_6	3600000	1,00	1,39	5004	
l_3	3600000	0,85	1,34	4100	
l_2^1	3600000	0,90	1,30	4212	
k_8^B	3600000	0,73	1,34	3522	
Усього				20870	

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.

Визначимо проектні втрати біля геологічних порушень:

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

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

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

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.

$$\Pi_4 = [20870000 - (0 + 1935000 + 174000)] \cdot 0,04 = 750000 \text{ т}.$$

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	H, м	L, м	d, м	l, м	m, м	γ , т/м ³	Π_2 , т
Втрати в цілику з ш. "Родина"							
m ₃	555	3200	38	600	0,80	1,40	25637
l ₆	410	3150	32	600	1,00	1,39	26521
l ₃	635	3260	43	600	0,85	1,34	29058
l ₂ ¹	650	3320	44	600	0,90	1,30	30635
k ₈ ^B	715	3400	46	600	0,73	1,34	27116
Разом							138967
Втрати в цілику з нижньою технічною границею							
m ₃	810	3350	51	6000	0,80	1,40	344064
l ₆	810	3300	52	6000	1,00	1,39	434514
l ₃	810	3410	52	6000	0,85	1,34	352429
l ₂ ¹	810	3480	52	6000	0,90	1,30	364759
k ₈ ^B	810	3500	51	6000	0,73	1,34	300210
Разом							1795976
Усього							1934943

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат біля Комунарівського насуву

Індекс пласта	d, м	l, м	m, м	γ , т/м ³	Π_3 , т
m ₃	50	600	0,80	1,40	33600
l ₆	50	600	1,00	1,39	41700
l ₃	50	600	0,85	1,34	34170
l ₂ ¹	50	600	0,90	1,30	35100
k ₈ ^B	50	600	0,73	1,34	29346
Усього					173916

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 1935000 + 174000 + 750000}{20870000} \cdot 100 = 13,7 < 15 \%$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 20870000 - (0 + 1935000 + 174000 + 750000) = 18011000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 18 \text{ млн. т.}$$

Срок службы шахты:

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

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

$$T = \frac{18011}{900} = 20 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків прокту

Останні роки шахта по видобутку не працювала. Проводилися тільки роботи з відкачки води.

До відпрацювання на шахті залишилися запаси гор. 560 м по пл. ℓ_6 , тому визначимо наступні задачі проекту:

- вибрати оптимальний спосіб підготовки горизонту;
- розрахувати річну виробничу потужність шахти при відпрацюванні горизонту;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення виробничої потужності шахти;
- вибрати очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування для відробки горизонту;
- скоротити діючу мережу гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх підтримання;
- вибрати раціональну систему розробки з обґрунтуванням її раціональних параметрів;
- обґрунтувати оптимальний спосіб охорони підготовчих виробок;
- обґрунтувати параметри системи комплексного знепилювання повітря на виймальній ділянці.

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:

основна покрівля	неважкозрушувана
безпосередня покрівля	стійка
"хибна" покрівля	не утворюється
підшва пласта	середньої стійкості
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.

В 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. Застосування стругової технології не раціонально, тому що пласт складної будови з міцними породними прошарками і є включення колчедану у вигляді лінз.

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.

В даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 1МКД 90 з комбайном КА 90;
- МДМ з комбайном 1К 103М;
- 1МДТ з комбайном КДК 500.

Порівняння комплексів 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 МДМ з комбайном 1К 103М і складе 1125 т/добу при виконанні 5 циклів.

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

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо у пункті 2.4.4.

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

Приймаємо виробничу потужність шахти 900 тис.т, тобто вона дорівнює проектній потужності шахти.

Повний термін служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ років}, \quad (2.1)$$

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шп}} = 900$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 2$ роки);

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шп}}}, \text{ років}; \quad (2.2)$$

$$T_{\text{розр}} = \frac{18011000}{900000} = 20 \text{ років.}$$

$$T = 20 + 2 + 1 = 23 \text{ роки.}$$

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

Виходячи з гірничо-геологічних умов залягання пластів, для відробки гор. 560 м приймаємо панельний спосіб підготовки шахтного поля.

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

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яр}}}, \text{ грн/т,} \quad (2.3)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	635100	2,62	100
2	471900	279500	751400	2,97	116

Як видно з табл. 2.1, варіант 1 на 16 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

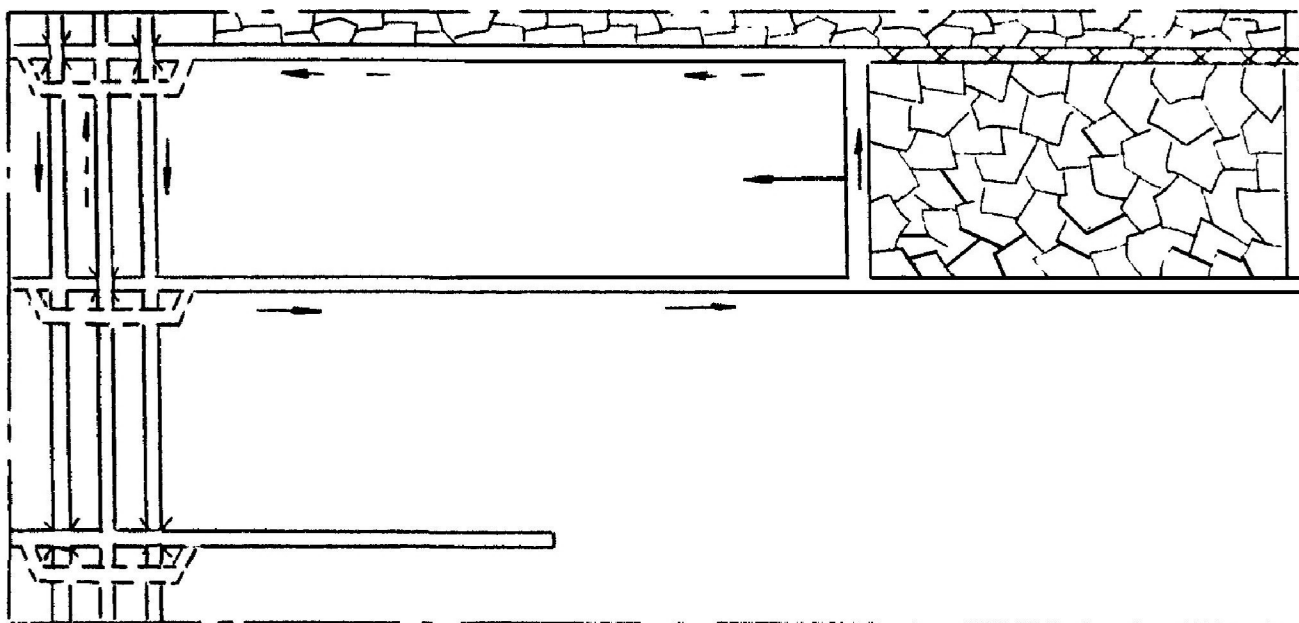


Рисунок 2.1 – Ступова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

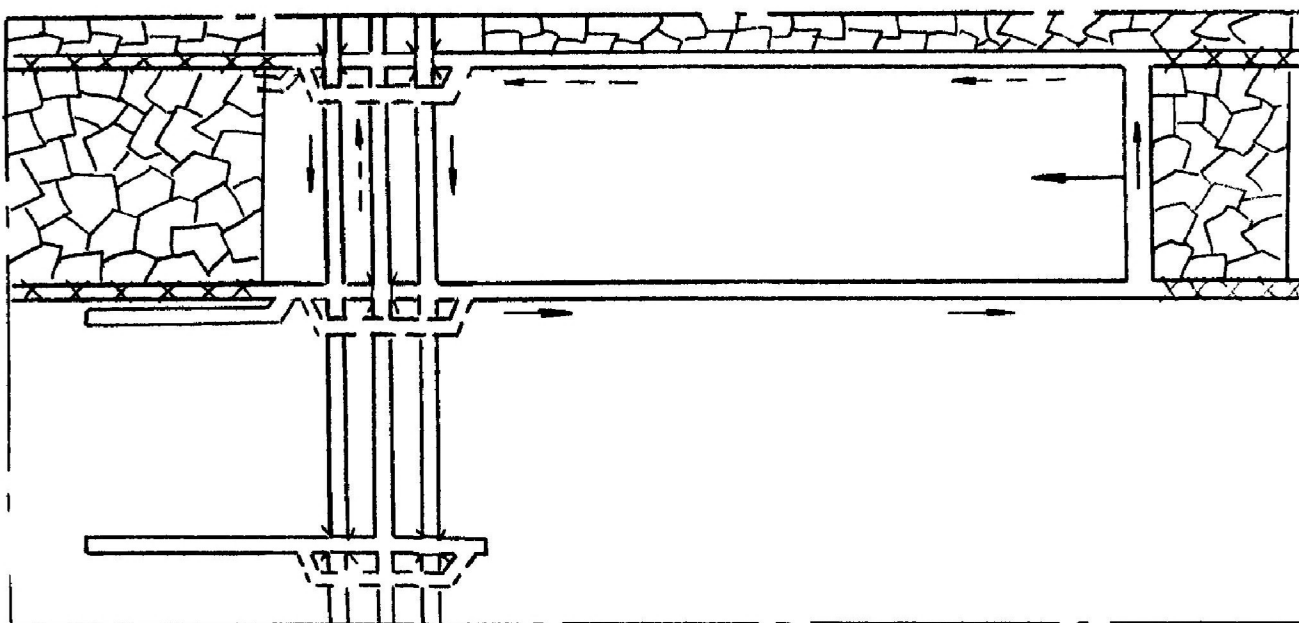


Рисунок 2.2 – Ступова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].
Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.4)$$

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

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

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.5)$$

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

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

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.6)$$

$$\Sigma p = 1,85 \cdot 1,43 = 2,64 \text{ т/м}^2.$$

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

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.7)$$

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]);

$$h_{\text{д}} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1140 \cdot 2,64 \cdot 0,95} = 689 \text{ м}.$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_{\text{д}}}{l_{\text{л}}}, \text{ лав}, \quad (2.8)$$

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

$$\Sigma n = \frac{689}{200} = 3,4 \text{ лави.}$$

Приймаємо 4 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{д}} = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м,} \quad (2.9)$$

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

Середня продуктивність пластів:

$$p_{\text{ср}} = \frac{\Sigma p}{n_{\text{пл}}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.10)$$

$$p_{\text{ср}} = \frac{2,64}{2} = 1,32 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти:

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.р}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.11)$$

$$A_{\text{шп (max)}} = 800 \cdot 1140 \cdot 1,32 \cdot 0,95 = 1071000 \text{ т/рік}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп (max)}}}{A_{\text{шп}}}; \quad (2.12)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{1071000}{900000} = 1,19.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д.р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік;} \quad (2.13)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{1140}{1,19} = 958 \text{ м/рік.}$$

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

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.14)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \quad \text{міс}, \quad (2.15)$$

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

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

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м.;

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

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \quad \text{міс}. \quad (2.16)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \quad \text{м/міс}, \quad (2.17)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \quad \text{м/міс}; \quad (2.18)$$

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

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення

виробок повинна бути не менше 225 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м.

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

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

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$\text{Ш} = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.19)$$

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

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

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.20)$$

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 головних штреків приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.21)$$

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

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.22)$$

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

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

Згідно з [7] округляємо до 90 МПа.

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

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле по простяганню розділене на два блоки:

- Михайлівський блок (шахтне поле колишньої шахти № 12 "Михайлівська");
- Сокологорівський блок (шахтне поле колишньої шахти № 3-5 "Сокологорівська").

Михайлівський блок розкритий центрально-здвоєними вертикальними стволами:

- ствол № 1 – головний;
- ствол № 2 – допоміжний.

Шахтне поле також розкрите горизонтальними квершлагами на гор. 450 і 580 м. Гор. 580 м є основними відкатним, а гор. 450 м – вентиляційним.

Сокологорівський блок розкритий вертикальним стволом № 4 (допоміжним), в теперішній час законсервованим у зв'язку з пожежею 1996 року, пройденим до гор. 580 м і горизонтальним квершлагом на гор. 580 м. До аварії ствол № 4 використовувався в якості повітряподавального. Для провітрювання гірничих виробок використовуються вентиляційні свердловини №№ 14, 15, 16, пройдені на глибину, відповідно, 436, 436 і 411 м. Гор. 620, 660 і 720 м розкрито уклонами.

На Михайлівському блоці гор. 660 м розкритий уклоном по пл. k_8^H і людським хідником по пл. k_8^B , пройденими з гор. 580 м, а гор. 720 м розкритий похилим квершлагом, пройденим з південного квершлягу пластів l_6^B - k_8^B гор. 660 м до пл. k_8^B .

Магістральні штреки гор. 580 м Михайлівського і Сокологорівського блоків сполучені в єдину мережу. На гор. 660 м Михайлівський і Сокологорівський блоки сполучені південним квершлагом.

Діючими на шахті нині являються гор. 580, 620 та 660 м. Гор. 720 м по пласту l_6 після пожежі 1996 року затоплений.

Даним проектом зберігається існуюча схема розкриття шахтного поля, зберігаються функції діючих стволів № 1 та 2 і вентиляційних свердловин № 14 та 16.

Схема розкриття, підготовки, система розробки, а також перетини стволів представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Функції стволів:

- ствола № 1 – видача на поверхню вугілля, породи, відпрацьованого струменя повітря. Ствол обладнаний двома підйомами: вугільним і порідним. Вугільний підйом двоскіповий з підйомною машиною типу НКМЗ 2×6×2,4 і скіпами

вантажопідйомністю 12,5 т. Порідний підйом односкіповий з противагою з підйомною машиною типу 1×6×3,6/0,6 і скіпом вантажопідйомністю 10 т.

- ствола № 2 – виконання допоміжних операцій, спуск-підйом людей, подача в шахту свіжого повітря. Ствол обладнаний двохклітьовим підйомом з підйомною машиною типу НКМЗ 2×6×2,4, двоповерховими клітьями типу 2НОВ-400.

- ствол № 4 – законсервований (у 8 м від гирла зведена полиця перекриття).

Перетини стволів зображені на листі № 1 графічної частини.

Коротка характеристика вертикальних стволів приведена в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Коротка характеристика вертикальних стволів

Показники	Найменування стволів		
	ствол № 1	ствол № 2	ствол № 4
Абсолютна відмітка устя ствола, м	+ 162,0	+ 162,0	+ 170,0
Абсолютна відмітка головок рейок, м			
гор. 325 м	–	– 162,0	–
гор. 450 м	– 288,0	– 288,0	–
гор. 580 м	– 418,0	– 418,0	– 407,0
Глибина ствола від поверхні, м			
гор. 325 м	–	324,0	–
гор. 450 м	450,0	450,0	–
гор. 580 м	580,0	580,0	577,0
Глибина зумпфа, м	74,0	14,0	15,0
Повна глибина ствола (включаючи зумпф), м	654,0	594,0	592,0
Діаметр ствола у світлі, м	6,5	6,5	6,0
Площа перетину ствола у світлі, м ²	33,2	33,2	27,0
Кріплення ствола	бетон, тюбінги	бетон, тюбінги	бетон

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

Приствольні двори у стволів № 1 і № 2 обладнані і діють на гор. 450 і 560 м. Приствольні двори петльового типу, гірничі виробки і камери закріплені, як правило, бетоном.

В межах двору гор. 560 м розташовані наступні камери: диспетчерська, ЦПП, очікування, вугільний розвантажувальний комплекс, депо акумуляторних електровозів, лебідки для чистки зумпфа скіпового ствола та камери зумпфових насосів.

2.4 Паспорта виймальної дільниці, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_6

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

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

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

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

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

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

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = V \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (2.23)$$

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

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуємих порід легкозрушуємих;

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

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

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

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

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

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

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

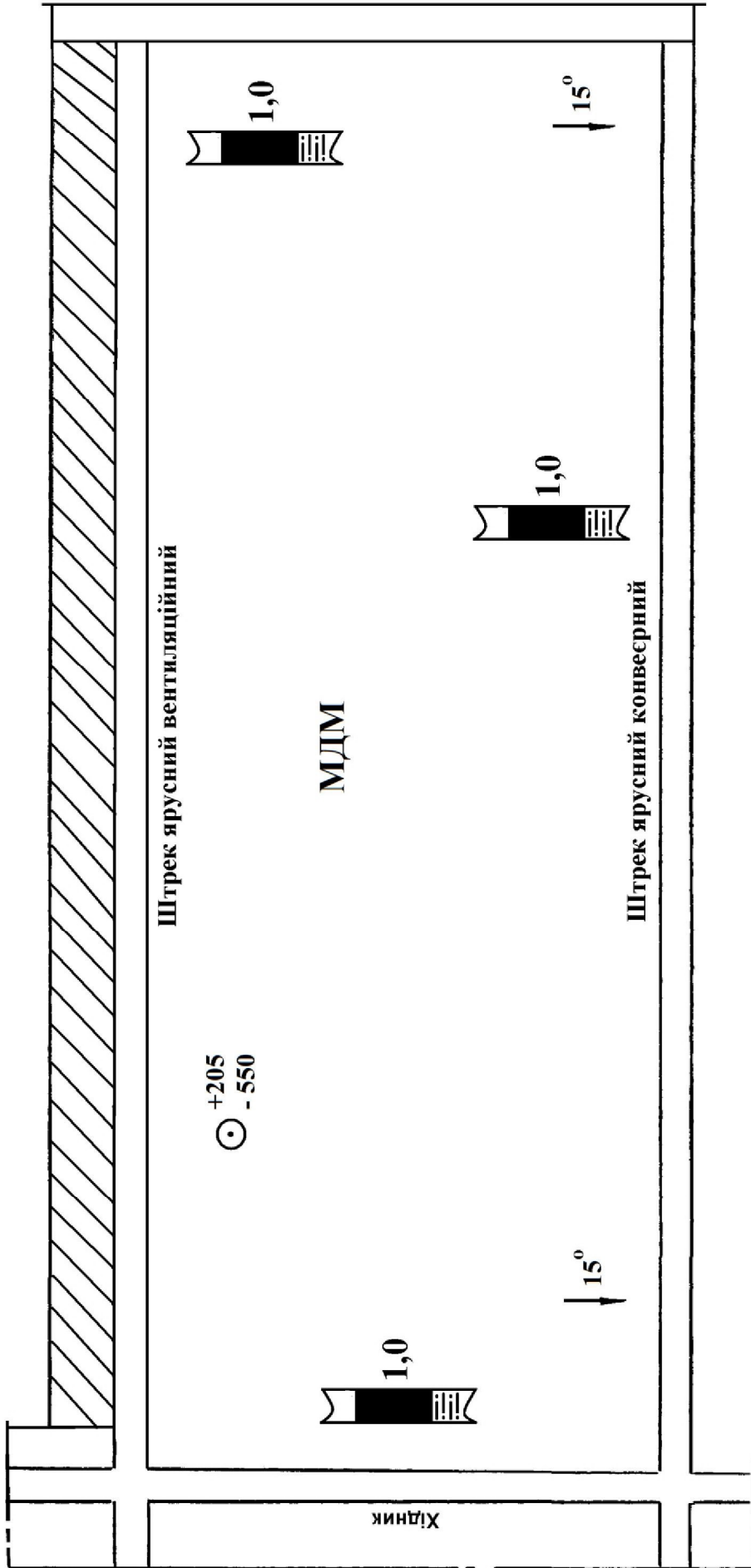


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

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

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

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

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

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

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

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

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

- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;

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

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

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклоні [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_n}, \quad (2.24)$$

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

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

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

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

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підосви з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 27 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо розвантажувальні щілини в підосві виробки.

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:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.25)$$

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

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

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

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.26)$$

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;

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

Зведення органних рядів біля уклону та хідника:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}}, \text{ стійок}, \quad (2.27)$$

де d – діаметр стійки, м;

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

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

Викладення дерев'яних кострів для охорони хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_y, \text{ штук}, \quad (2.28)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;
 n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.29)$$

де Ш – ширина литої смуги, м;

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

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

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.30)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;
 $K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.31)$$

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

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

$$K_{ц} = \frac{412}{225} = 1,83;$$

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

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

Таблиця 2.3 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомісткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунтування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коеф.	встановлена					
Виймка вугілля комплексом, т	6,9	309	1,27×1,05	412	225				т 3, 17 б
МГВМ бр.						0,60	832,00	499,20	
ГРОВ 5р.						3,2	713,58	2283,46	
Зведення органічних рядів, ст.		94		94	11	0,12	713,58	83,50	т 65, 5 а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		21,4	0,9	19,3	0,5	0,02	713,58	16,67	т 67, 2 б
Зведення литої смуги, м ³		1,13		1,13	1,0	0,88	713,58	631,49	т 69, 3 в
Разом						4,83		3514,32	

Коефіцієнти:

1,27 – зміна ширини захоплення комбайна;

1,05 – зміна питомої ваги вугілля;

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

$$T_m = \frac{1}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.32)$$

$$T_m = \frac{1}{1,83} = 0, \text{ чол.} - \text{зм.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін}; \quad (2.33)$$

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

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_{ц}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.34)$$

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

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

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{ц}}, \text{ грн/т}, \quad (2.35)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

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

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

$$N_{я} = \frac{D_{доб}}{N_k \cdot k_{пер}}, \text{ чол.}, \quad (2.36)$$

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

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

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

1. Для комплексу МДМ і планового видобутку 1125 т/добу таблична норма часу складе 40,5 чол.-годин (табл. 1, п. 1 г);

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

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

3. скоректована таблична норма часу складе: $40,5 - 1,07 = 39,4$;

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

5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе $39,4 - 6 = 33,4$ чол.-год., або $33,4 : 6 = 5,5$ чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Річну трудомісткість по ремонту обладнання визначимо в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Річна трудомісткість по ремонту обладнання

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T_{op} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	1К 103М	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	ДМ	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СП 202	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8350	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	150	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9970	
Разом				18320	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{op} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.37)$$

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, виконувани ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки, $K_3 = 1,3$;

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.38)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ℓ_6

Згідно гірничо-геологічних умов, а також рекомендаціям [12,13] виробку доцільно проводити уступним вибоєм, так як це дозволить вести попутне видобування вугілля і знизити його зольність.

Крім цього, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [14].

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

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

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

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V=225$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.39)$$

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

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

$$B = m + a + r + b + n, \text{ м}, \quad (2.40)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

r – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}, \quad (2.41)$$

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2 (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}; \quad (2.42)$$

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

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_B = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.43)$$

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

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

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_B = h_1 + h_p, \text{ м}, \quad (2.44)$$

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

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_6 + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \quad (2.45)$$

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

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.46)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_B \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.47)$$

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

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_B – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_h \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^n, \text{ кН/м}, \quad (2.48)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_h – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^n – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.49)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе аркове КМП-А3 з спецпрофілю СВП-27.

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

Приймаємо відстань між рамами 1,0 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U^1_{кр} = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.50)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

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

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.51)$$

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

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

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

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

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{yc} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм,} \quad (2.52)$$

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

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

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе аркове КМП-А3 з спецпрофілю СВП-27 (податливість 600 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

ℓ_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

ℓ_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

ℓ_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

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

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.53)$$

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

k – коефіцієнт за збірником;

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

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

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном КПД	м	0,51	0,97	0,49	3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	832,00	1253,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	713,58	29143,9	

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

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

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

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

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.55)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.56)$$

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:
а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.57)$$

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

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.58)$$

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

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

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

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

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

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.59)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розробка графіку організації робіт.

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

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

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

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.60)$$

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

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

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

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

Розрахунковий вантажопотік з лави:

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

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.61)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

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

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СП 202 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС.

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.61.

Таблиця 2.7 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
ПЗО			5		129		25,8	§ 2, табл. 50
Усунення мліжких несправностей			5		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Управління комбайном	м	1	1	$140,28 \cdot 1 = 140,28$	$140,28 \cdot 3 = 420,84$	$70,24 \cdot 1 = 70,24$	$70,24 \cdot 3 = 210,7$	§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабеля	м	1	1	$58,62 \cdot 1 = 58,62$	$58,62 \cdot 3 = 175,86$	$18,5 \cdot 1 = 18,5$	$18,5 \cdot 3 = 55,5$	§ 2, табл. 51
Зачистка за комбайном	м	1	1	$15,0 \cdot 1 = 15,0$	$15,0 \cdot 3 = 45,0$	$6,8 \cdot 1 = 6,8$	$6,8 \cdot 1 = 20,4$	§ 2, табл. 51
Отведення і проробка во	м	1	1	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 3 = 32,16$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 3 = 23,1$	§ 2, табл. 51
Огляд і заміна зубків, перевірка напрямку виробки	м	1	2	$9,34 \cdot 1 = 9,34$	$9,34 \cdot 3 = 28,02$	$5,62 \cdot 1 = 5,62$	$5,62 \cdot 3 = 16,8$	§ 2, табл. 51
Встановлення і пересування запобіжного кріплення	м	1	1	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 3 = 18,9$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 3 = 8,7$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарошування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 3 = 208,8$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарошування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 3 = 10,62$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарошування рейкового шляху	м	1	2-5	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 3 = 132,81$	-	$132,81 / 5 = 26,5$	§ 34, табл. 132
Усього				495	1486			

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

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

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

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

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

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Розробляємий пласт – ℓ_6 , спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав по пл. ℓ_6 – 2; кількість підготовчих вибоїв по пл. ℓ_6 – 2; механізація очисних робіт – комплекс МДМ; навантаження на лаву по пл. ℓ_6 – 1125 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою по пласту ℓ_6

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{діл}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.62)$$

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

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

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

$$I_{\text{оч(діл)}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_H}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.63)$$

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

k_H – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [22]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{\min} – мінімальна площа перетину лави, m^2 ;

$$S_{\min} = k_{O_3} \cdot S_{O_3, \min}, M^2, \quad (2.64)$$

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

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

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

$$I_{O_3} (\text{діл}) = 1,9 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.3.1 Розрахунок витрат повітря для пласта ℓ_6

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_H}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.65)$$

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

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

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

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

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{O_3 \text{ max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{O_3 \text{ max}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.66)$$

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

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

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

Умова виконується.

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

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.67)$$

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

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

$$A_{\text{max}} = 1125 \cdot 0,85^{-1,67} \cdot \left[\frac{1037 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2004 \text{ т/добу.}$$

Навантаження по газовому фактору не є обмежуючим, отже проведена дегазація ефективна.

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

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пласта ℓ_6

Метановиділення в виробку, проведenu по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.68)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.69)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_o) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.70)$$

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

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

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_o), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.71)$$

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

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

$$k_{\text{гy}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.72)$$

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

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

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \quad \text{хв}; \quad (2.73)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$Q_{3,\text{п}} = \frac{100 \cdot I_{3,\text{п}}}{C - C_0}, \quad \text{м}^3 / \text{хв}, \quad (2.74)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3,\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \quad \text{м}^3/\text{хв}; \quad (2.75)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3,\text{п}} = 60 \cdot V_{\text{п min}} \cdot S, \quad \text{м}^3/\text{хв}, \quad (2.76)$$

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

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

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.77)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усєї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_{о}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.78)$$

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

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

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.79)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.80)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.81)$$

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

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

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

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

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

Вибір засобів провітрювання виробки.

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:

$$\begin{aligned} R_{\text{тр.г}} = & r_{\text{тр}} \cdot (\zeta_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ & + r_{\text{тр}к} \cdot (\zeta_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ кц}, \end{aligned} \quad (2.82)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_{\text{р}} = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.83)$$

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

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_{\text{р}} = Q_{\text{р}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.84)$$

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

По додатку 1 [22] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Результати розрахунків

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

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рисунок 2.4).

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

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_\phi \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.85)$$

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

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

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_\phi}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_\phi, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.86)$$

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

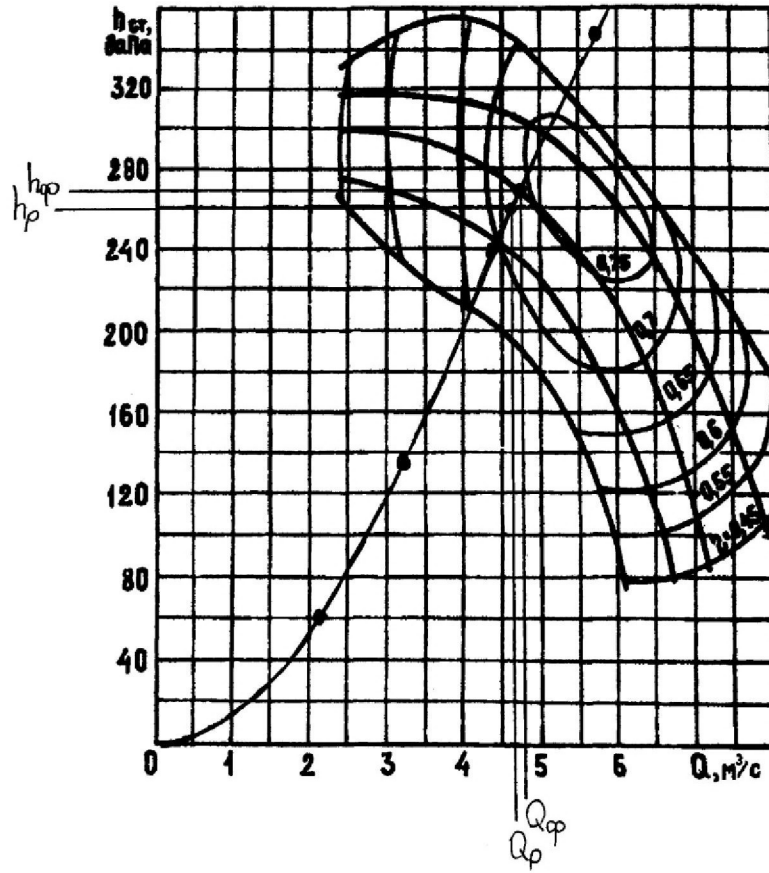


Рисунок 2.4 – Аеродинамічна характеристика вентилятора VM-6 та вентиляційного трубопроводу

2.4.5 Енергопостачання ділянки

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс МДМ з комбайном 1К 103М, скребковим конвеєром СПЦ 162-09. По штреку вугілля транспортується за допомогою скребкового перевантажувача ПТК 3У. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Характеристика споживачів ділянки

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номинальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	1К 103М	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	ВСП 4	660	АРУМ.225.М4	55	2	110	0,85
3	СПЦ 162-09	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
4	ПТК 3У	660	ЭДКОФ 53,4	110	1	110	0,91
5	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
6	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55+4	1	59	0,87
7	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,81

До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

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

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

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

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

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

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

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

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

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну 1К 103М, конвеєру СПЦ 162, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24, світильників, здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

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

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

2.5 Охорона праці

2.5.1 Санітарно-гігієнічні заходи

Згідно з [1] для всіх технологічних процесів передбачаємо застосування засобів механізації не тільки основних, але і допоміжних робіт, що виключають або

зводять до мінімуму важку ручну працю.

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

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

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

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

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

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

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

У вибоях з інтенсивним капежом і притоком води працівники забезпечуються водозахисним спецодягом і спецвзуттям.

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

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

2.5.2 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

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

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

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, приствольних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підго-

товчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

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

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

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

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

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

2.5.3 Заходи по боротьбі з пилом

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

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

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

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

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

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

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

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Обґрунтування параметрів системи комплексного знепилювання повітря на виймальній дільниці

3.1 Основні положення

Згідно "Інструкції з комплексного знесилення повітря" [1] розділ щодо боротьби з пилом у проектах повинен вміщувати:

- перелік заходів щодо боротьби з пилом для всіх процесів, що супроводжуються – пиловиділенням (під час виймання вугілля, проведення гірничих виробок, навантаженню, транспортуванню й розвантаженню гірничої маси, у тому числі у приствольному дворі);
- параметри роботи обладнання для боротьби з пилом і розташування його у мережі гірничих виробок;
- специфікацію на обладнання й матеріали для боротьби з пилом;
- схему пожежно-зрошувальних трубопроводів із зазначенням їх діаметрів, тиску води, місць розташування зрошувальних пристроїв, насосних установок та ін.;
- рекомендації щодо оптимальних за пиловим фактором режимів провітрювання вибоїв;
- перелік робочих місць і виробничих процесів, де повинні застосовуватися протипилові респіратори.

У паспортах виїмкової дільниці, проведення та кріплення підземних виробок повинні бути приведені схеми й параметри роботи протипилових заходів, тип, кількість та місця розташування устаткування і пристроїв для боротьби з пилом згідно з цією Інструкцією.

Для боротьби з пилом в шахтах дозволяється застосовувати змочувачі, піноутворювачі та інші хімічні речовини, допущені органами санепіднагляду до застосування в шахтах.

Для поліпшення умов за пиловим фактором на виїмковій дільниці рекомендується застосовувати:

- систему розробки, яка виключає надходження в очисний вибій пилу з тупикових виробок;
- виймання вугілля без підготовки ніш на пологих пластах;
- однобічну роботу комбайна;
- схеми транспортування вугілля й провітрювання, що забезпечують співспрямований рух відбитого вугілля й повітря у лаві та прилеглий виробці;
- схеми провітрювання з підсвіженням вихідного вентиляційного струменя для розбавлення завислого пилу на вентиляційному штреку біля сполучення з лавою.

Відповідальність за стан засобів боротьби з пилом на дільниці та дотримання параметрів їх роботи покладається наказом директора підприємства на керівника дільниці; за організацію протипилових заходів у цілому по шахті – на технічного керівника підприємства.

3.1.1 Попереднє зволоження вугільних пластів

Нагнітання рідини для зволоження пласта в очисній виробці може провадитися через свердловини, пробурені із підготовчих виробок, або через шпури (свердловини), пробурені із очисної виробки.

Зволоження вугілля у очисній виробці з підготовчих виробок може здійснюватися за наявності випередження цими виробками лінії очисного вибою.

Свердловини для нагнітання рідини в пласт можуть бути пробурені з відкритого (вентиляційного) штреку або з обох штреків. Під час буріння свердловин з одного штреку глибина їх повинна бути меншою за довжину лави на величину, що дорівнює глибині герметизації свердловини, У разі буріння з обох штреків відстань між вибоями свердловин повинна бути рівною подвійній глибині герметизації свердловин.

Свердловини повинні пробурюватися по найбільш міцній пачці пласта.

Для встановлення доцільності зволоження вугілля а масиві і визначення параметрів зволоження проводиться дослідне нагнітання рідини в пласт.

Герметизація свердловин повинна провадитися на глибину не менш як 10м. Відстань між свердловинами повинна бути рівною подвійній глибині герметизації свердловини.

Шпури (свердловини) повинні розташовуватися посередині потужності пласта. Якщо пласт складається з декількох пачок різної міцності, то шпури (свердловини) слід бурити по пачці з більш міцним вугіллям. Якщо покрівля або ґрунт складається з порід, які втрачають стійкість при зволоженні, шпури розташовують від них на відстані, що дорівнює 2/3 потужності пласта.

Довжина (глибина) шпурів (свердловин) у прямолінійних вибоях приймається у межах 1,8-10 м. Перед вийманням вугілля повинна залишатися смуга зволоженого вугілля, що дорівнює величині добового посування вибою.

Герметизація шпурів (свердловин) повинна провадитися: у прямолінійних вибоях - на глибину не менш як 1 м, а в уступних - не менше половини його довжини.

Відстань між шпурами (свердловинами) у прямолінійних вибоях приймається такою, що дорівнює подвійній глибині герметизації шпура (свердловини).

При проведенні виробок комбайнами селективної дії по вугільних пластах не нижче середньої потужності (1,21-3,5 м) зволоження вугілля у масиві повинне провадитися через свердловину, пробурену посередині потужності пласта (або пачки пласта з більш кріпким вугіллям) на рівному віддаленні від границь перерізу виробки по лінії падіння пласта.

Довжина свердловини приймається, в залежності від застосованої технології робіт, кратній величині добового посування вибою, а глибина герметизації – рівній половині відстані між границями перерізу виробки по лінії падіння пласта. Нагнітання рідини повинно здійснюватись за допомогою високонапірної насосної установки.

Тиск рідини, що нагнітається у пласт, повинен бути на 20-30 % нижче величини, при якій виникає гідророзрив пласта.

Темп нагнітання рідини для ефективного зволоження вугілля повинен ста-

новити 10-15 л/хв. Для забезпечення вказаного темпу нагнітання рідини в пласт повинні застосовуватися насосні установки з автоматичним підтриманням параметрів зволоження вугілля у масиві.

Якщо під час нагнітання рідини в пласт від пожежно-зрошувального трубопроводу протягом 1-2 діб не забезпечується темп нагнітання більший за 1 л/хв., необхідно переходити до нагнітання рідини у масив вугілля з використанням насосних установок.

Для підвищення ефективності зволоження вугілля у масиві рекомендується додавати у воду змочувач, у кількості, що рекомендована в технічній характеристиці на застосовуваний вид поверхнево-активної речовини (далі - ПАР).

Для отримання пористого матеріалу можуть бути використані речовини й технології, які застосовуються для хімічних анкерів.

Нагнітання рідини у пласт треба проводити у ремонтну зміну.

У разі прориву рідини зі свердловини (шпура) до сусідньої свердловини (шпура) або очисної виробки нагнітання у цю свердловину (шпур) припиняють.

Забороняється знаходитися напроти устя свердловин (шпурів) у процесі нагнітання рідини і під час спуску води.

Дані про виконаний об'єм робіт із зволоження вугілля в масиві повинні бути записані у Книзі нарядів дільниці, що проводила ці роботи.

3.1.2 Знепилювання повітря в очисних виробках

Крім попереднього зволоження вугільного пласта, повинні застосовуватися заходи пилоподавлення та знепилення повітря:

під час виймання вугілля;

на вантажному пункті лави;

під час виймання і навантаження вугілля у нішах, пічах і просіках.

Під час комбайнового виймання пилоподавлення піною рекомендується застосовувати на пластах потужністю до 0,9 м і за швидкості повітря у вибої при висхідному провітрюванні не більше 2 м/с (при низхідному провітрюванні комбайнових вибоїв обмеження швидкості повітря не встановлюється). Піногенератори слід встановлювати у верхній частині лави (під вентиляційним штреком).

Для отримання піни у воду вводиться за допомогою дозатора піноутворювач, допущений до застосування в шахтах у кількості, зазначеній у характеристиці піноутворювача.

Під час виймання вугільних пластів, для яких характерне значне виділення пилу, треба застосовувати таку організацію робіт в очисному вибої, при якій виключається необхідність знаходження людей у місцях із високим рівнем запилення повітря.

При підготовці виймальної машини до експлуатації, а також після виконання ремонтних робіт, під час яких проводилося роз'єднання окремих вузлів зрошувального приладу, повинна бути перевірена герметичність з'єднань трубопроводів розведення води, а перед установленням зрошувачів усі канали для подання води у зрошувальному пристрої повинні бути ретельно промиті водою або продукті стисненим повітрям.

Подавання води до зрошувального пристрою машини повинне проводитися

по водопроводу, яким укомплектована машина. Допускається застосування водопроводів, виготовлених на шахті. Для цих водопроводів повинні застосовуватися напірні рукави з робочим тиском не менш як 3,0 МПа і з'єднувальна арматура заводського виготовлення.

Вмикання зрошувального насосу і керованих вентилів повинно бути заблоковано із включенням виймальної машини. Зрошувальний насос системи придушення пилу механізованого кріплення повинен мати незалежне вмикання.

Забороняється працювати без комбайнового й штрекового фільтрів, регулювати продуктивність центробіжних зрошувальних насосів шляхом скидання частини води з боку високого тиску.

Під час виймання вугілля у нішах рекомендується подавати воду для задушення пилу по окремому гнучкому водопроводу і додавати до води змочувач.

3.1.3 Боротьба з пилом у підготовчих виробках

Для зниження запилення повітря під час проведення тупикових виробок необхідно:

Передбачувати схему провітрювання, при якій виключається надходження пилу із сусідніх діючих вибоїв;

застосовувати керування вибійними машинами з пунктів, розташованих на свіжому струмені або поза зоною основного пилового потоку;

передбачати мінімальну кількість пунктів перевантаження відбитої гірничої маси;

забезпечувати провітрювання з оптимальною за пиловим фактором швидкістю повітря 0,4-0,75 м/с, якщо не вимагається більша швидкість за газовим або тепловим фактором.

Під час усіх виробничих процесів, при яких утворюється й виділяється пил, повинно застосовуватися придушення пилу.

Під час проведення виробок комбайнами слід застосовувати способи і засоби (зрошення, обмивка вибою і виробки й ін.) для забезпечення технічно досяжного рівня залишкової запиленості рудникової атмосфери.

У разі використання автономних пилоуловлюючих установок провітрювання тупикової підготовчої виробки може бути нагнітально-всмоктуюче або всмоктуючи. При розробці технологічних схем нагнітально-всмоктуючого провітрювання повинні бути ураховані вимоги Керівництва щодо проектування вентиляції вугільних шахт.

Нагнітально-всмоктуюче провітрювання з використанням автономних пилоуловлюючих установок може бути впроваджене в шахтах будь-якої категорії за метаном, крім виробок, небезпечних за раптовими викидами та суфлярами.

Буріння шпурів (свердловин) повинно здійснюватися з промивкою. У випадках, коли здійснення промивки під час буріння шпурів (свердловин) утруднене, допускається використовувати зрошення устя шпуру (свердловини) водою, а за наявності стисненого повітря – водоповітряною сумішшю. Під час зрошування водоповітряною сумішшю витрата води може бути зменшена удвічі порівняно із зрошуванням водою.

Обмивання водою або 0,1 % водяним розчином змочувача вибою й виробки

на відстані не менш як 20 м від зарядів, що підриваються, повинно проводитись за 20-30 хв. до підривання. У виробках шахт, небезпечних за газом і пилом, заходи щодо боротьби з пилом повинні застосовуватися в об'ємі й послідовності, обумовлених діючими Єдиними правилами безпеки при підривних роботах.

3.1.4 Боротьба з пилом у транспортних виробках

На пересувних та напівстаціонарних вантажних пунктах, а також у пунктах навантаження й перевантаження на стрічкових конвеєрах повинно застосовуватися зрошення завантаженої гірничої маси.

Зрошувачі необхідно встановлювати таким чином, щоб розпилювана вода повністю перекривала осередок пиловиділення. Питома витрата води на зрошення повинна бути не менш як 5 л/т, а тиск води - не менше за 0,5 МПа.

У пунктах навантаження й перевантаження на стрічкових конвеєрах слід передбачати:

- загорожу борту на ділянці довжиною не менш як 5 м;
- укриття для запобігання видуванню пилу;
- пристрої для очищення від пилу й штибу неробочої вітки конвеєра.

В головних транспортних виробках, обладнаних стрічковими конвеєрами, рекомендується передбачати:

провітрювання з оптимальною за пиловим фактором швидкістю повітря 0,7-1,3 м/с;

укриття вантажної вітки конвеєра у виробках із швидкістю повітря понад 3 м/с.

У разі застосування зрошення на стрічкових конвеєрах необхідно передбачати автоматичне включення подавання води.

Не рідше одного разу на місяць треба проводити обмивання конвеєрних виробок і прибирання скупченого вугільного дрібняка й шламу. На шахтах, які розробляють пласти, небезпечні за вибухами пилу, обмивання повинно проводитися, відповідно до вимог Інструкції із запобігання й локалізації вибухів вугільного пилу.

Відведення запиленого повітря з укриттів перекидачів, вантажних пристроїв допускається проводити з використанням загальношахтної депресії. У такому випадку у виробці з вихідним запиленим вентиляційним струменем необхідно встановлювати водяні завіси з питомою витратою води $OD-0,2 \text{ л/м}^3$ очищеного повітря.

3.1.5 Знепилювання вхідних та вихідних вентиляційних потоків

З метою знепилення повітряних потоків, що проходять гірничими виробками, повинні застосовуватися водяні та водоповітряні (туманоутворюючі) завіси, водоповітряні ежектори, засоби уловлювання та очищення від пилу повітряних потоків (пилоуловлюючі установки), лабіринтно-тканинні завіси.

У разі застосування туманоутворюючих завіс із метою безперервного зв'язування пилу інші види пиловидбухозахисних завіс можуть не застосовуватися.

У виробках, де є здимання бокових порід, слід застосовувати завіси із зменшеною витратою рідини (туманоутворюючі завіси, завіси з водоповітряними ежекторами) або проводити зв'язування відкладеного і пилу змочувально-

зв'язуючими сумішами застосовувати засоби уловлювання й очищення від пилу повітряних потоків.

Завіси для знепилювання повітряного потоку встановлюються на відстані не більш як 20 м від вікна лави у напрямку руху повітря.

Зрошувачі водяної або водоповітряної завіси встановлюються таким чином, щоб переріз виробки було повністю перекрито факелами розпиленої рідини.

На кожні 500 м/хв. прохідного повітря встановлюється по одній завісі. У разі необхідності встановлення кількох завіс відстань між ними повинна дорівнювати 3-5 м.

Завіси повинні діяти протягом усього часу виймання вугілля або іншого технологічного процесу, що супроводжується пиловиділенням. Вмикання подачі води на завіси повинно проводитися під час запуску виймальної машини.

3.2 Аналіз фактичного стану заходів щодо комплексного знепилювання на шахті

Основними джерелами пилоутворення на шахті є:

- виїмка вугілля комбайном;
- пересування секцій мех. кріплення;
- транспортування вугілля конвеєром;
- пункти перевантаження вугілля;
- навантаження гірничої маси породовантаженими машинами.

Відповідно до «Інструкції з комплексною знепилення повітря» [1] з метою оздоровлення пилової обстановки на робочих місцях передбачений ряд заходів щодо комплексного знепилення повітря:

- попереднє зволоження вугілля в масиві;
- зрошення на комбайні;
- зрошення на пунктах навантаження вугілля;
- зрошення в нішах;
- знепилептя вихідного вентиляційного потоку;
- зрошення при роботі породовантажних машин і механізмів;
- застосування індивідуальних засобів захисту від пилу.

Розглянемо описані вище заходи.

З метою зниження пиловиділення при веденні очисних робіт повинне застосовуватися попереднє зволоження вугілля в масиві. Тиск рідини, що нагнітається в пласт, складає 26,7 МПа, що нижче величини, при якій відбувається гідророзрив пласту. Для буріння шпурів використовуються електросвердла СЕР-1, що дозволяють бурити шпури діаметром 45 мм, довжиною 2,5 м. Відстань між шпурами приймається рівною 3,0 м. Герметизатор «Таурус» встановлюється на глибині не менш 1,5 м. Обсяг води, який необхідно подавати в шпур, складає 0,167 м³. Добова витрата води на попереднє зволоження дорівнює 11,7 м³.

При виїмці вугілля комбайном розрахункова витрата води складає 70 л/хв. Рідина подається під тиском 1,2 МПа. Добова витрата води 36155 л чи 36,2 м³. Загальна кількість одночасна працюючих на комбайні форсунок 14 штук (4 корпусних КФ 1,6 - 40 і 10 плоскоструйних ПФ 1,6 - 75). Для забезпечення зазначених

вище параметрів використовується вода з протипожежного трубопроводу.

Придушення пилу, що утворюються в місцях пересипу вугілля, здійснюється за допомогою форсунок ЗФ-1,6 - 75 при тиску від 0,5 до 1,2 МПа. Витрата води на зрошення навантажувальних пунктів складає 5,0 л/т.

Добова витрата води для зрошення відбитого вугілля в нішах з ручного зрошувача РО-1 складе 3400 л чи 3,4 м³.

Для знепилення повітряного потоку, що проходить по гірничих виробках, застосовується водяна туманостворююча завіса. Витрата рідини для туманостворюючої завіси приймається рівним 0,05 л на 1 м³ минаючого повітря при тиску 0,35 Мпа. Зрошувачі встановлюються таким чином, що перетин виробки цілком перекрито факелами распиленої рідини. Завіси повинні діяти протягом усього часу виїмки вугілля комбайном чи іншого технологічного процесу, що супроводжується утворенням пилу. Кількість водяних завіс залежить від кількості повітря, що виходить з очисного вибою. На кожні 500 м встановлюється одна туманостворююча завіса.

При бурінні шпурів для придушення пиловиделення здійснюється їхнє промивання. Пил, що утвориться, при руйнуванні вугільного чи породного масиву змочується подавальною водою і виноситься у виді шламу. Витрата води при бурінні шпурів колонковими і ручними свердлами змінюється в залежності від швидкості буріння і складає 4-15 л/хв. Тиск води, подаваної для промивання шпурів, складає 0,4-0,5 МПа.

Механізоване навантаження вугілля і породи без засобів знепилення супроводжується значним пилоутворенням. Для боротьби з пилом у цих умовах застосовується зрошення, здійснюване за допомогою форсунок, змонтованих на навантажувальних машинах. Продуктивність форсунки складає 6 л/хв. Тиск води 0,4-0,6 МПа.

Захист органів подиху шахтарів від вугільного і породного пилу здійснюється за допомогою протипилових респіраторів, що забезпечують захист органів подиху від усіх видів промислового пилу.

Ефективність вищенаведених заходів щодо комплексного знесилення повинна складати:

- в очисних вибоях – 85-90%;
- у підготовчих – 80-90%,

що дозволить знизити концентрацію пилу до припустимих санітарно-гігієнічних норм.

Розрахунки очікуваної запиленості повітря на робочих місцях показали, що залишкова запиленість повітря в очисних і підготовчих вибоях навіть із застосуванням комплексного знепилення в 5-40 разів перевищує ПДК. Основні результати розрахунку запиленості повітря приведені в табл. 3.1.

Наслідком цього є відносно високий рівень захворювань робітників хворобами пилового походження.

З усього перерахованого вище можна зробити висновок, що існуюча система комплексного знепилення не забезпечує необхідних санітарно-гігієнічних норм. Тому питання вибору заходів щодо комплексного знепилення є актуальним для даної шахти.

Таблиця 3.1 – Основні результати розрахунку запиленості

Виробка	Розрахункова точка	Запиленість повітря, мг/м ³
Лава	в 10 м від входу	242,3
	в 5 м від вантажного пункту лави	328,8
	середина лави	1056,4
	в 10 м від виходу	154,1
Підготовчий вибій	в 5 м від вибою	270,2
	в 100 м від вибою	70,5

3.3 Характеристика вихідних даних

По характеру пилоутворення всі джерела виділення пилу у вугільних шахтах можна розділити на первинні і вторинні. До первинних відносяться всі технологічні процеси, безпосередньо зв'язані з руйнуванням вугілля і порід. У запиленні шахтної атмосфери вони відіграють основну роль. До вторинних джерел відносяться процеси здійснення осілого пилу в результаті впливу вентиляційного струменя, вибухової хвилі при веденні підривних робіт, конвеєризації гірничої маси, пересуванні матеріалів, людей і ін. У загальному пиловому балансі сучасної механізованої очисної ділянки вугільної шахти частка джерел пилоутворення по кількості пилу, що утворюється, характеризується наступними даними:

- виїмка вугілля комбайном – 50-60%;
- пересувка секцій механізованого кріплення – 20-30%;
- конвеєрні перевантажувальні пункти – 10-15%;
- виїмка ніш – 4-6%;
- зведення кріплення сполучень – 2-3%;
- випадкові джерела – 3-5%;
- запиленість струменя, що надходить – 1-2% [27].

При роботі прохідницького вибою, а саме при буровибуховому засобі проведення виробок, пилоутворення відбувається при двох різко відрізняючихся процесах - бурінні і вибуху [28].

Аналізом встановлено, що пилова обстановка в очисному вибої визначається в основному дією наступних факторів: механічними властивостями пласту (опір вугілля різанню), вологістю вугілля, потужністю пласту, швидкістю руху повітря, типом комбайну [27].

Встановлено, що найменше питоме пиловиделення відбувається при роботі очисного комбайна з рознесеним виконавчим органом [27].

Застосування комбайна з рознесеним розташуванням виконавчих органів дозволяє здійснювати самозарубування комбайна в пласт по безнишевій технології.

З впровадженням механізованих комплексів в очисних вибоях вугільних шахт виявилось нове джерело пилоутворення - пересувка секцій механізованих кріплень. У результаті взаємодії механізованого кріплення з породами безпосередньої покрівлі відбувається подрібнювання останніх і утворення пилу. Пил разом з породним дріб'язком може надходити в робочий простір очисного вибою через

межсекційні зазори в процесі пересувки кріплення і з виробленого простору при обваленні порід покрівлі. Перше джерело пилу має переважне значення для всіх типів кріплень (питому вага в більшості випадків складає 85-100 %). Цей ефект викликаний тим, то пересувка механізованих кріплень виробляється з відривом перекриттів від покрівлі. При цьому створюються умови для відділення порушених пластів безпосередньої покрівлі, наступного її роздавлювання і подрібнювання. Для зменшення кількості утвореного на перекритті породного дріб'язку і, головним чином, пилоподібних фракцій необхідно пересувку кріплення здійснювати з підпором без відриву перекриттів від покрівлі.

Дослідженнями встановлено, що інтенсивність пиловиделення при пересувці секцій з безупинним контактом перекриття в 2,5 - 3 рази менше, ніж при крокуючій пересувці секцій [28].

Пил з вибоїв очисних і підготовчих виробок, а також від місць перевантаження вугілля несеться вентиляційним потоком на значні відстані, поступово осідає, при цьому відбувається пиловідкладення по мережі гірничих виробок. Пил, що відклався в гірничих виробках, може перерозподілятися при русі транспорту, ходінні людей по гірничим виробкам і т.п. і є вторинним джерелом запиленості повітря. Особливо високе пиловідкладення спостерігається в районі перевантажувальних пунктів, а також у привибійному просторі підготовчих виробок, проведених буровибуховим способом [28].

Відомо, що вентиляція є одним з основних засобів боротьби з пилом. Суть знепилюючої вентиляції полягає у виносі пилу з вибою і розрідженні її концентрації свіжим повітрям, що надходить. Однак, є межа швидкості руху повітря, до якої відбувається зниження концентрації пилу, понад цю межу відбувається інтенсивний здув осілого на ґрунті і стінках виробок пилу і інтенсивний здув пилу з зруйнованої гірничої маси.

Зменшення концентрації пилу в повітрі лави може бути досягнуто зниженням швидкості руху повітря до 0,9-1 м/сек; при збільшенні швидкості вентиляційного струменя понад 2 м/сек запиленість атмосфери виробок починає підвищуватися, а при швидкостях 4 м/сек запиленість різко зростає, у багато разів перевищуючи встановлені санітарні норми [28]. Встановлено, що в очисних вибоях, обладнаних комбайнами, оптимальні швидкості руху повітря знаходяться в межах 1-2 м/сек. Оптимальні швидкості руху повітря по пиловому фактору в підготовчих виробках знаходяться в межах 1,5-3 м/сек [27].

3.4 Розробка заходів щодо комплексного знепилення

Розробка заходів здійснюється на основі аналізу існуючої технології знепилення (див. п. 3.2), з урахуванням рекомендацій, запропонованих у [27-30].

Даним дипломним проектом прийнята технологічна схема ведення очисних робіт із застосуванням механізованого комплексу типу МДМ з комбайном 1К 103М. Виконавчий орган комбайна складається з двох шнеків, симетрично розташованих по кінцях корпусу. Дана конструкція допускає можливість самозарубки комбайна у вугільний пласт по безнішовій технології, що скоротить одне з джерел утворення пилу.

Механізоване кріплення ДМ має бічний висувний борт, керований гідродомкратами, що дозволяє перекривати межсекційні зазори. Це забезпечує практично суцільне затягування покрівлі і запобігає просипанню породного дріб'язку з боку покрівлі.

Пересувка механізованого кріплення відбувається з активним підпором, що знизить інтенсивність пиловиделення при даному процесі.

Скорочення числа перевантажувальних пунктів досягається за рахунок:

- зміни способу охорони виробок (охорона здійснюється за допомогою литої смуги, унаслідок чого відпадає необхідність у використанні нарізних виробок (просіки, печі), обладнаних скребковими конвеєрами;

- збільшення довжини стрічкового конвеєра до максимально можливої. Приймаємо стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У довжиною 1000 м що дорівнює довжині виймального поля.

Зменшення запиленості повітря в очисних і підготовчих виробках досягається за рахунок оптимальних швидкостей руху повітря по пиловому факторі (в очисних вибоях – 1,9-2,3 м/с, у підготовчих виробках, обладнаних конвеєрами 0,7-1,7 м/с.

Як основні заходи приймаємо: при веденні очисних робіт - попереднє зволоження вугілля у масиві та зрошення при роботі очисного комбайна; для стрічкових конвеєрів - рециркуляційний ежекційний пиловідсмоктувач; при проведенні виробок БВР – буріння шпурів з промиванням і очищення вентиляційного потоку, що виходить з тупикового вибою після підривних робіт.

Вибір найбільш раціональної технологічної схеми профілактичної обробки вугільного масиву залежить від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. На підставі аналізу технічної літератури [27-30], приймаємо високонапірне нагнітання рідини в пласт через свердловини, пробурені з штреку (рисунок 3.1).

Дана технологічна схема нагнітання рідини в паст через свердловини, пробурені з підготовчої виробки, має ряд переваг перед схемою, що у даний час застосовується на шахті:

- незалежність виконання всіх робіт з нагнітання від виробничих процесів в очисному вибої;

- можливість зволоження через одну свердловину великих обсягів вугільного масиву, що скорочує витрати часу на підготовчо-заклучні і допоміжні операції, що приходяться на 1 т оброблюваного вугілля;

- можливість багаторазового тривалого насичення вугільного пасту рідиною як за рахунок напірної фільтрації, так і під дією капілярних сил;

- можливість використання дегазаційних свердловин у якості нагнітальних, що підвищує ефективність методу внаслідок поліпшення фільтраційних властивостей вугілля.

До параметрів нагнітання рідини у вугільний масив відносяться діаметр і довжина свердловин, відстань між свердловинами, глибина герметизації, тиск нагнітання, темп нагнітання, витрата води на одну свердловину.

З урахуванням вимог зручності і простоти герметизації свердловин найбільше доцільно бурити свердловини діаметром 45-60 мм. Довжина свердловин залежить від довжини лави і визначається по формулі:

$$l_c = (l_d - 20), \text{ м}, \quad (3.1)$$

де l_d – довжина лави, м.

$$l_c = (200 - 20) = 180 \text{ м}.$$

Свердловини повинні розташовуватися в середині пасту по потужності перпендикулярно до напрямку основної природної тріщинуватості.

Відстань між свердловинами приймають у межах 10-25 м. Герметизувати свердловини необхідно на глибину 4-10 м. Тиск нагнітання повинен бути таким щоб не виник гідророзрив пласту. Величина тиску встановлюється за результатами досвідченого нагнітання рідини в свердловину.

Діаметр, довжина і глибина герметизації досвідченої свердловини і всіх нагнітальних свердловин на даній ділянці пласту повинні бути однакові. Досвідчене нагнітання полягає в подачі в свердловину рідини в 3-4 режимах. При цьому в кожному наступному режимі тиск і темп нагнітання приймаються більшими, ніж у попередньому. При кожному режимі рідина нагнітається протягом 2-3 годин. Останній з режимів відповідає гідравлічному розриву. По отриманим даним будується графік і визначаються оптимальні значення тиску і темпу нагнітання для даних умов. При ньому максимальне значення тиску (МПа) нагнітання повинне задовольняти умові:

$$P_n < 0,025 H_3, \text{ МПа}, \quad (3.2)$$

де H_3 – глибина залягання пласту, м;

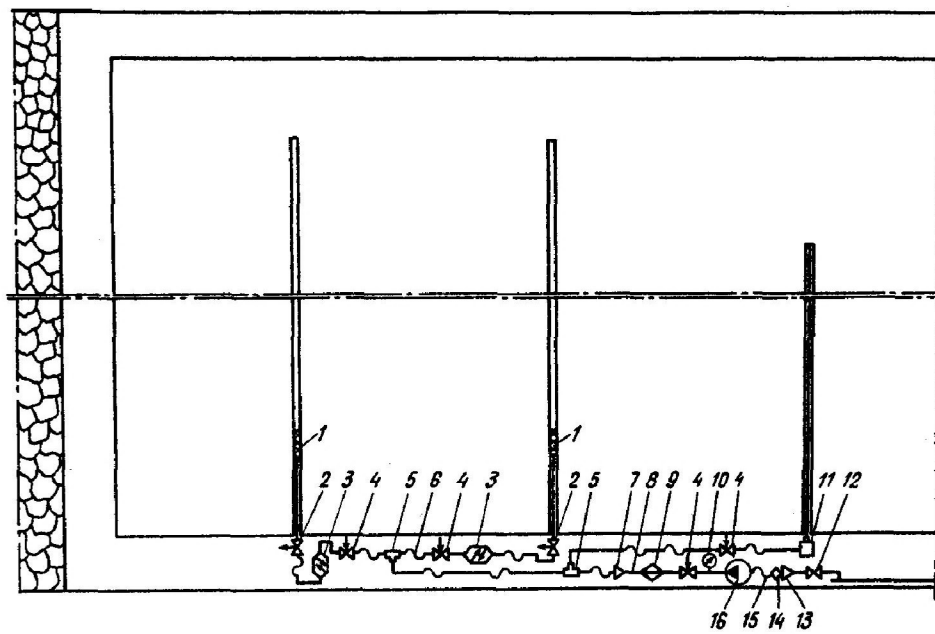
$$P_n < 0,025 \cdot 550 = 13,7 \text{ МПа}.$$

$$Q_c = (1,3 \cdot l_d \cdot l_c \cdot m_{пл} \cdot q_{ж})/1000, \text{ м}^3, \quad (3.3)$$

де $q_{ж}$ – питома витрата рідини, л/т;

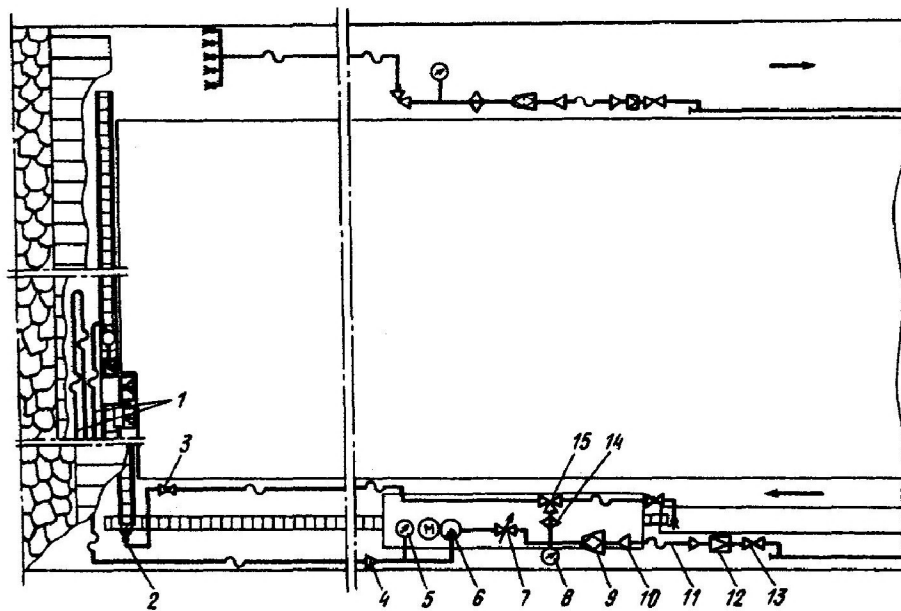
$$Q_c = (1,3 \cdot 200 \cdot 180 \cdot 0,8 \cdot 20)/1000 = 770 \text{ м}^3.$$

В очисному вибої з комбайновою виїмкою знепилення здійснюється пневмогідрозрошенням [27]. Устаткування і його параметри представлені на листі графічної частини. Рідина до зрошувального пристрою комбайна подається з штреку. Для забезпечення надійної роботи забійний водопровід розташовується в кабелеукладачі. При відсутності кабелеукладача водопровід монтується уздовж лави, але при цьому через 30-40 м улаштовуються водозабірні пункти, обладнані кранами і швидкороз'ємними пристосуваннями для приєднання рукавів, по яких рідина подається до зрошувального пристрою. Можлива також подача води до зрошувального пристрою по бессекційному водопроводу. У цьому випадку частина водопроводу (до половини лави) прокладається поруч з конвеєром за секціями механізованого кріплення, а інша частина переміщається слідом за комбайном. Технологічна схема знепилення в очисному вибої представлена на рис. 3.2.



- 1 – гідро затвори; 2 – розвантажувальні вентиля; 3 – витратоміри;
 4 – регулюємі прохідні вентиля; 5 – трійники; 6 – рукав високого тиску;
 7 – перехідник; 8 – трубопровід; 9 – дозатор змочувача; 10 – манометр;
 11 – бурова установка; 12 – фланцевий вентиль; 13 – перехідник;
 14 – штрековий фільтр; 15 – напірний рукав; 16 – високонапірний насос

Рисунок 3.1 – Технологічна схема високонапірного нагнітання рідини в пласт через свердловини, пробурені з підготовчих виробок



- 1 – забійні водопроводи; 2 – парасолькова форсунка; 3 – прохідний муфтовий кран; 4 – перехідник; 5 – манометр; 6 – насосна установка; 7 – вентиль з електромагнітним управлінням;
 8 – манометр; 9 – штрековий фільтр; 10 – перехідник; 11 – напірний рукав; 12 – редукційний клапан; 13 – фланцевий вентиль; 14 – дозатор змочувача; 15 – трьохходовий муфтовий кран

Рисунок 3.2 – Технологічна схема зрошення при роботі очисного комбайна

Ежекційний рециркуляційний пиловідсмоктувач призначений для боротьби з пилом на перевантажувальних пунктах стрічкових конвеєрів при транспортуванні вугілля.

Переваги ежекційного рециркуляційного пиловідсмоктувача перед зрошенням: висока ефективність (95,5 – 99 %), вугілля що транспортується, не перезволожується, не потрібно регулювання витрати води. Технічні дані:

- довжина – 3,5-4 м;
- ширина – до 1,2 м;
- тиск води – 1,0-1,5 МПа;
- діаметр ежекційної камери – 0,5-0,6 м;
- витрата води 10-20 л/хв.

Пристрій містить у собі укриття 1, 2 з ущільненням верхнього і нижнього конвеєрів, ежекційну камеру 3, трубу 4, закритий жолоб-тічку 5.

При роботі конвеєра і форсунки 6 у замкнутому каналі, утвореному укриттям ежекційної камерою 3 і трубою 4, створюється рух повітря за рахунок ежекційного ефекту факелів диспергованої води і матеріалу, що подається. Швидкість циркуляції повітря залежить від тиску води перед форсунками і кількості вантажу, що транспортується.

Пил, що виділяється при перевантаженні, направляється через трубу 4 у ежекційну камеру, де вона уловлюється краплями факела, виділяється з повітряного потоку в жалюзійному каплеуловлювачі 8 і віддаляється самопливом через патрубок 7.

Після жалюзійного каплеуловлювача повітряний потік розділяється на дві частини, одна з яких виводиться в шахтну атмосферу через вікно 9, а інша направляєте в зону падіння матеріалу, тобто на рециркуляцію. Величина повітрообміну можна регулювати перетином вікна 9 чи тиском води перед форсунками.

Схема ежекційного рециркуляційного пиловідсмоктувача представлена на рис. 3.3.

3.5 Оцінка виймального комбайну за пиловим фактором

Очікуємо питомих пиловиділення при роботі комбайну 1К 103М без засобів боротьби з пилом:

$$q_{\text{п}} = q_{\text{пл}} \cdot V \cdot q_{\text{к}}, \text{ Г/Т}, \quad (3.4)$$

де $q_{\text{пл}}$ – питомих пиловиділення пласта;

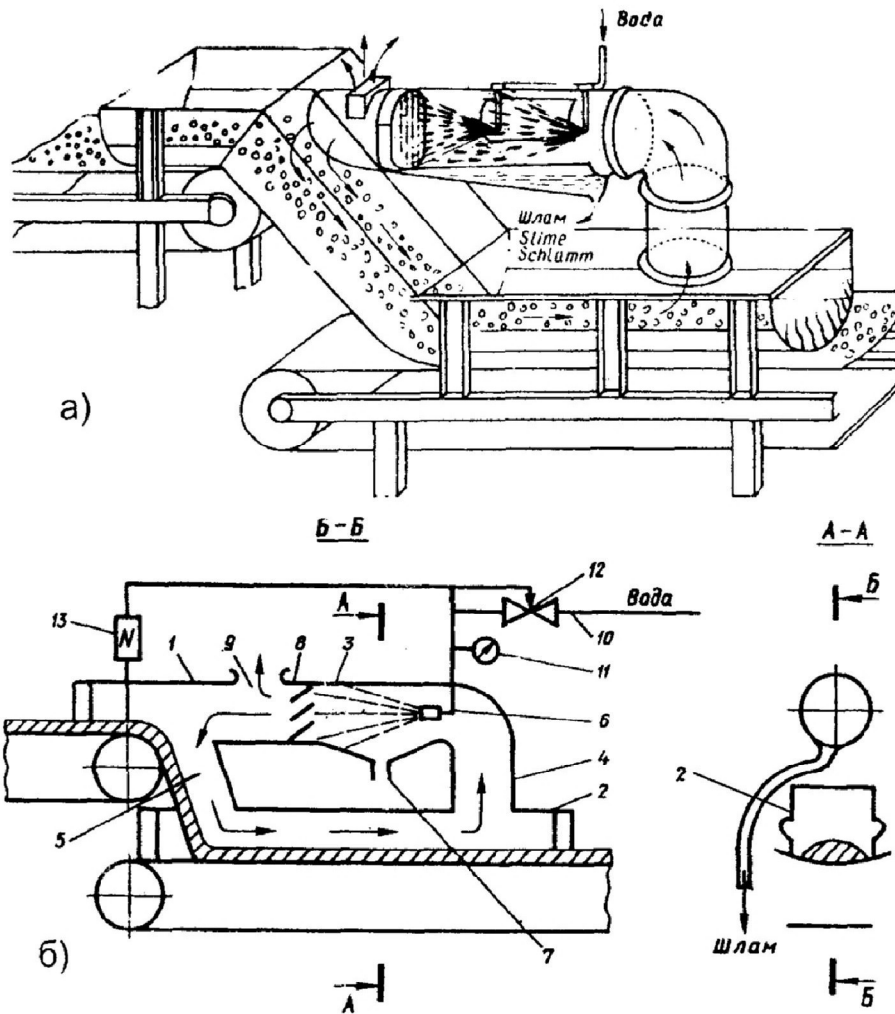
V – швидкість руху повітря за пиловим фактором згідно ПБ [1];

$q_{\text{к}}$ – показник, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення та виділення пилу;

$$q_{\text{к}} = 16,7 \cdot k_{\text{м}} \cdot k_{\text{п}}, \quad (3.5)$$

де $k_{\text{м}}$ – показник приведенного ступеня змільчення вугілля;

$k_{\text{п}}$ – показник, що враховує змінення питомого пиловиділення в залежності від компоновки виймального комбайну.



- 1 – укриття
- 2 – ущільнення
- 3 – ежекційна камера
- 4 – труба
- 5 – закритий жолоб-течка
- 6 – відцентрова форсунка
- 7 – шлаковідвідний патрубок
- 8 – жалюзійний краплеуловлювач
- 9 – вікно
- 10 – трубопровід для підвода до форсунки
- 11 – манометр
- 12 – кран
- 13 – засіб для автоматизації включення води

Рисунок 3.3 – Схема ежекційного рециркуляційного пиловідсмоктувача

$$q_k = 16,7 \cdot 0,035 \cdot 0,9 = 0,53;$$

$$q_n = 970 \cdot 2 \cdot 0,53 = 1028 \text{ г/т.}$$

Визначимо необхідну ефективність засобів пило придушення:

$$E = 100 \cdot \left(1 - \frac{12}{q_n}\right), \% \quad (3.6)$$

де 12 – граничне значення питомого пиловиділення для пластів VI і вище груп пильності, г/т;

$$E = 100 \cdot \left(1 - \frac{12}{1028}\right) = 99,6 \text{ \%}.$$

Для боротьби в лаві прийнятий комплекс заходів, що включає попереднє зволоження вугільного масиву водою, типове зрошення на комбайні та зрошення при пересуванні мехкріплення.

Ефективність вибраних заходів складе:

$$E = [1 - (1 - E_1) \cdot (1 - E_2)] \cdot 100, \% \quad (3.7)$$

де E_1, E_2 – ефективність в долях вибраних заходів по боротьбі з пилом;

$$E = [1 - (1 - 0,6) \cdot (1 - 0,9)] \cdot 100 = 96 \text{ \%}.$$

Питоме пиловиділення при роботі комбайну з прийнятими засобами боротьби з пилом складуть:

$$q' = \frac{q_n \cdot (100 - E)}{100} \leq 12, \text{ г/т;} \quad (3.8)$$

$$q' = \frac{1028 \cdot (100 - 99,6)}{100} = 4,1 \leq 12 \text{ г/т.}$$

Таким чином комплекс прийнятих мір боротьби з пилом в очисному вибої вибраний надійний, тому що питоме пиловиділення комбайну втричі нижче граничного значення питомого пиловиділення для VII групи пильності пласта.

Визначимо остаточну запиленість повітря в 5-8 м вище місця роботи комбайну:

$$C_{\text{ост}} = \frac{1000 \cdot q_n \cdot P}{Q_d} \cdot k_v \cdot k_c \cdot k_d, \text{ мг/т,} \quad (3.9)$$

де P – продуктивність комбайну, т/хв.;

Q_d – кількість повітря, що проходить по лаві, м³/хв.;

k_v – коефіцієнт, що враховує швидкість руху вентиляційного струменя;

k_c – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів в вибою;

k_d – коефіцієнт, що залежить від діаметру частинок в повітрі пилу, максимальний розмір яких в залежності від конкретних умов визначається по формулі:

$$k_c = (1 - E_1) \cdot (1 - E_2); \quad (3.10)$$

$$k_c = (1 - 0,6) \cdot (1 - 0,9) = 0,04;$$

$$d = \sqrt{\frac{9 \cdot h \cdot V \cdot \eta}{\gamma_y \cdot L}}, \text{ м}, \quad (3.11)$$

де h – виймальна потужність пласту, м;

V – швидкість руху вентиляційного струменя, м/с;

η – в'язкість пиловоздушного потоку, МПа;

γ_y – щільність вугілля, кг/м³;

L – відстань від комбайну, м;

$$d = \sqrt{\frac{9 \cdot 0,85 \cdot 2,31 \cdot 1,7 \cdot 10^{-6}}{1800 \cdot 7}} = 65,9 \text{ м};$$

$$C_{\text{ост}} = \frac{1000 \cdot 1028 \cdot 3,5}{266} \cdot 1,1 \cdot 0,04 \cdot 0,8 = 176,1 \text{ мг/т.}$$

Тому що остаточна запиленість повітря перевищує санітарні норми, то на існуючому струмені передбачаємо індивідуальний захист органів дихання гірничоробочих від пилу за допомогою протипилових респіраторів і застосуванням водяних завіс на вентиляційному хіднику.

Витрати води на завісу складуть $Q_3 = 100$ л/хв. Такі витрати буде забезпечувати водяна завіса типу ВЗ-1, яка складається з шести оросителів типу ПФ-5, 0-165. Тиск води у зрошувачів складе 12 МПа. Живлення здійснюється від протипожежно-зрошувального трубопроводу.

Добові витрати води на завісу складуть:

$$Q_{\text{доб}} = Q_3 \cdot T, \text{ м}^3; \quad (3.12)$$

де T – тривалість роботи за добу, хв.;

$$Q_{\text{доб}} = 100 \cdot 240 = 24 \text{ м}^3.$$

3.6 Оцінка прохідницького комбайну за пиловим фактором

Показник, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна КПД на виділення пилу:

$$q_k = 16,7 \cdot 0,01 \cdot 2 = 0,334.$$

Для проведення виробки прийнятий комбайн з відкритим виконавчим органом.

Очікуємо питомих пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилопридушення на пласті, який відноситься до VII групи запиленості:

$$q_n = 970 \cdot 0,5 \cdot 0,334 = 92,7 \text{ г/т.}$$

Визначимо необхідну ефективність засобів пилопридушення:

$$E = 100 \cdot \left(1 - \frac{12}{162}\right) = 92,7 \text{ \%}.$$

Для боротьби з пилом приймаємо такі заходи: попереджальне зволоження пласта, подача води в зоні різання та пило відсмоктування (рис. 3.4).

Ефективність вибраних заходів повинна бути не нижче: попереджальне зволоження – 0,7, зрошення та пиловідсмоктування – 0,95.

Ефективність вибраних заходів складе:

$$E = [1 - (1 - 0,7) \cdot (1 - 0,95)] \cdot 100 = 98,5 \text{ \%}.$$

Питомих пиловиділення при роботі комбайну з прийнятими засобами боротьби з пилом складуть:

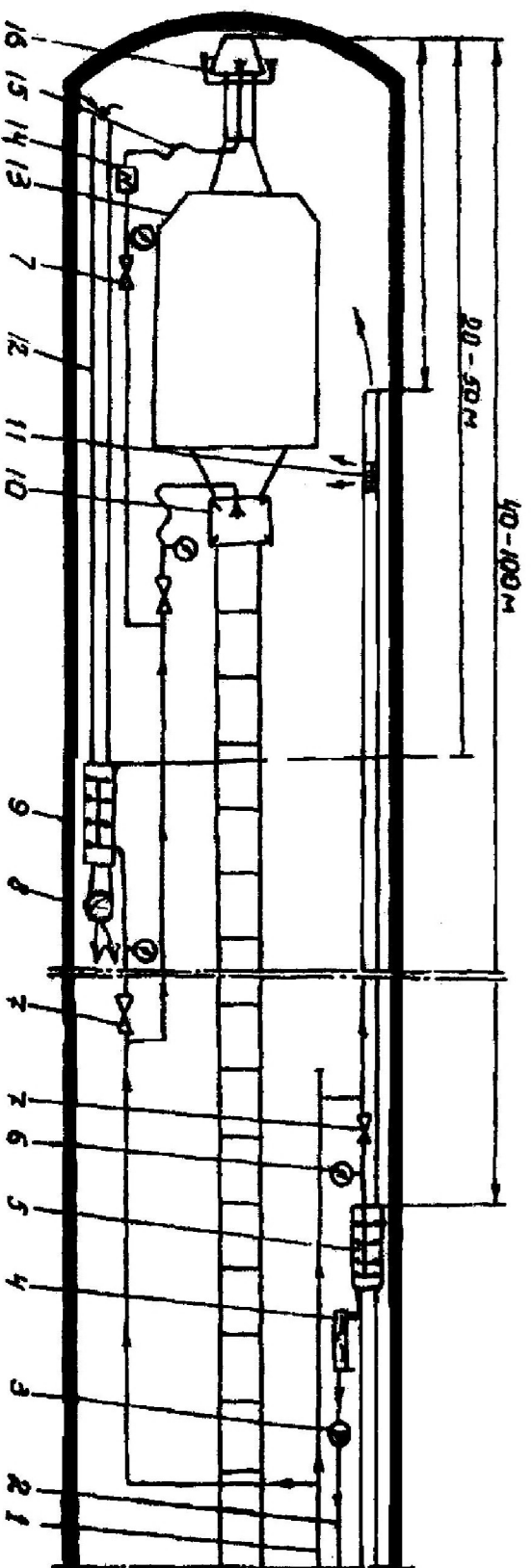
$$q' = \frac{162 \cdot (100 - 98,5)}{100} = 2,43 \leq 12 \text{ г/т.}$$

Таким чином комплекс прийнятих мір боротьби з пилом в підготовчому вибої вибраний надійний, тому що питомих пиловиділення комбайну вп'ятеро нижче граничного значення питомого пиловиділення для VII групи пильності пласта.

Коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів в вибої:

$$k_c = (1 - 0,7) \cdot (1 - 0,95) = 0,015.$$

Коефіцієнт, що залежить від діаметру частинок в повітрі пилу, максимальний розмір яких в залежності від конкретних умов:



- 1 – трубопровід охолодженої води
- 2 – трубопровід теплої води
- 3 – насос
- 4 – емкість-освітлювач
- 5 – форсуночно-зернистий охолоджувач повітря
- 6 – манометр
- 7 – вентиль
- 8 – вентилятор
- 9 – форсуночно-зернистий пилоуловлювач
- 10 – ежекційний рециркуляційний пиловідсмоктувач на завантажувальному пункті
- 11 – повітрярозподільвач
- 12 – відсмоктувачий повітряпровід
- 13 – прохідницький комбайн
- 14 – засоби автоматизації
- 15 – напірний рукав
- 16 – система зрошення на комбайні

Рисунок 3.4 – Технологічна схема провітрювання і пилопродушення при проведенні виробки комбайном

$$d = \sqrt{\frac{9 \cdot 0,5 \cdot 12 \cdot 1,7 \cdot 10^{-6}}{1300 \cdot 5}} 37,6 \text{ м.}$$

Визначимо остаточну запиленість повітря:

$$C_{\text{ост}} = \frac{1000 \cdot 970 \cdot 0,334}{474} \cdot 1,1 \cdot 0,015 \cdot 0,48 = 4,9 \text{ мг/т.}$$

Тому що остаточна запиленість повітря нижче ГДК, що свідчить о достатньо надійно вибраних засобах пило придушення, то застосування водяних завіс недоцільно.

3.7 Економічна ефективність прийнятих рішень

Так як застосування більш прогресивної техніки і технології дозволяє зменшити кількість перевантажувальних пунктів, а відповідно і витрати води на знепилення, то середня норма вологості вугілля по шахті зменшиться.

Розрахуємо середню норму вологості вугілля по шахті на плануємий період після застосування заходів, приведених в п. 3.3, по формулі:

$$W_{\text{сп}}^r = \frac{\sum W_{\text{ti}}^r \cdot D_i}{\sum D_i}, \%, \quad (3.13)$$

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

$$W_{\text{ti}}^r = 100 \cdot \frac{W_{\text{тп}}^r + q \cdot k}{1000 + q \cdot k}, \%, \quad (3.14)$$

$W_{\text{тп}}^r$ - 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:

$$W_{\text{т}}^r = 100 \cdot \frac{4,2 + 15 \cdot 0,9}{1000 + 15 \cdot 0,9} = 3,46 \text{ \% .}$$

Середня вологість вугілля в уклоні, що проводиться:

$$W^r_t = 100 \cdot \frac{4,5 + 22 \cdot 0,9}{1000 + 22 \cdot 0,9} = 3,8 \text{ \%} .$$

Середня вологість вугілля по шахті:

$$W^r_{\text{cp}} = \frac{3,46 \cdot 20,6 + 3,8 \cdot 2,4}{20,6 + 2,4} = 3,1 \text{ \%} .$$

Порівнюючи очікуєму вологість вугілля на наступний рік по шахті з розрахованою нормою вологості на той же період, але після застосування заходів, приведених в п. 3.3 бачимо, що вологість зменшиться з 4,2% до 3,1%, тобто на 1,1%.

Визначимо економію за рахунок поліпшення якості вугілля [30].

Економія за рахунок зменшення вологості розраховується по формулі:

$$\Delta E_{\text{kt}} = O_t \cdot k_{\text{ц}} \cdot \text{Ц}_0 \cdot (W_6 - W_{\text{н}}) \cdot Q_t, \text{ грн}, \quad (3.15)$$

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 преїскурантної норми по вологі, $k_{\text{ц}} = 0,001$;

Ц_0 - оптова преїскурантна ціна рядового вугілля даної марки, грн/т;

W_6 - вологість видобуваного вугілля в базовому варіанті в t - ом році, %;

$W_{\text{н}}$ - вологість видобуваного вугілля після застосування заходів НТП в t - ом році, %;

Q_t - видобуток вугілля в t - ом році, т;

$$\Delta E_{\text{kt}} = 3 \cdot 0,001 \cdot 1500 \cdot (4,2 - 3,1) \cdot 400000 = 830000 \text{ грн}.$$

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості способу підготовки прийнятий панельний спосіб. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки з повторним використанням транспортної виробки в якості вентиляційної. Для охорони виробок прийнято зведення литої смуги. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс МДМ з комбайном 1К 103М і добовим навантаженням 1125 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. 6. Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КПД. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу боротьби з пилом у виробках виймальної ділянки. Сумарна економічна ефективність після запропонованих заходів складе 820 тис. грн.

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

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонДТУ, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМП. Алчевск: ДГМИ, 1995.-168с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Техника, 1994.-190с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
12. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
13. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
14. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
15. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
16. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
17. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).
18. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
19. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы

для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. Утв. МУП УССР 18.01.80.-М.: 1992.-402 с.

20. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волинского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285 с.

21. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.

22. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.

23. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.

24. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.

25. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987.-34с.

26. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: Справочник. – М.: Недра, 1991. – 253 с.

27. Проветривание тупиковых выработок при нормальных и аварийных режимах /Б.И.Медведев, В.П.Сухоруков, В.Л.Кондрацкий и др. – К.:Тэхника, 1991. – 152 с.

28. Феськов М.И., Буянов А.Д., Давиденко В.А, Форсуночное обеспыливание и охлаждение воздуха в тупиковых забоях глубоких шахт. – Алчевск, 1994. – 172 с.

29. Методика расчёта норм показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: УкрНИИУглеобогащение, 1987.-34с.

30. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280 с.