

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 5 рис., 23 табл., 4 аркуші графічної частини.

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

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. k_8^B гор. 665 м ш. "Карбоніт" ДП "Первомайськвугілля".

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту k_8 . Зроблено розрахунки параметрів провітрювання ділянки та діляничного транспорту. В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням раціональної технологічної схеми відробки пл. k_8 . Для відробки пласта k_8 прийнята технологія з застосуванням очисного комплексу 1МКД 90 з комбайном КА-90 та в якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.

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

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

Стор.

ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	17
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	17
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	23
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	23
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	24
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k ₈	24
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k ₈	27
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на ділянці.....	34
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	37
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	44
2.5 Охорона праці.....	46
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	49
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

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

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

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

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки пл. k_8^B гор. 665 м шахти "Карбоніт", 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

Адміністративно шахта "Карбоніт" розташована в селищі Карбоніт Золотівської міськради Луганської області і входить до складу ДП "Первомайськвугілля".

Шахта знаходиться в 9 км в північно-східному напрямку від м. Попасна і в 12 км від м. Первомайськ.

Шахта поєднана під'їзним залізничним шляхом з залізничною станцією Світланове, яка розташована в 3 км на захід від шахти на основній магістралі Шипилове-Ниркове і асфальтовою дорогою з шосе Гірськ-Первомайськ.

Електропостачання здійснюють Сергівські електричні мережі ВАТ "Луганськобленерго".

Джерелом господарчо-питного та протипожежного водопостачання являється Карбонітський майданчик водопровідних споруджень.

Гірнична маса відправляється на збагачувальні фабрики "Гірська" та "Михайлівська". Після збагачення вугілля використовується в енергетичних цілях.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля приймають участь кам'яновугільні породи палеогенового та четвертинного віків.

На більшій частині ділянки є виходи корінних порід на поверхню, які перекриті незначним шаром четвертинних відкладень потужністю від 2 до 4 м. Північна частина ділянки покрита палеогеновою товщею порід потужністю від 10 до 30 м і представлена кольоровими глинами і пливунами.

Короткі відомості про стратиграфію і літологічний склад родовища приведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	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 ₃ ¹	580	$\frac{149,6}{25,8}$	$\frac{228,5}{39,4}$	$\frac{189,1}{32,6}$	$\frac{1,2}{0,2}$	$\frac{11,6}{2,0}$		N ₁ , N ₂ , N ₃
C ₂ ⁷	386	$\frac{152,5}{39,5}$	$\frac{118,1}{30,6}$	$\frac{84,1}{21,8}$	$\frac{6,9}{1,8}$	$\frac{24,4}{6,3}$	m ₃	M ₄ , M ₆ , M ₈ , M ₁₀ , M ₃
C ₂ ⁶	225	$\frac{74,2}{33,0}$	$\frac{83,2}{37,0}$	$\frac{46,3}{20,6}$	$\frac{7,9}{3,5}$	$\frac{13,4}{5,9}$	ℓ ^h ₈ , ℓ ₆ , ℓ ₃ , ℓ ₂ , ℓ ^l ₁	L ₁ , L ₂ , L ₃ , L ₄ , L ₅ , L ₆
C ₂ ⁵	335	$\frac{144,0}{43,0}$	$\frac{80,7}{24,1}$	$\frac{87,1}{26,0}$	$\frac{8,4}{2,5}$	$\frac{14,8}{4,4}$	k ^b ₈ , k ₃	K ₁ , K ₂ , K ₃ , K ₄ , K ₈ , K ₉

1.1.2.2 Тектоніка

В геологічному відношенні шахта розташована на північному крилі Петро-Мар'ївської синклінали, яка являється складовою частиною Артемівської котловини.

В центральній частині ділянки простягання порід південно-східне, на заході переходить в північно-східне, на сході в південне. Кути падіння порід коливаються від 13 до 45°.

В центральній частині шахтного поля проходить крупна флексурна складка з пологим західним крилом і крутим східним крилом з падінням до 45-50°. До крутого крила складки по пл. ℓ_8^H , ℓ_3 , ℓ_2' приурочена зона мілкоамплітудних порушень типу насувів з амплітудою від 0,5 до 2 м. Порушення розташовані паралельно напрямку флексурної складки. По пл. m_3 в напрямку вісі складки проходить насув з амплітудою від 4 до 15 м, яка збільшується з глибиною. Флексурна складка з приуроченими до неї порушеннями практично непереходима очисними роботами.

Шахтне поле пересікають такі порушення (з північного заходу на південний схід):

насув Карбонітський II: $h = 10$ м, азимут падіння 160°, кут падіння зміщувача = 30°;

насув Карбонітський: $h = 1,25$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 25°;

насув Східний: $h = 20$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 40°;

Західніше стовбура № 4 є ряд диз'юнктивних порушень з амплітудою 0,5-2,5 м.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів надана в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
m_3	$\frac{0,90 - 1,10}{1,00}$	$\frac{0,90 - 1,10}{1,00}$	310	проста	витриманий
k_8^B	$\frac{0,80 - 0,90}{0,85}$	$\frac{0,75 - 0,85}{0,80}$		складна	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

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

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
m_3	18	3,6	2,8	38	8050	Г
k^B_8	21	4,4	4,4	40	8079	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Поверхня ділянки розташована на лівому схилі ріки Камишеваха і представляє степову слабохвилясту рівнину, перерізану балками, що впадають в пойму ріки Камишеваха, яка в свою чергу впадає в річку Лугань. Максимальна висотна відмітка + 254 м, мінімальна + 112 м.

Підземні води пов'язані з відкладеннями четвертинного, третинного і кам'яновугільного віків.

Водоносні горизонти приурочені, головним чином, до вапняків, рідше до пісковиків.

В обводненні гірничих виробок приймають участь пісковики m_3SM_4 , M_1SM_2 , $l^B_8SM_1$, $L_7Sl^B_8$, $L_1Sl^1_1$, K_9Sk_8 , K_7SK_8 , K_6Sk_6 , K_3SK_4 і вапняки M_3 , M_1 , L_7 , L_1 , K_9 , K_7 .

Хімічний склад шахтної води: сухий залишок – 2,8 г/л; рН – 8,1; загальна жорсткість – 12 мг-екв/л; вміст хлоридів – 610 мг/л; вміст сульфатів – 1050 мг/л.

Води хлоридно-гідрокарбонатно-сульфатно-натрієвого складу з мінералізацією 0,92 г/л.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 115 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 120 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти за газом – надкатегорійна.

Категорія шахти по пилу – небезпечна.

Вугільні пласти безпечні по раптовим викидам вугілля і газу, безпечні по гірським ударам, не схильні до самозаймання.

Відносна газообільність шахти – 20,7 м³/т, абсолютна – 3,8 м³/хв.

Природна газонасність пл. m_3 складає 0,3-5 м³/т (середня 2,1 м³/т).

Природна газонасність пл. k^B_8 складає 5-15 м³/т (середня 10 м³/т).

Кут падіння пластів складає 13-15°.

Проходження гірничих виробок по вміщуючим породам здійснюється в силікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт дорівнює 2,83°C на 100 м, а геотермічний ступінь 36,7 м на 1°C.

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
м ₃	пісковик	15,0	8	Б ₅	пісковик	15,0	8	А ₃	аргіліт	1,4	5	П ₂
к ^в ₈	вапняк	3,3	9	Б ₅	пісковик	5,0	8	А ₃	аргіліт	4,0	5	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – виходи пластів під наноси;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі "- 800 м", нижче якої розташовані резервні ділянки Гірська Глибока № 1 та Мар'ївська;

по простяганню:

- на північному заході:

- до ізогіпсі "- 350 м" – загальна границя з ш. "Райдуга";

- від ізогіпсі "- 350 м" до ізогіпсі "- 800 м" – загальна границя з ш. "Гірська";

границя розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – загальна границя з ш. "Золоте", яка розташована на відстані 1000 м від центральних стовбурів.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 5000 м;

- по падінню – 2750 м.

Площа шахтного поля – 13,75 км².

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

по повстанню на північному сході – границя зі старими гірськими роботами;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі "- 800 м", нижче якої розташована резервна ділянка Гірська Глибока № 1;

по простяганню:

- на північному заході – загальна границя з ш. "Гірська", яка розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – насуп Східний, який розташований на відстані 1800 м від центральних стовбурів.

Розміри ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 2200 м;

- по падінню – 1200 м.

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

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

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

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

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

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

$S_{\text{г}}$ – горизонтальна площа пласта, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів на 01.01.20

Індекс пласта	$S_{\text{г}}$, м ²	$S_{\text{н}}$, м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис. т	Примітка
Балансові запаси						
m_3	2640000	2720736	1,00	1,43	3891	
k_8^B	2640000	2720736	0,80	1,42	3091	
Усього					6981	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчиком вентиляційної свердловини № 4:

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

де а і в – підстава трапеції, м;

h – похила висота, м.

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

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

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

Індекс пласта	a, м	b, м	h, м	$m_{\text{ср.н}}$ м	γ , т/м ³	Π_1 , т
m_3	380	325	430	1,00	1,43	625328
k_8^B	530	625	730	0,80	1,42	341205
Разом						966533

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

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до цілика, м.
Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	H, м	L, м	d, м	l, м	m, м	γ , т/м ³	Π_2 , т
Втрати в цілику з ш. ім. "Гірська"							
m_3	600	4800	45	1200	1,00	1,43	76534
k_8^B	912	5150	60	1200	0,80	1,42	81656
Разом							158189
Втрати в цілику з вільною ділянкою Гірська Глибока							
m_3	1200	5750	77	2200	1,00	1,43	240669
k_8^B	1200	6200	76	2200	0,80	1,42	190939
Разом							431608
Усього							589797

Визначимо проектні втрати біля насуву Східного:

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

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

l_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.8.

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

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

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [6981000 - (0 + 590000 + 154000)] \cdot 0,03 = 187000 \text{ т}.$$

Таблиця 1.8 – Підрахунок втрат вугілля біля насуву Східного

Індекс пласта	d, м	l, м	m, м	γ , т/м ³	П ₃ , т
m ₃	50	1200	1,00	1,43	85800
k ₈ ^B	50	1200	0,80	1,42	68160
Усього					153960

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 590000 + 154000 + 187000}{6981000} \cdot 100 = 13,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 6981000 - (0 + 590000 + 154000 + 187000) = 6050000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 6,0 \text{ млн. т.}$$

Строк служби шахти:

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

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

$$T = \frac{6050}{900} = 7 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків проекту оцінимо роботу шахти за останній рік. В табл. 2.1 представлені основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік.

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

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	500000	111045	22,2
2	Виробнича потужність	т	360000	111045	30,8
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	500	154	30,8
4	Кількість лав	шт	2	2	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	28	27,5	98,2
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	40	35	87,5
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	1453	1434	98,7
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	1115	1149	103,0
9	в тому числі ГРОВ	чол.	205	214	104,4
10	прохідників	чол.	131	135	103,1
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	6309	6270	99,4
12	робочих з видобутку	грн/міс	7204	7133	99,0
13	ГРОВ	грн/міс	8982	8359	93,1
14	прохідників	грн/міс	8780	8450	96,2
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0

Шахта була закладена в 1908 році, а після відновлення здана в експлуатацію в 1947 році. Реконструкція була здійснена в 1973 році.

В дійсний час роботи ведуться в уклонному полі гор. 665 м на пл. m_3 та k^B_8 .

В роботі знаходяться наступні лави:

по пл. m_3 – лава, оснащена комплексом 2МКД 90 з комбайном 1К-101;

по пл. k^B_8 – лава, оснащена індивідуальним кріпленням 7СУГ-30 з комбайном 1К-101.

Підготовчі виробки проводяться буровибуховим способом. Прибирання гірничої маси здійснюється машинами ППМ на ПНБ.

Транспортування вугілля по горизонтальним виробкам здійснюється акумуляторними електровозами АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1 в вагонетках ВД-3,3-900 з донною вилузовкою, по уклонам – стрічковими конвеєрами 1Л-80.

Транспортування обладнання і матеріалів здійснюється в глухих вагонетках УВГ-3,3-900 по горизонтальним виробкам за допомогою акумуляторних електровозів АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1, по похилим виробкам за допомогою однокінцевих підйомів.

Аналізуючи вищеприведену інформацію було виявлено наступні "вузькі" місця в технологічній схемі шахти:

- фізичне зношення видобувного, прохідницького і транспортного обладнання;
- відсутність коштів на придбання високопродуктивної техніки та ремонт і заміну окремих вузлів і механізмів;
- не використовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє скоротити трудомісткість робіт у лаві і час технологічних перерв;
- не використовується механізоване кріплення сполучень, яке дозволяє механізувати операції по кріпленню сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра і її пересуванню в міру посування лави.

Даним проектом передбачаємо відробку виймальної ділянки пл. k_8^B гор. 665м. Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

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

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 в спеціальній частині проекту.

Для встановлення кількості одночасно розробляємих пластів та для визначення оптимального річного видобутку шахти скористаємось методикою проф. А.С.Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$m_{\text{о.р}}$ – потужність пластів, прийнятих до одночасної розробки, м;

$m_{\text{сум}}$ – сумарна потужність пластів в шахтному полі, м;

$k_{\text{глиб}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки і кута падіння пластів;

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

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

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

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

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{6050 \cdot \frac{1,85}{1,85} \cdot 1,17} = 965 \text{ тис.т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{ш.р}} = 900$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

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

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

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

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

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

$$T_{\text{расч}} = \frac{6050000}{900000} = 7 \text{ років.}$$

$$T = 7 + 1 + 1 = 9 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;
- тривалість робочої зміни:
 - на підземних роботах – 6 годин;
 - на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

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

Вибір системи розробки проводимо в спеціальній частині проекту.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

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

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

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

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

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

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

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

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

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

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

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

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

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

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

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

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

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

$$h_{\text{д}} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1140 \cdot 2,64 \cdot 0,95} = 489 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

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

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

$$\Sigma n = \frac{489}{200} = 2,5 \text{ лави.}$$

Приймаємо 3 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

$$\Sigma h_{\text{д}} = 3 \cdot 200 = 600 \text{ м.}$$

Виходячи з рекомендацій [3], приймаємо на 3 діючі лави 1 резервно-діючу лаву.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав}, \quad (2.13)$$

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

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 3 + 1 = 4 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м}, \quad (2.14)$$

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

Середня продуктивність пластів:

$$p_{\text{ср}} = \frac{\Sigma p}{n_{\text{пл}}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.15)$$

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

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

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.р}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік}, \quad (2.16)$$

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

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шп (max)}}}{A_{\text{шп}}}; \quad (2.17)$$

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

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д.р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.18)$$

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

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]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.19)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.20)$$

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

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

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

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

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.21)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.22)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{x}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.23)$$

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

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

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

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.2) конвеєрний штрек доцільно охороняти за допомогою литої смуги, тому що витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

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

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

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

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

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

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

h_n – середня висота нижньої підривки, м;

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

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

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

Для охорони головних штреків приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

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

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

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

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

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

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

Згідно з [7] округляємо до 90 МПа.

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

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито вертикальними центральнотроєними стовбурами – № 4 та № 5 і квершлагами на гор. 310 та 665 м. Для вентиляції служать свердловини № 2 та № 4.

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

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

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

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Стовбур № 5 (головний) – призначений для видачі з шахти вугілля і породи та відводу відробленого струменя повітря. Стовбур обладнаний двома підйомами: односкіповим породним з противагою зі скіпом ємкістю 7 м³ (10,6 т) і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5 і двоскіповим вугільним підйомом зі скіпами з донним розвантаженням ємкістю 15,2 м³ (13 т) кожен і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5. Діаметр стовбура 5,5 м. Стовбур закріплений з/б тубінгами ВНІОМСА.

Стовбур № 4 (допоміжний) – призначений для спуску-підйому людей і обладнання, спуску матеріалів та подачі в шахту свіжого струменя повітря. Клітьовий підйом стовбура № 4 обладнаний двоповерховою кліттю на 2 вагонетки ємкістю 3,3 м³ і одноповерховою кліттю. Підйом обладнаний машиною 2П-6×2,4. Діаметр стовбура 5,0 м. Стовбур закріплений з/б тубінгами ВНІОМСА.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурний двір споруджено на гор. 665 м. Він містить наступні камери:

- камера головного водовідливу, в якій розташована головна водовідливна установка, обладнана 3 центробіжними насосами НЦШ 320/720;

- ЦПП, де застосовується секціонована система шин. В кожній секції є ввідне і секційні комплектні розподільчі пристрої типу КРУВ-6. Живлення на дільничні пересувні підстанції подається через розподільчі пункти високого напруження РП-6;

- гараж-зарядна, необхідна для зарядки і ремонту електровозів. Зміна батарей здійснюється за допомогою електричних кранів КЗД-3. Зарядкам батарей здійснюється від зарядного пристрою ЗУК-155/230. Живлення зарядних пристроїв здійснюється від силових трансформаторів ТКШВП.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.1.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

Згідно п. 3 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1МКД 90, до складу якого входять [2]:

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

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

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

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

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

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

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

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

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

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

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

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

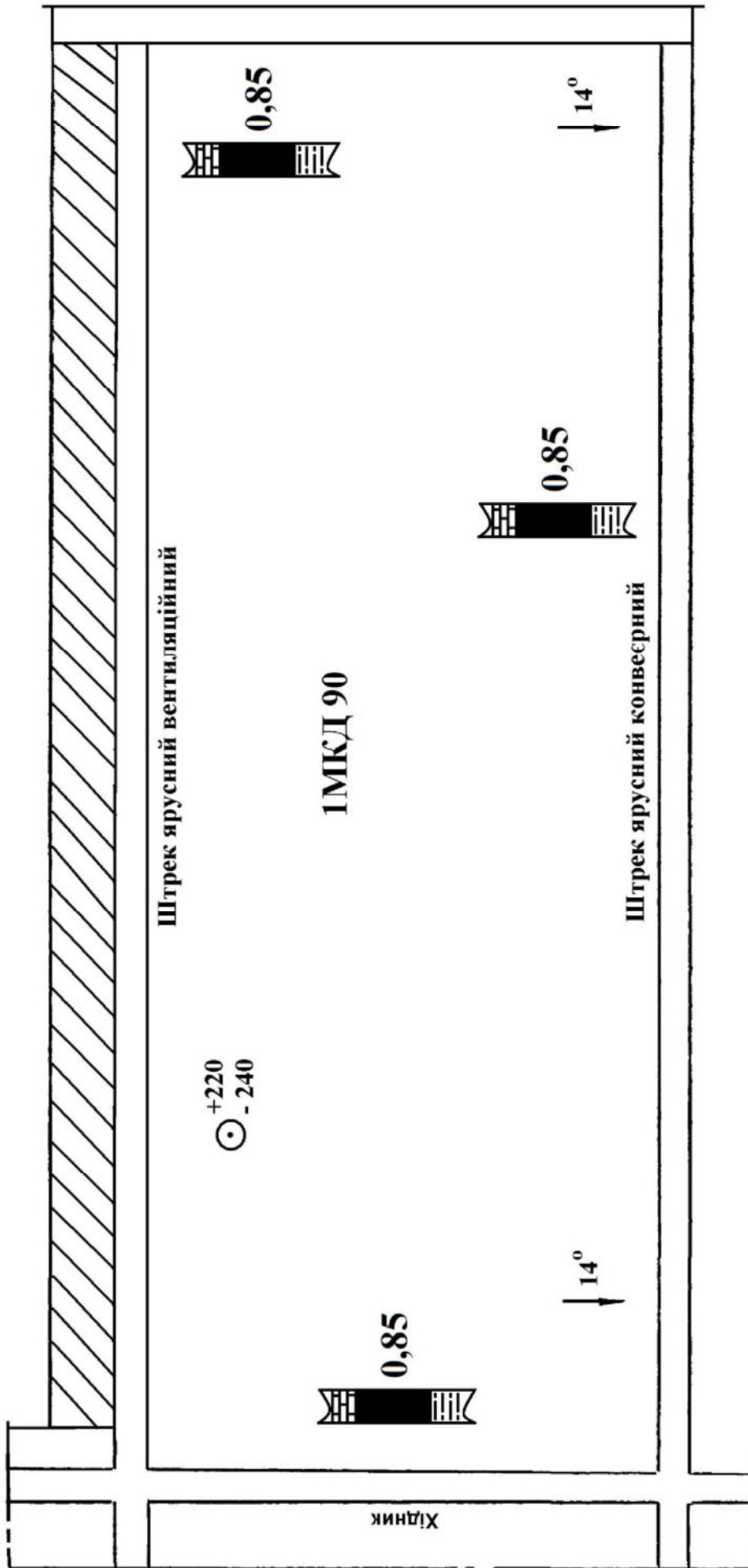


Рисунок 2.1 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

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

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

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

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

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

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

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

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

- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;

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

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

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

Визначимо ступінь підняття порід підосви в уклонах [7]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

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

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

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

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

Параметри технології:

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

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта k_8

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 КП 20.

Відбита гірничя 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:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.31)$$

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Так як над вугільним пластом залягає пласт пісковіку потужністю 15 м та міцністю 8, то виробку доцільно проводити трапецієвидної форми.

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.32)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;
 n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.33)$$

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2 (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.34)$$

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

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_b = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.35)$$

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:

$$h_b = h_1 + h_p, \text{ м}, \quad (2.36)$$

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

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\text{св}} = \frac{l_6 + l_b}{2} \cdot h_b, \text{ м}^2; \quad (2.37)$$

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

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{кр} = U + k_{кр} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.38)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.39)$$

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:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.40)$$

де k_n – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.41)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т з спецпрофілю СВП-27.

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

Приймаємо відстань між рамами 1,0 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U^I_{кр} = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.42)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

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

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:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.43)$$

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:

$$\Delta \geq k_{ос} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U^I_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.44)$$

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

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

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

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

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

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.45)$$

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

k – коефіцієнт за збірником;

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

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.46)$$

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:

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.47)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.48)$$

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол. – зм}; \quad (2.49)$$

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						
		0,51	0,97	0,49						
Проведення виробки комбайном КП 20	м				3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	132,00	53,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	113,58	143,96	

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

б) прохідник V розряду:

$$T_{\text{ПРОХ}} = \frac{(T_{\text{зм}} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.50)$$

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

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

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

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	КП 20	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	

Остаточну приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.}, \quad (2.51)$$

де $k_{\text{об}}$ – 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 СПЦ 162-12, що входить до складу комплексу 1МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.52)$$

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

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

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

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

Розрахунковий вантажопотік з лави:

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

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

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 мілких несправностей			5		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Управління комбайном	м	1	1	$140,28 \cdot 1 = 140,28$	$140,28 \cdot 3 = 420,84$	$70,24 \cdot 1 = 70,24$	$70,24 \cdot 3 = 210,7$	§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабеля	м	1	1	$58,62 \cdot 1 = 58,62$	$58,62 \cdot 3 = 175,86$	$18,5 \cdot 1 = 18,5$	$18,5 \cdot 3 = 55,5$	§ 2, табл. 51
Зачистка за комбайном	м	1	1	$15,0 \cdot 1 = 15,0$	$15,0 \cdot 3 = 45,0$	$6,8 \cdot 1 = 6,8$	$6,8 \cdot 1 = 20,4$	§ 2, табл. 51
Отведення і проробка во	м	1	1	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 3 = 32,16$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 3 = 23,1$	§ 2, табл. 51
Огляд і заміна зубків, перевірка напрямку виробки	м	1	2	$9,34 \cdot 1 = 9,34$	$9,34 \cdot 3 = 28,02$	$5,62 \cdot 1 = 5,62$	$5,62 \cdot 3 = 16,8$	§ 2, табл. 51
Встановлення і пересування запобіжного кріплення	м	1	1	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 3 = 18,9$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 3 = 8,7$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарошування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 3 = 208,8$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарошування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 3 = 10,62$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарошування рейкового шляху	м	1	2-5	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 3 = 132,81$	-	$132,81 / 5 = 26,5$	§ 34, табл. 132
Усього				495	1486			

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.53)$$

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.

Графік застосовності конвеєру представлено на рис. 2.2.

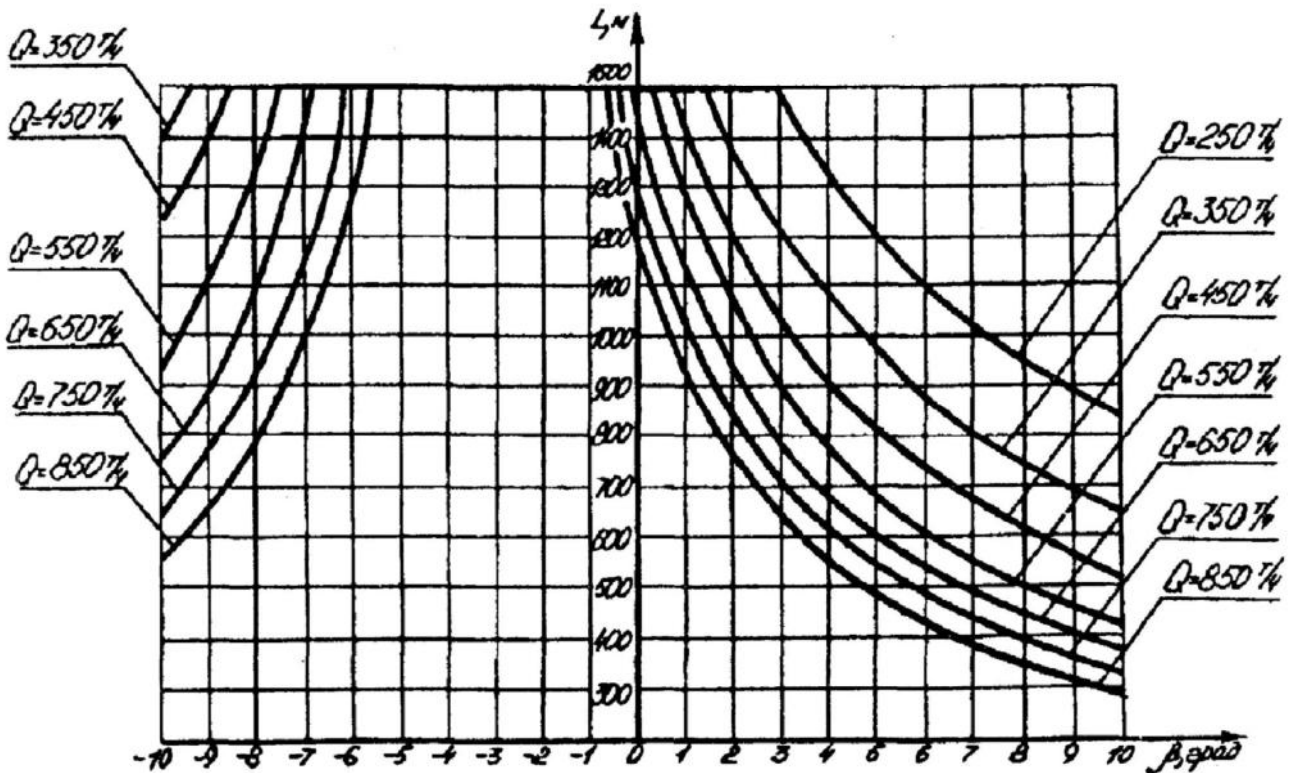


Рисунок 2.2 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

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

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.53.

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

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 $Q_p = 51 < Q_t = 850$ т/год.

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

2.4.4 Провітрювання ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Розробляємий пласт – k^B_8 , спосіб підготовки пласту – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав по пл. k^B_8 – 2; кількість підготовчих вибоїв по пл. k^B_8 – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1МКД 90; навантаження на лаву по пл. k^B_8 – 955 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту k^B_8

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{955 \cdot 10,3}{1440} = 6,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Мінімальна площа перетину лави:

$$S_{\text{min}} = 1,2 \cdot 1,7 = 2,0 \text{ м}^2.$$

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

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

$$I_{\text{оч}} (\text{діл}) = 6,8 \text{ м}^3/\text{хв} > I_p = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Отже, необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок $k_{\text{дег}} = 0,45$;

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

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

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.54)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.55)$$

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

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

$q_{в.п}^1$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $м^3/т$;

$$q_{в.п}^1 = [k_{е.п} (X - X_o) \cdot (1 - k_{д.пл.}) + (\sum q_{сп.пі} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{д.сп}) + \sum q_{сп.ні} (1 - k_{д.сн})] \cdot (1 - k_{д.вп}^1) \cdot (1 - k_{д.в.о}), м^3/т; \quad (2.56)$$

де $k_{д.сп}$, $k_{д.сн}$, $k_{д.в.о}$, $k_{д.вп}^1$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що надроблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од;

$$q_{в.п}^1 = [0,03 \cdot (11,2 - 1,5) \cdot (1 - 0,45) + (1,5 + 3,4) \cdot (1 - 0,3) + 2,1 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 1,4 м^3/т;$$

$$q_{оч} = (1,3 + 0,8) \cdot (1 - 0,45) + 1 \cdot 1,4 = 2,5 м^3/т;$$

$$q_{діл} = (1,3 + 1,7) \cdot (1 - 0,45) + 1,4 = 3,0 м^3/т;$$

$$I_{діл} = I_{оч} = \frac{955 \cdot 3,0}{1440} = 2,0 м^3/хв;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,0 \cdot 1}{1,76} = 2,7 м^3/хв;$$

$$I_{оч (діл)} = 2,0 м^3/хв < I_p = 2,7 м^3/хв.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.3.1 Розрахунок витрат повітря для пласта тз

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

$$Q_{діл} = \frac{100 \cdot I_{діл} \cdot k_n}{C - C_o}, м^3/хв, \quad (2.57)$$

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 2,0 \cdot 1,76}{1 - 0,05} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{дл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.58)$$

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

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

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{дл}} = 370 \leq 60 \cdot 2,0 \cdot 4 \cdot 1,7 = 816 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Приймаємо $Q_{\text{дл}} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.59)$$

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]);

$$A_{\text{max}} = 1160 \cdot 0,65^{-1,67} \cdot \left[\frac{816 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2160 \text{ т/добу.}$$

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

2.4.4.8.1 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пласта

Метановиділення в виробку, проведenu по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.60)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.61)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.62)$$

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

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

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

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.63)$$

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

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

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.64)$$

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

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

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.65)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot I_{з.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.66)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3 / \text{хв}; \quad (2.67)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.68)$$

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:

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.69)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.70)$$

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:

$$Q_{\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.71)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\text{п}} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.72)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.73)$$

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:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр}к} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.74)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{з.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.75)$$

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

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.76)$$

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

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
$k_{\text{ут.тр}}$	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 (рис. 2.3).

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

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_\phi \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.77)$$

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

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

Витрати у вибою складуть:

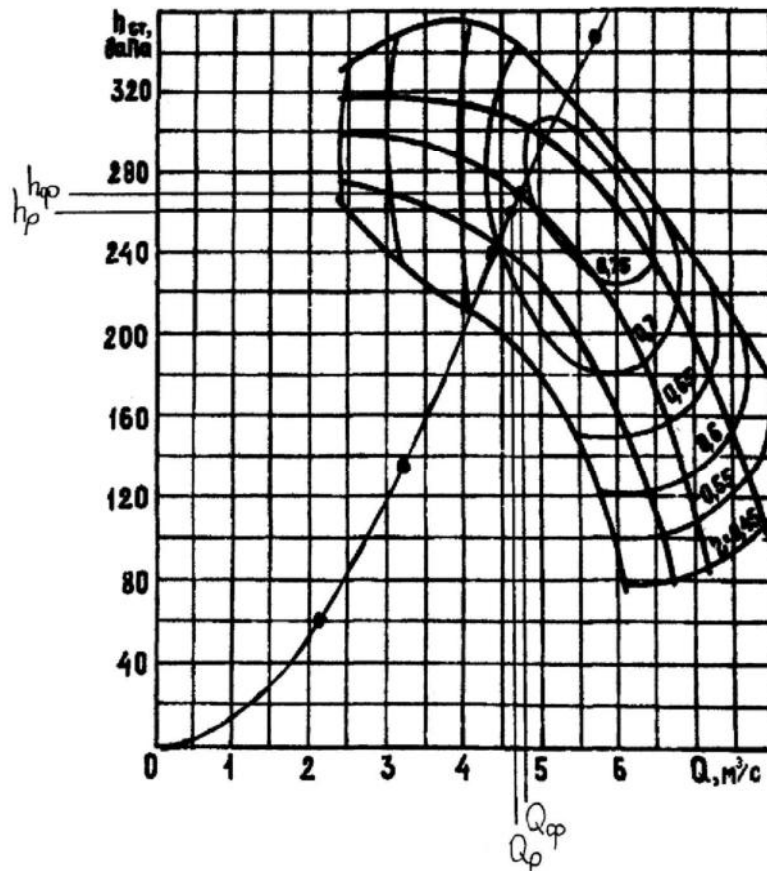


Рисунок 2.3 – Аеродинамічна характеристика вентилятора VM-6 та вентиляційного трубопроводу

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\phi}}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.78)$$

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

2.4.5 Енергопостачання ділянки

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

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

Таблиця 2.9 – Характеристика споживачів ділянки

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

В якості підстанції приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

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

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

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

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

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

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

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

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

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну КА 90, конвеєру СПЦ 162, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24, світильників, здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

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

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

2.5 Охорона праці

2.5.1 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 миючого і мають пристрої змішувачів з регулюючими кранами.

2.5.2 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.

2.5.3 Заходи техніки безпеки для шахт, небезпечних по газу

При розрахунках провітрювання максимально допустима концентрація метану у витікаючому струмені повітря з очисної виробки і виймальної ділянки повинна прийматися рівною 1 % незалежно від наявності апаратури АКМ.

При виявленні у виробках концентрацій метану (окрім місцевих скупчень у бурових станків, комбайнів і врубових машин), люди повинні бути негайно виведені на свіжий струмінь, виробки захищені заборонними знаками, а з електроустаткування, виключаючи електроустаткування у виконанні особовибухобезпечному, повинна бути знята напруга. Про це негайно повідомляється гірничому диспетчерові і приймаються заходи по зниженню концентрації газу до встановленої норми. Разгазування виробок повинне проводитися відповідно до заходів, узгоджених з командиром загону ГВГСС і затверджених головним інженером шахти.

При контролі змісту метану у витікаючих вентиляційних струменях очисних виробок і виймальних ділянок стаціонарною апаратурою датчики можуть настроюватися на автоматичне відключення електроенергії при концентрації метану 1,3 %. При цьому припинення робіт і виведення людей повинно проводитися при концентрації метану у витікаючих струменях ділянок і очисних виробок 1,3 % і більше. Якщо протягом зміни відбувається три і більш автоматичних відключення, повинні бути виявлені причини і прийняті відповідні заходи.

У разі зупинки головної або допоміжної вентиляційної установки або порушення вентиляції необхідно припинити роботи на виймальних ділянках і в тупикових виробках, негайно вивести людей на свіжий струмінь, зняти напругу з електроустаткування. Якщо зупинка вентиляційної установки продовжується більше 30 хвилин, то люди повинні вийти до ствола, що подає свіже повітря, або піднятися на поверхню. Подальші дії повинні визначатися планом ліквідації аварій.

Після кожної зупинки вентиляційних установок (головних, допоміжних або місцевого провітрювання), а також порушення вентиляції включення електричних машин, апаратів і відновлення робіт вирішується тільки після відновлення нормального режиму вентиляції і попереднього виміру змісту метану керівниками робіт в зміні в місцях виробництва робіт, у електричних машин, апаратів і на відстані не меншого 20 м від місць їх установки у всіх прилеглих виробках. Вказані вимоги розповсюджуються і на випадки відновлення робіт після їх зупинки на одну зміну і більш, а також на випадки разгазування виробок.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Вибір раціональної технологічної схеми виймання вугілля та обґрунтування її параметрів"

Очисні роботи являються основним технологічним процесом, що визначає техніко-економічні показники роботи шахти. Ефективність цих робіт в значній мірі залежить від технічного рівня очисного обладнання. В зв'язку з цим застосування сучасних механізованих комплексів забезпечить високі показники видобутку вугілля в лавах, безпеку та продуктивність праці.

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

Метою основної частини даного проекту є вибір сучасного очисного обладнання та раціональної системи розробки, що забезпечать безпеку робіт та мінімальні економічні витрати.

3.1 Вибір раціонального очисного устаткування

Вибір очисного устаткування здійснюємо з урахуванням вимог ПБ [1], орієнтуючись на застосування вузькозахватної техніки.

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

- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів, до складу яких входять комбайни;
- технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів, до складу яких входять струги.

Застосування стругової технології нераціонально, тому що пласт має включення піриту, що несприятливо для ефективного використання стругових установок.

3.1.1 Вибір типу та типорозміру механізованого комплексу

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню.

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 1КМ 103М з комбайном 1К 103М;
- 1МКД 90 з комбайном КА 90.

Перевіримо можливість застосування комплексів з урахуванням коливаюмості потужності пласта [24].

Разраховуємо припустиму мінімальну конструктивну висоту кріплення:

$$H_{\min} = m_B - h_3 - \Theta, \text{ мм}, \quad (3.1)$$

де m_B – потужність пласта, що виймається, мм;

h_3 – величина осідання покрівлі по задньому (посадочному) ряду кріплення, мм;

Θ – запас гідравлічної роздвижки стійок кріплення для її пересування, мм;

$$h_3 = 100 \cdot \alpha \cdot m_B \cdot \ell, \text{ мм}, \quad (3.2)$$

де α – коефіцієнт, що враховує клас порід покрівлі по обвалюванню Дон-ВУГІ, мм;

ℓ – максимальна відстань від вибою до посадочного ряду стійок механізованого кріплення, м.

Отриману величину H_{\min} порівнюють з мінімальною конструктивною величиною секції механізованого кріплення $H_{k \min}$. Якщо $H_{k \min} < H_{\min}$, то перевіряємо кріплення можна застосовувати в даних умовах.

Перевіримо можливість застосування комплексу 1КМ 103М:

$$h_3 = 100 \cdot 0,025 \cdot 0,85 \cdot 4,6 = 9,5 \text{ мм};$$

$$H_{\min} = 850 - 9,5 - 2,0 = 838 \text{ мм}.$$

$H_{k \min} 710 \text{ мм} < H_{\min} 838 \text{ мм}$, тому механізований комплекс 1КМ 103М можна застосовувати в даних умовах без присічки бічних порід.

Перевіримо можливість застосування комплексу 1МКД 90:

$$h_3 = 100 \cdot 0,025 \cdot 0,85 \cdot 4,4 = 9,1 \text{ мм};$$

$$H_{\min} = 850 - 9,1 - 1,9 = 839 \text{ мм}.$$

$H_{k \min} 800 \text{ мм} < H_{\min} 839 \text{ мм}$, тому механізований комплекс 1МКД 90 можна застосовувати в даних умовах без присічки бічних порід.

3.1.2 Розрахунок навантаження на лаву

Розрахунок навантаження на очисний вибій з організаційно-технічного фактору [2]:

$$A = \frac{n \cdot [T - (T_{пз} + T_{п} + T_{о})] \cdot k_n \cdot L \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot c}{L_m \cdot \left(\frac{1}{v_p} + \frac{1}{v_m} + t_B \right) + t}, \text{ т/добу}, \quad (3.3)$$

де n – число змін з видобутку на добу;

T – тривалість зміни, хв;

$T_{пз}$ – час на підготовчо-заклучні операції, хв;

$T_{п}$ – час технологічних перерв організаційно-технічних простоїв в зміну, хв;

$T_{о}$ – час на відпочинок, хв;

L – довжина лави, м;

$г$ – ширина захвату виконавчого органу виїмкової машини, м;

m – потужність пласта, м;

γ – щільність вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт вилучення вугілля в лаві;

$L_{м}$ – довжина машинної частини лави, м;

$v_{р}$ – робоча швидкість подачі комбайна, м/хв. Робочу швидкість подачі комбайна приймаємо з урахуванням фактичного опору вугілля різанню, яка розраховується за формулою:

$$A_{\phi} = A \cdot k_{\text{від}}, \text{ кН/м}, \quad (3.4)$$

де A – опірність вугілля різанню, кН/м;

$k_{\text{відж}}$ – коефіцієнт віджиму вугілля в привибійній зоні пласта;

$$k_{\text{відж}} = 0,48 + \frac{г - 0,1}{г + m}; \quad (3.5)$$

$v_{м}$ – маневрова швидкість подачі комбайна при зачистці лави, м/хв;

$t_{в}$ – час на допоміжні операції, віднесені до 1 м довжини машинної частини лави, хв;

t – тривалість кінцевих операцій для підготовки лави до наступного циклу, хв;

$k_{н}$ – коефіцієнт надійності механізованого комплексу і засобів транспорту на виїмковій ділянці;

$$k_{н} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{k_{к}} - 1\right) + \left(\frac{1}{k_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{k_{кл}} - 1\right) + \left(\frac{1}{k_{п}} - 1\right) + n_{к} \cdot \left(\frac{1}{k_{лк}} - 1\right)}, \quad (3.6)$$

где $k_{к}$ – коефіцієнт готовності комбайна (0,94);

$k_{кр}$ – коефіцієнт готовності механізованого кріплення (0,93);

$k_{кл}$ – коефіцієнт готовності конвеєра лави (0,94);

$k_{п}$ – коефіцієнт готовності сполучення з перевантажувачів (0,94);

$n_{к}$ – число конвеєрів в транспортній виробці;

$k_{лк}$ – коефіцієнт готовності стрічкового конвеєра в транспортній виробці (0,97).

1. Комплекс 1КМ 103М з комбайном 1К 103М:

$$k_{н} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{0,94} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,93} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1\right) + 1 \cdot \left(\frac{1}{0,97} - 1\right)} = 0,77;$$

$$k_{\text{відж}} = 0,48 + \frac{0,8 - 0,1}{0,8 + 0,85} = 0,88;$$

$$A_{\text{ф}} = 200 \cdot 0,88 = 176 \text{ кН/м};$$

$$A = \frac{3 \cdot [360 - (20 + 15 + 10)] \cdot 0,77 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 0,85 \cdot 1,42 \cdot 0,98}{200 \cdot \left(\frac{1}{5} + \frac{1}{0} + 0,1 \right) + 10} = 853 \text{ т/добу.}$$

2. Комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90:

$$A = \frac{3 \cdot [360 - (20 + 10 + 10)] \cdot 0,77 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 0,85 \cdot 1,42 \cdot 0,98}{200 \cdot \left(\frac{1}{5} + \frac{1}{0} + 0,1 \right) + 10} = 955 \text{ т/добу.}$$

Отримане навантаження на очисний вибій з організаційно-технічного фактору оцінимо, порівнюючи його з нормативним навантаженням:

$$A_{\text{н}} = (A_0 + a \cdot \Delta l_{\text{оз}}) \cdot \frac{n_{\text{зм}} \cdot T_{\text{зм}}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} \cdot K, \text{ т/добу,} \quad (3.7)$$

де a – поправка до нормативу навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м;

$\Delta l_{\text{оз}}$ – різниця фактичної і табличній довжини очисного вибою, м;

K – коефіцієнт зменшення нормативу навантаження на очисний вибій вугільних шахт зі складними гірничо-геологічними умовами;

A_0 – норматив навантаження на очисний вибій, т/добу;

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} \cdot (A_2 - A_1), \text{ т/добу,} \quad (3.8)$$

де m_1, m_2 – відповідно найближче менше і більше табличні значення виймальної потужності пласта, м;

A_1, A_2 – табличні значення нормативних навантажень, т/добу.

1. Комплекс 1КМ 103М з комбайном 1К 103М:

$$A_0 = 580 \text{ т/добу};$$

$$A_{\text{н}} = 580 \cdot \frac{3 \cdot 360}{1080} \cdot \frac{1,45}{1,3} \cdot 1 = 645 \text{ т/добу.}$$

2. Комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90:

$$A_0 = 600 \text{ т/добу};$$

$$A_n = 600 \cdot \frac{3 \cdot 360}{1080} \cdot \frac{1,45}{1,3} \cdot 1 = 670 \text{ т/добу}.$$

З отриманих розрахунків видно, що найбільше навантаження, як по організаційно-технічному фактору, так і нормативне, досягається при застосуванні комплексу 1МКД 90 з комбайном КА 90 і складі 955 т/добу.

Крім навантаження на очисний вибій критерієм конкурентоспроможності технологічних схем ведення очисних робіт є собівартість 1 т вугілля.

3.1.3 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.

3.1.3.1 Основні техніко-економічні показники роботи очисного вибою, оснащеного комплексом 1КМ 103М з комбайном К 103М

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (3.9)$$

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

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

$$D_{\text{міс}} = 853 \cdot 25 = 21325 \text{ т}.$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (3.10)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,34 \cdot 0,98 = 191 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (3.11)$$

де d – діаметр стійки, м;

n_{op} – кількість рядів органного кріплення;

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

Викладення дерев'яних кострів:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (3.12)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

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

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 3.1 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (3.13)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (3.14)$$

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

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

Таблиця 3.1 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої, оснащеному комплексом ІКМ 103М

Вид робіт	Норма обслуго- вування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудо- міст- кість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплат- ти, грн	Обґрун- тування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коэф.	встанов- лена					
Виймка вугілля комплексом, т	8,95	322		322	170				3, т.7, 15в
МГВМ 6р.						0,45	432,00	372,72	
ГРОВ 5р.						3,65	413,58	761,07	
Зведення органічних рідів, ст.		85	1	85	11	0,13	413,58	109,38	39, т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	413,58	11,44	41, т74,2а
Разом						4,85		1352,88	

$$K_{\text{ц}} = \frac{322}{170} = 1,9;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{8,95}{1,9} = 5,9 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін;} \quad (3.15)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{1,9} = 0,45 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін;} \quad (3.16)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 4,1 - 0,45 = 3,65 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін,} \quad (3.17)$$

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

$$N_{\text{к}} = \frac{191}{4,85} = 38,1 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т,} \quad (3.18)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{1352,88}{191} = 7,9 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{я} = \frac{D_{доб}}{N_{к} \cdot k_{пер}}, \text{ чол.}, \quad (3.19)$$

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

$$N_{я} = \frac{853}{38,1 \cdot 1,08} = 21 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 1 КМ 103М і планового видобутку 758 т/добу таблична норма часу складе 48,5 чол.-годин (табл. 1, п 3 з);

2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
- ступінь стійкості бічних порід – 0,85;

3. скоректована таблична норма часу складе: 42,0;

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

5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе 42 – 6 = 36 чол – год, або 6 чол – зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{ор}$, чол.-годин		Обґрунтування	
			на од.	на все		
в лаві						
Комбайн	1К 103М	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т.9	
Мехкріплення	МК 103	150	18,4	2760		
Конвеєр скребковий	СП 202	1	1889	1889		
Кріплення сполучень	ГВ-20	2	171	342		
Перевантажувач	СП 202	1	1183	1183		
Коефіцієнти				1,1		
Усього				9247		
в інших виробках						
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	2915	2915		
Насосна станція	СНТ-32	2	1079	1079		
Лебідка	ЛВД-34	3	189	189		
Трубопровід, км		1,5	150	225		
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995		
Усього				5403		
Разом				14650		

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{ор} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (3.20)$$

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;

$$N_{ч} = 14650 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 6,4 \text{ чол.} - \text{змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 6 чол.;

- електрослюсарів – 7 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (3.21)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 21 \cdot 1,59 = 33 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 6 \cdot 1,59 = 10 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 7 \cdot 1,42 = 10 \text{ чол.}$$

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.

Продуктивність праці робітника на вихід:

$$П_{в} = \frac{A_{доб}}{Ч_{я}}, \text{ т/вих}, \quad (3.22)$$

де $Ч_я$ – явочний штат робітників очисного вибою за добу, чол.

$$П_в = \frac{853}{34} = 25,1 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$П_{\text{міс}} = \frac{А_{\text{міс}}}{Ч_{\text{об}}}, \text{ т/міс,} \quad (3.23)$$

де $Ч_{\text{об}}$ – обліковий штат робітників очисного вибою, чол.

$$П_{\text{міс}} = \frac{21325}{53} = 402 \text{ т/міс.}$$

Планова собівартість 1 т вугілля по дільниці калькулюється по наступним елементам:

- витрати на оплату праці;
- відрахування на соціальні міри;
- витрати на допоміжні матеріали;
- амортизація.

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПЕОМ.

3.1.3.2 Основні техніко-економічні показники роботи очисного вибою, оснащеного комплексом 1МКД 90 з комбайном КА 90

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$Д_{\text{міс}} = 955 \cdot 25 = 23875 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$Д_к = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,34 \cdot 0,98 = 191 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

Викладення дерев'яних кострів:

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

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 3.3 згідно з [10].

Коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{580}{170} = 2,7;$$

Нормативна трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{7,9}{2,7} = 2,9 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{2,9} = 0,3 \text{ чол. - змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,9 - 0,3 = 2,6 \text{ чол. - змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{215}{3,65} = 50,7 \text{ т/чол. - змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{284,3}{191} = 7,53 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{955}{50,7 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу 1 МКД 90 і планового видобутку 955 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

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

Таблиця 3.3 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої, оснащеному комплексом ІМКД 90

Вид робіт	Норма обслуго- вування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудо- міст- кість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплат- ти, грн	Обґрун- тування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коєф.	встанов- лена					
Виймка вугілля комплексом, т	7,9	580		580	170	0,3	432,00	330,83	3,т.11,17в
МГВМ бр.						2,6	413,58	659,38	
ГРОВ 5р.						0,13	413,58	109,38	39,т72,6а
Зведення органічних рядів, ст.		85	1	85	11	0,02	413,58	11,44	41,т74,2а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	413,58	11,44	41,т74,2а
Разом						3,65		1244,30	

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

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

4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе $6 \text{ чол.-год. або } 1 \text{ чол.-зм.}$

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

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T_{op} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	КА 90	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	1КД 90	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ 162	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	ГВ-20	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-ЗУ	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	150	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9189	
Разом				17540	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол. ;
- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

- робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 18 \cdot 1,59 = 29 \text{ чол.}$$

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

- електрослюсарів:

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

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

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

Продуктивність праці робітника на вихід:

$$П_{в} = \frac{955}{33} = 28,9 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$П_{міс} = \frac{23875}{52} = 459 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПЕОМ. Результати вищеприведених розрахунків зведемо в табл. 3.5

Висновки.

Так як різниця між собівартістю вугілля при застосуванні різних технологічних схем менше 10 %, вони вважаються рівноцінними. Остаточну перевагу віддаємо технологічній схемі з застосуванням очисного комплексу 1МКД 90 з комбайном КА 90, тому що цей комплекс в технічному відношенні більш прогресивний. У нього вище ремонтпридатність та більша перекриваємість покрівлі. За рахунок застосування комбайну з барабаними виконавчими органами відсутнє замічення вугілля породою від підривки покрівлі та підосви.

Крім вищеназваних переваг навантаження на цей комплекс більше, ніж на 1КМ 103М.

Таблиця 3.5 – Таблиця порівняння технологічних схем

№ п/п	Назва показника	Варіанти	
		1	2
1	Режим роботи ділянки	1 зміна – ремонтно-підготовча; інші – з видобутку	
2	Кількість робочих днів на місяць	25	25
3	Тип виймального комплексу:	1КМ 103М	1МКД 90
4	тип комбайну	1К 103М	КА 90
5	тип кріплення	МК 103	1КД 90
6	тип конвеєру	СП 202	СПЦ 162
7	Навантаження на лаву:		
8	добове, т	853	955
9	місячне, т	21325	23875
10	Кількість циклів за добу	4,5	5,0
11	Посування вибою:		
12	добове, м	3,6	4,0
13	місячне, м	90	100
14	Кількість робітників:		
15	явочна, чол.	52	46
16	облікова, чол.	80	73
17	Продуктивність праці робітників:		
18	на вихід, т	25,1	28,9
19	на місяць, т	402	459
20	Комплексна норма виробки, т/чол. зм	38,1	50,7
21	Комплексна розцінка, грн./т	2,10	1,53
22	Собівартість вугілля, грн./т:	72,04	67,54
23	витрати на оплату праці	10,81	10,81
24	відрахування на соціальні міри	5,04	5,04
25	витрати на матеріали	13,69	11,48
26	амортизація	42,50	40,21
27	Собівартість вугілля, %	107	100

3.2 Вибір раціональної системи розробки

3.2.1 Конструювання варіантів систем розробки

Пласт безпечний за раптовими викидами вугілля і газу, вугілля не схильне до самозаймання, підшва пласта не схильна до підняття. Тому в даних умовах рекомендується застосовувати стовпові системи розробки. Однак при стовповій системі необхідно першочергово провести витрати на проведення виробок, що оконтурюють виймальне поле. Даний недолік відсутній при застосуванні суцільних і комбінованих систем розробки. Тому для остаточного вибору системи розробки необхідно провести техніко-економічне порівняння варіантів. Для цього порівняння приймаємо стовпову систему розробки з повторним використанням виробок (рис. 3.1) і суцільну систему розробки лава-ярус з випереджаючим конвеєрним штреком (рис. 3.2).

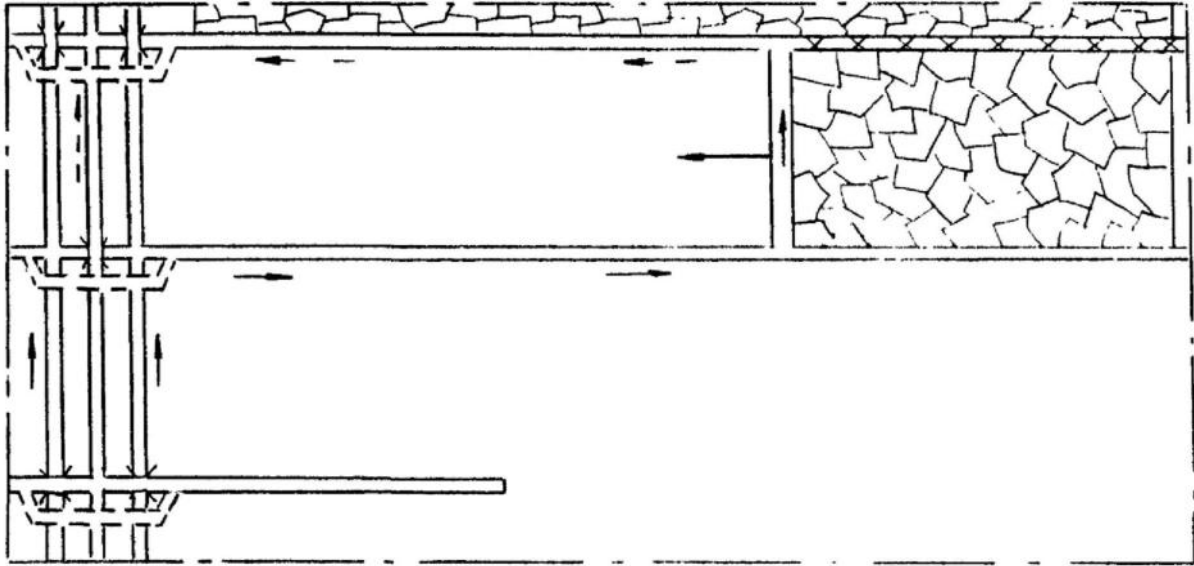


Рисунок 3.1 – Ступова система розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

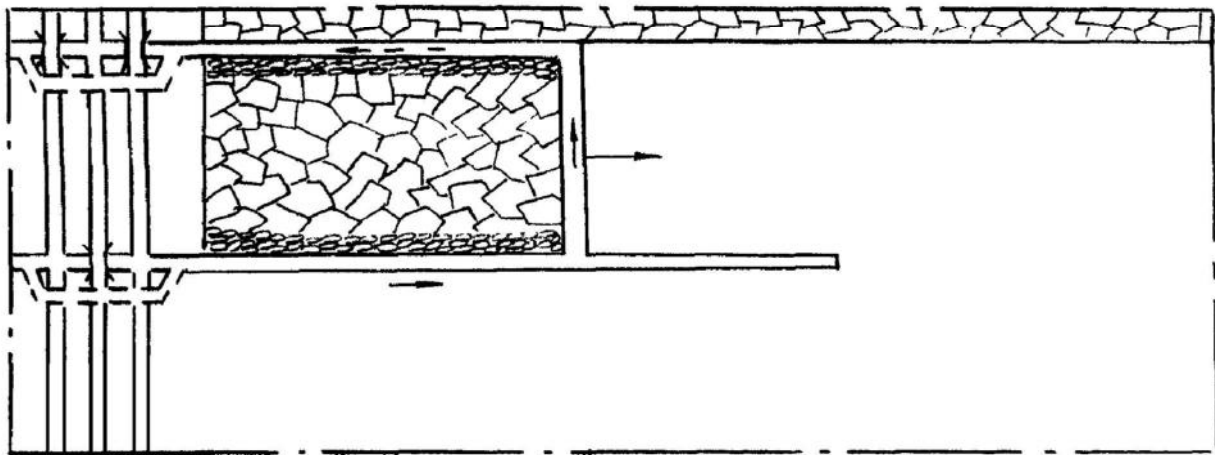


Рисунок 3.2 – Суцільна система розробки лава-ярус з випереджаючим конвеєрним штреком

3.2.2 Обґрунтування параметрів систем розробки

Для остаточного вибору системи розробки необхідно провести їх техніко-економічне порівняння. Для цього необхідно визначити основні параметри кожної системи розробки. Перетини дільничних виробок вибираємо в залежності від прийнятої системи розробки згідно рекомендаціям [29-31]. Способи охорони виробок розраховано в п. 2.4.1 за допомогою програми "Охорона" (листинг 2.3). Виробки, що будуть використовуватися повторно, доцільно охороняти за допомогою БЗБТ.

Перетини виробок:

Варіант 1.

Поперечний перетин конвеєрного штреку – 12,5 м².

Поперечний перетин вентиляційного штреку – 12,5 м².

Спосіб охорони конвеєрного штреку:

- попереду лави – масив-масив;

- позаду лави – БЗБТ-масив.

Спосіб охорони вентиляційного штреку:

- попереду лави – БЗБТ-масив;

- позаду лави – БЗБТ-1 ряд дерев'яних кострів.

Конвеєрний штрек використовується повторно, вентиляційний штрек згашається слідом за лавою.

Варіант 2.

Поперечний перетин конвеєрного штреку – 11,2 м².

Поперечний перетин вентиляційного штреку – 11,2 м².

Спосіб охорони конвеєрного штреку:

- попереду лави – масив-бутова смуга;

- позаду лави – бутова смуга-2 ряди дерев'яних кострів.

Спосіб охорони вентиляційного штреку:

- попереду лави –

- позаду лави – бутова смуга-масив.

3.2.3 Техніко-економічне порівняння конкурентноздатних варіантів систем розробки

Для остаточного вибору системи розробки необхідно провести їх техніко-економічне порівняння. Для економічного порівняння застосовуємо програму, за допомогою якої розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробки та транспортування 1 т вугілля на 1 м виробки.

Витрати на очисні роботи, провітрювання та водовідлив не враховуємо, оскільки навантаження на лаву, механізація очисних робіт, кількість повітря та водоприток в обох варіантах однакові.

Вартість проведення всієї виробки:

$$K = L \cdot k, \text{ грн.}, \quad (3.24)$$

де L – довжина виробки, м;

k – вартість проведення 1 м виробки, грн.

Вартість підтримання всієї виробки:

$$R = L \cdot r, \text{ грн.}, \quad (3.25)$$

де r – вартість підтримання 1 м виробки, грн.

Вартість транспортування вугілля:

$$Q = L \cdot q \cdot Z_{\text{в.п}} + q_{\text{кап}}, \text{ грн.}, \quad (3.26)$$

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

Z – кількість запасів у виймальному стовпі, т;

$q_{\text{кап}}$ – капітальні витрати на транспортування, грн.

$$Z_{\text{в.п}} = L \cdot \ell \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (3.27)$$

де L – довжина виймального стовпа, м;

ℓ – довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт вилучення вугілля;

$$Z_{\text{в.п}} = 1100 \cdot 200 \cdot 0,85 \cdot 1,42 \cdot 0,97 = 259000 \text{ т.}$$

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

Варіант 1.

Вартість проведення конвеєрного штреку:

$$K_1 = 1100 \cdot 5836,2 = 6419820 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання конвеєрного штреку:

$$R_{1 \text{ конв.ш}} = 1100 \cdot 1450,6 = 1595660 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання вентиляційного штреку:

$$R_{1 \text{ вент. ш}} = 1100 \cdot 1196,4 = 1316040 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування вугілля:

$$Q_1 = 1100 \cdot 0,0003965 \cdot 259000 + 539400 = 736450 \text{ грн.}$$

Варіант 2.

Вартість проведення конвеєрного штреку:

$$K_{2 \text{ конв. ш}} = 1100 \cdot 5236,8 = 5760480 \text{ грн.}$$

Вартість проведення вентиляційного штреку:

$$K_{2 \text{ вент. ш}} = 1100 \cdot 4150,2 = 4565220 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання конвеєрного штреку:

$$R_{2 \text{ конв. ш}} = 1100 \cdot 891,4 = 980540 \text{ грн.}$$

Вартість підтримання вентиляційного штреку:

$$R_{2 \text{ вент. ш}} = 1100 \cdot 798,7 = 878570 \text{ грн.}$$

Вартість транспортування вугілля:

$$Q_2 = 1100 \cdot 0,0004369 \cdot 259000 + 569100 = 766310 \text{ грн.}$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 3.6.

Таблиця 3.6 – Результати розрахунків

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Витрати на транспортування, грн	Сумарні витрати, грн
Варіант 1	6419820	2911700	736450	10067970
Варіант 2	10325700	1859110	766310	12951120

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma Q_{\text{тр}}}{Z_{\text{в.ст}}}, \text{ грн/т,} \quad (3.28)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣQ – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

$Z_{\text{в.ст.}}$ – запаси вугілля у виймальному стовпі, т.

Питомі витрати для 1 варіанту:

$$C_1 = \frac{6419820 + 2911700 + 736450}{259000} = 38,87 \text{ грн/т.}$$

Питомі витрати для 2 варіанту:

$$C_2 = \frac{10325700 + 1859110 + 766310}{259000} = 50,10 \text{ грн/т.}$$

Питомі витрати у відсотковому відношенні складуть:

Для 1 варіанту:

$$C_1 = 100 \%$$

Для 2 варіанту:

$$C_2 = 129 \%$$

З вищеприведених розрахунків можна зробити висновок, що в даних умовах економічно вигідніше застосувати стовпову систему розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штреку в якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням.