

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 77 стор., 5 рис., 14 табл., 29 джерел літератури, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ "Лисичанськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки виймальної ділянки пл. ℓ_6 гор. 820 м шахти ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ "Лисичанськвугілля".

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

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. В якості способу підготовки прийнятий панельний спосіб. В якості системи розробки застосовуємо стовпову систему розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штрека в якості вентиляційного. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту ℓ_6 . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн П 110. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання ділянки та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням раціональної технологічної схеми очисних робіт пл. ℓ_6 . Після розрахунків зроблено висновки, що для підвищення навантаження необхідно застосувати очисний комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90, при якому навантаження на лаву складе 860 т/добу, а собівартість вугілля 67,54 грн/т.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. ім. Д.Ф. Мельникова при розробці програми розвитку гірничих робіт.

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

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	13
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	13
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	14
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	18
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	18
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	28
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	29
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	30
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_6	30
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ℓ_6	33
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	43
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	45
2.4.5 Енергопостачання дільниці.....	53
2.5 Охорона праці.....	55
2.6 Спеціальна частина проекту.....	57
ВИСНОВКИ.....	75
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	76

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 плінність 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 додалось ще й незадовільне матеріально-технічне постачання (недопоставки устаткування, лісних матеріалів, металевого кріплення та інших матеріалів виробничого призначення).

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

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

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

Дійсний дипломний проект, метою якого є відробка виймальної ділянки пл. 6 гор. 820 м шахти ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ "Лисичанськвугілля", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта ім. Д.Ф. Мельникова в адміністративному відношенні знаходиться на території міста Лисичанськ Попаснянського району Луганської області та відноситься до Лисичанського геолого-промислового району Донбасу. Найближчими населеними пунктами є міста: Рубіжне, Привілля, Новодружеськ. Надра належать ПАТ "Лисичанськвугілля".

В межах шахтного поля розташовані селища Березове, Геологів, Шкляр, Малє Рязанцеве, радгоспу "Лисичанський".

Шахта пов'язана залізничною гілкою зі станцією Переїздна Донецької залізної дороги.

До шахти підведені асфальтові дороги місцевого значення.

Джерелом електроенергії служить "Донбасенерго".

Джерелом водопостачання шахти являється міський водопровід.

Основними споживачами вугілля являються ТЕЦ і ГРЕС, а також населення найближчих населених пунктів.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові ділянки приймають участь відкладення середнього і верхнього відділів карбону, перекриті породами мезо-кайнозоя, тріасового, третинного і четвертинного періодів.

Промислова вугленосність приурочена до відкладень світ середнього відділу карбону C_2^7 , C_2^6 , C_2^5 , C_2^4 , C_2^3 , C_2^2 та C_2^1 .

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

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^7	340	$\frac{64,6}{19,2}$	$\frac{120,3}{35,3}$	$\frac{125,8}{37,0}$	$\frac{3,7}{1,1}$	$\frac{25,2}{7,4}$		M_6, M_5, M_4, M_1
C_2^6	200	$\frac{60,8}{30,4}$	$\frac{57,8}{28,9}$	$\frac{66,8}{33,4}$	$\frac{8,4}{4,2}$	$\frac{6,2}{3,1}$	$\ell_8', \ell_6, \ell_5, \ell_4, \ell_3, \ell_2$	$L_7, L_6, L_5, L_4, L_3, L_2, L_1$

Продовження табл. 1.1

C ₂ ⁵	280	$\frac{110,9}{39,6}$	$\frac{76,7}{27,4}$	$\frac{80,1}{28,6}$	$\frac{4,8}{1,7}$	$\frac{7,6}{2,7}$	k ₈ , k ₈ ^H , k ₇ ¹ , k ₇	K ₉ , K ₈ , K ₇ , K ₆ , K ₂
C ₂ ⁴	480	$\frac{110,0}{22,9}$	$\frac{253,4}{52,8}$	$\frac{94,5}{19,7}$	$\frac{14,9}{3,1}$	$\frac{7,2}{1,5}$		I ₁ , I ₂ , I ₂ ² , I ₃ , I ₄
C ₂ ³	570	$\frac{212,6}{37,3}$	$\frac{314,1}{55,1}$	$\frac{29,1}{5,1}$	$\frac{2,3}{0,4}$	$\frac{11,9}{2,1}$		H ₅ ⁰ , H ₅ ¹ , H ₆
C ₂ ²	360	$\frac{94,0}{26,1}$	$\frac{116,0}{32,2}$	$\frac{140,0}{38,9}$	$\frac{5,2}{1,5}$	$\frac{4,8}{1,3}$		
C ₂ ¹	315	$\frac{73,7}{23,4}$	$\frac{68,9}{21,9}$	$\frac{133,9}{42,5}$	$\frac{10,1}{3,2}$	$\frac{28,3}{9,0}$		

1.1.2.2 Тектоніка

Шахтне поле входить в Лисичанський геолого-промисловий район.

Ділянка шахти розташована на площі південно-західного крила Лисичанського куполу. В районі шахтного поля представлена частина північно-західної складчастої окраїни відкритого Донбасу і характеризується наявністю купольних структур, що заключені між насувами Северодонецьким і Лисичанським.

В цілому ділянка шахти знаходиться в порівняно сприятливих тектонічних умовах. В основному шахтне поле характеризується витриманим заляганням пластів з переважними кутами падіння 17-22°. Переважно проста будова ділянки ускладнюється Продольним підкидом.

Продольний взкид являється основним і єдиним крупним порушенням в межах поля. Він характеризується значною амплітудою, порядку 10-125 м, і супроводжується малими порушеннями скидового характеру, що ускладнюють ведення гірничих робіт поблизу підкиду.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	$\frac{\text{Від} - \text{до}}{\text{середня}}$	$\frac{\text{Від} - \text{до}}{\text{середня}}$		
ℓ ₆	$\frac{0,75 - 0,85}{0,80}$	$\frac{0,75 - 0,85}{0,80}$	проста	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марки вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна спроможність $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
ℓ_6	24,5	8,0	2,9	40,1	8050	Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Джерелом обводнення гірничих виробок являються підземні води кам'яновугільних відкладень.

Шахтні води за хімічним складом доволі різноманітні, переважно сульфатно-натрієві, сульфатно-хлоридно-натрієві та сульфатно-кальцієві. За кількістю сухого залишку води змінюються від підвищеної до високої мінералізації (1,2-4,4 г/л). За величиною загальної жорсткості води жорсткі та дуже жорсткі (6,3-11,0 мг/екв). За величиною рН води лужні та слабколужні.

Індустріально-технічні показники: шахтні води з великим твердим котельним осадом; спінуючі; корозуючі; за вмістом SO_4 води володіють сульфатною агресією до звичайних марок цементу; придатні для зрошення вибірково в залежності від сольового складу.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 275 м³/годину;

максимальний – 300 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти по газу – надкатегорійна.

Відносна метанообільність – 15,7 м³/т.

Природня газонасність пл. ℓ_4 складає 8,3 м³/т.с.б.м.

Небезпека шахти за суфлярними виділеннями метану – безпечна.

Небезпека шахти за вибуховістю пилу – небезпечна.

Схильність вугілля до самозаймання:

вугілля пластів ℓ_4, ℓ_2', k_8 та k_7^1 – схильне;

вугілля пластів ℓ_6, ℓ_5 та ℓ_3 – не схильне.

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

Небезпека шахти за гірськими ударами – безпечна.

Всі пісковики, алевроліти та деякі з алевролітів вміщують більше 10 % вільного двоокису кремнію і являються силікозонебезпечними.

Геотермічний градієнт коливається в межах 1,8-3,7°C/100 м при середньому

значенні $2,7^{\circ}\text{C}/100\text{ м}$. Величина геотермічного градієнту з глибиною значно зростає.
Кут падіння пл. ℓ_4 та k_8 складає $19-22^{\circ}$.
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
ℓ_6	аргіліт	2,5	4	Б ₃	алевроліт	5,0	6	A ₂	аргіліт	1,3	4	П ₂

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – вихода пластів на поверхню;
по падінню на південному заході – ізогіпса "-950 м", нижче якої розташована вільна ділянка Мельниківська Нижня;
по простяганню:

на північному заході – загальна границя з ш. "Новодружеська", яка розташована на відстані 2800 м від центральних стовбурів;

на південному сході – загальна границя з ш. ім. 60-річчя Радянської України, яка розташована на відстані 2875 м від центральних стовбурів.

Розмір шахтного поля:

по простяганню – 5700 м;

по падінню – 2200 м.

Розмір ділянки шахтного поля, що прийнята до проектування:

по простяганню – 5800 м;

по падінню – 1200 м.

Загальна площа ділянки складає $7,0\text{ км}^2$.

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 350 м;

- по простяганню – 500 м.

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

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

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

де S_r – горизонтальна проекція пласта, м^2 ;

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

γ – об'ємна вага вугілля, $\text{т}/\text{м}^3$.

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	S_r , м ²	$m_{ср.н.}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
Балансові запаси					
ℓ_6	7000000	0,80	1,33	7244	

Визначимо проектні втрати вугілля.

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

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

$$\Pi_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \quad (1.2)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

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

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрному цілику

Індекс пласта	m , м	H , м	L , м	d , м	ℓ , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
втрати в цілику з ш. "Новодружеська"							
ℓ_6	0,80	850	2800	52	1000	1,33	53000
втрати в цілику з ш. "Чорноморка"							
ℓ_6	0,80	850	2920	53	1000	1,33	54000
Разом							107000

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками:

$$\Pi_3 = d_n \cdot \ell_n \cdot m \cdot \gamma, \quad (1.4)$$

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

ℓ_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля у геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	l_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
l_6	50	1000	0,80	1,33	51000

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

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

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;
 c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [7244000 - (0 + 107000 + 51000)] \cdot 0,04 = 75000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 107000 + 51000 + 75000}{7244000} \cdot 100 = 8,2 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 7244000 - (0 + 107000 + 51000 + 75000) = 7011000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 7,0 \text{ млн. т.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

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

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

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	600000	129800	21,6
2	Виробнича потужність	т	360000	129800	36,1
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	500	180	36,1
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.	2380	2128	89,4
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	2354	2272	96,5
9	в тому числі ГРОВ	чол.	155	130	83,9
10	прохідників	чол.	120	96	80,0
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	9956,2	10998,4	110,5
12	робочих з видобутку	грн/міс	10129,4	11298,6	111,5
13	ГРОВ	грн/міс	14259,8	16423,8	115,2
14	прохідників	грн/міс	14156,8	16294,2	115,1
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	2742,5	2754,5	100,4
17	Ціна реалізуемого вугілля	грн/т	3750,6	3760,8	100,3

Підготовка шахтного поля – етажна. Виймання пластів проводиться по системі лава-етаж. Порядок відробки етажів – низсходячий. Застосовуемі системи розробки – комбіновані з проведенням вентиляційного штреку слідом за лавою та стовпові.

В роботі знаходяться 2 лави, оснащені комплексами 2МКД-90 (мехкріплення 2КД-90, конвеєр СП-326, комбайн РКУ-10) та 3МКД-90ТЛ (мехкріплення 3КД-90ТЛ, конвеєр SGZ 630/320, комбайн MG 160/375-WD1).

Доставка вугілля здійснюється стрічковими конвеєрами 1ЛТ-800, 1Л-800, 1Л-80УК, 1Л-100К, 1Л-1000, 1Л-100У, 2ЛЛ-100, електровозами АМ-8Д в вагонетках ВГ-2,5.

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

Виробки проводяться комбайновим та буровибуховим способом. В якості виймальної техніки використовуються комбайни ГПКС та буровантажні машини 2ПНБ-2Б.

Аналізуючи технологічні схеми видно, що основною причиною низької ви-

робничої потужності є наявність "вузьких місць" виробництва, по таким чинникам як: "вентиляція", "підйом", "очисні роботи", а також старіння основних фондів. Крім цього існують такі недоліки:

- 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;
- висока трудомісткість ручних робіт на основних виробничих процесах;
- підвищені витрати допоміжних матеріалів;
- відносно великі втрати часу з організаційних причин.

На основі проведеного аналізу можна визначити наступні задачі проекту:

- довести річну виробничу потужність до проектних показників;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення розрахованої виробничої потужності;
- вибрати раціональний спосіб підготовки пласту;
- вибрати раціональну систему розробки;
- вибрати очисне, прохідницьке та транспортне устаткування;
- вибрати раціональну технологічну схему очисних робіт.

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

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

Результати розрахунку представлені на листингу 2.1:

- основна покрівля – важкозрушувана;
- безпосередня покрівля – стійка;
- "хибна" покрівля – неутворюється;
- підошва пласта – середньої стійкості;
- водоприток у лаву < 1 м³/год.

Вибір видобувного устаткування і технологічної схеми ведення очисних робіт здійснюємо в спеціальній частині проекту.

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти та кількість одночасно розроблюємих пластів по методиці проф. А.С.Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$k_{\text{пл}} = \frac{1 + \sqrt{1-1}}{\sqrt{1}} = 1;$$

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{6050 \cdot \frac{0,8}{0,8}} \cdot 1 = 665 \text{ тис.т.}$$

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

Повний термін служби шахти:

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

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шп}} = 600$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 2$ роки);

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

$$T_{\text{розн}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{шп}}}, \text{ років}, \quad (2.6)$$

$$T_{\text{расч}} = \frac{7011000}{600000} = 12 \text{ років.}$$

$$T = 12 + 1 + 1 = 14 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

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

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Для відробки залишившихся запасів вугілля приймаємо панельний спосіб підготовки.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. В даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: комбінована система розробки лава-ярус з випереджаючим відкатним штреком (рис. 2.1) та стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штрека в якості вентиляційного (рис. 2.2).

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

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;
 ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;
 ΣG – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;
 $Z_{в.п}$ – запаси вугілля у виймальному полі, т.
 Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Витрати на транспорт, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	259800	894900	1,62	100
2	471900	279500	561300	1312700	2,36	142

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 42 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

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

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 $n_{ц}$ – кількість циклів за добу ($n_{ц} = 4$);

$$V_{д.доб} = 0,8 \cdot 4 = 3,2 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

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

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

$$V_{д.річ} = 300 \cdot 3,2 \cdot 0,95 = 912 \text{ м/рік}.$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

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

$$\Sigma p = 0,8 \cdot 1,4 = 1,25 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

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

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

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

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

$$h_d = \frac{600000 \cdot 1 \cdot 0,92}{912 \cdot 1,25 \cdot 0,97} = 382 \text{ м.}$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = n_{пл} \cdot h_d, \text{ м;} \quad (2.12)$$

$$\Sigma h_d = 1 \cdot 382 = 382 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_d}, \text{ лав,} \quad (2.13)$$

де l_d – довжина лави;

$$\Sigma n = \frac{382}{200} = 1,8 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = \Sigma n_{л.д} \cdot l_{л}, \text{ м,} \quad (2.14)$$

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

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{заг} = \Sigma n_{л.д} + \Sigma n_{р.д.л}, \text{ лав,} \quad (2.15)$$

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

$$\Sigma n_{заг} = 1 + 1 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м}, \quad (2.16)$$

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

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

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

$$A_{\text{шп}} (\text{max}) = 400 \cdot 912 \cdot 1,25 \cdot 0,95 = 663000 \text{ т/рік}.$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

$$k_{\text{рез}} = \frac{663000}{600000} = 1,1.$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,3.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

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

$$V_{\text{заг}} = \frac{912}{1,1} = 829 \text{ м/рік}.$$

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

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

де $T_{\text{підг}}$ – загальні витрати часу на підготовку 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:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.21)$$

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:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1560}{\frac{500}{80} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 150 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 150 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 1050 м.

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

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

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

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

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

$$\text{Ш} = 1,2 \cdot 0,8 = 1,0 \text{ м}.$$

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 підосви 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 панельних уклонів і хідників 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, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

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

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

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

$$v = 30 + \frac{900 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{62,5 - 30}{30} \cdot 10 = 32 \text{ м}.$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкриття двома центрально-здвоєними вертикальними стовбурами – головним і допоміжним, пройденими до гор. 518 м. Нижче гор. 518 м. уклонне поле розкриття 3-ма польовими уклонами до гор. 820 м.

Вище гор. 518 м розташовані не діючі гор. 68, 138, 220, 310, 380, 426, 468 м.

Нижче гор. 518 м розташовані гор. 568 (не діючий), 618, 668, 730, 820 та 885 м.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану ви-

добутку 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 пласту ℓ_6 представлені на листі № 2 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

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

Допоміжний стовбур пройдений діаметром 4 м та закріплений бетоном. Стовбур обладнаний одноклітьовим підйомом з противагою та двоетажною кліттю на вагонетку УВГ-2,5-900. Стовбур призначений для спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи, подачі в шахту свіжого струменя повітря.

Перетини стовбурів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

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

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

Нижче гор. 518 м шахтне поле розкрито за допомогою трьох польових уклонів, розташованих в підосві пл. k_8 .

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

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

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

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

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

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

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

Згідно п. 3 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1МКД 90, до складу якого входять [4]:

- вузькозахватний комбайн КА 90;
- механізоване кріплення 1КД 90;
- скребковий конвеєр СПЦ 162-09;
- кріплення сполучень КСД 90;
- скребковий перевантажувач – ПТК 3У;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [9]:

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

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

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

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

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

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

R_t – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [4].

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

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

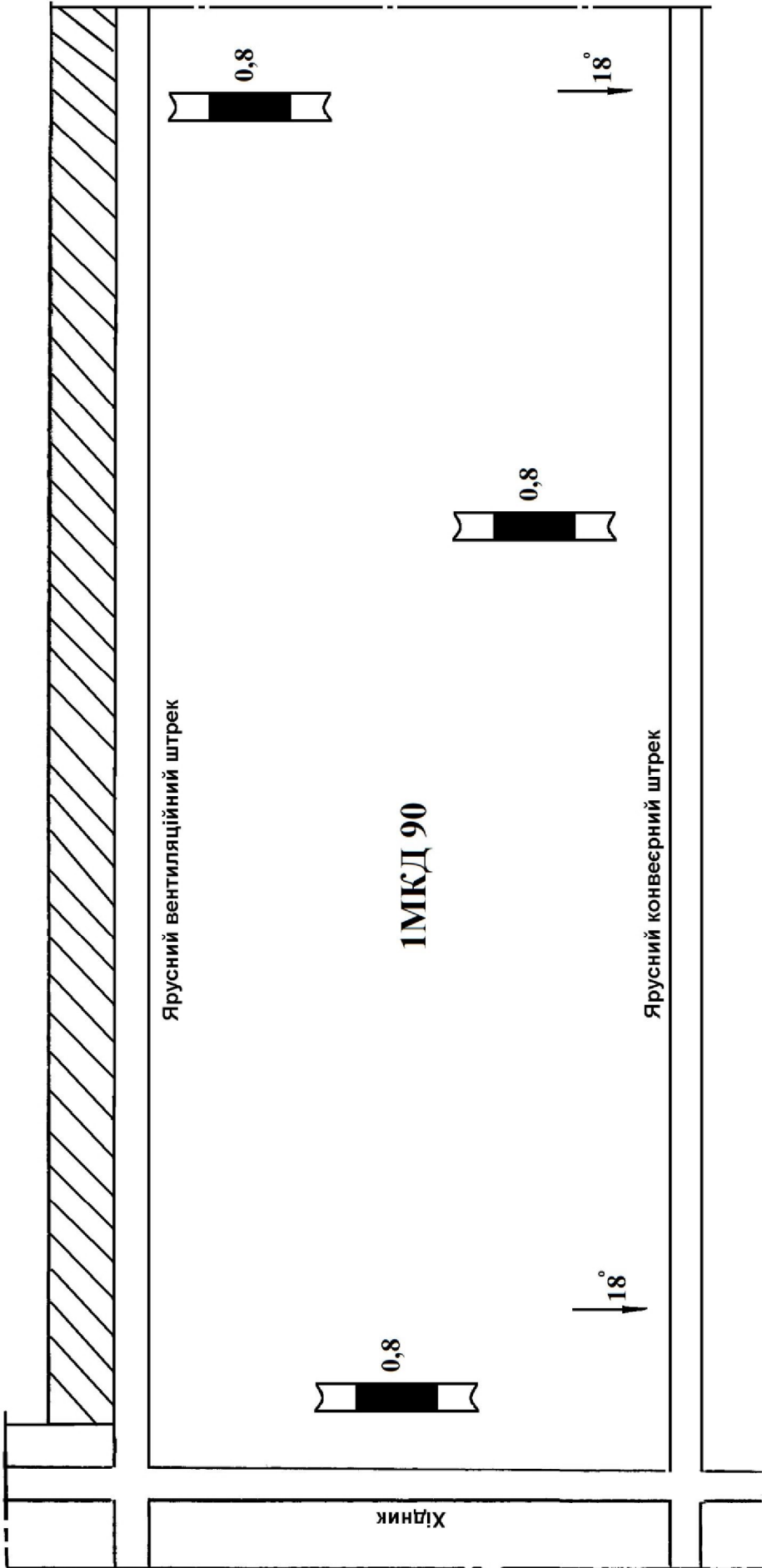


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

Кріплення брівки здійснюється металевими стійками типу СУГМ і дерев'яними верхняками [9].

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

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

2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

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

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

- обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення попереду лави на відстані 40 м;
- встановлення скріплюючих скоб та міжрамних стяжок, поламаних в результаті посилення гірничого тиску;
- заміна деформованих ремонтин в зоні опорного гірського тиску попереду лави на відстані 40 м;
- перенастройка маслостанції СНТ-32 на підвищений тиск емульсії для збільшення несучою здібності секції кріплення;
- забезпечення запасу емульсії для гідросистеми механізованого кріплення 1КД 90;
- пересування секцій кріплення вслід за комбайном проводити з відставанням не більш 0,2-0,3 м;
- пересування секцій кріплення проводити з попереднім підпором верхніх перекриттів без відриву від покрівлі пласта;
- забезпечення необхідного запасу лісних матеріалів для посилення кріплення (дерев'яні стійки $l = 3,7$ м, $d = 0,18-0,20$ м).

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_{\pi}}, \quad (2.28)$$

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

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 650}{60} = 32,5.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в квершлагах [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_{\text{н}}}, \quad (2.29)$$

$$k = \frac{650}{60} = 10,8.$$

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття в уклоні з табличним значенням коефіцієнту [9], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони не забезпечує допустимий ступінь підняття підосви, тому що $k = 32,5 > k_{\text{т}} = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підосви приймаємо прорізку в підосві розвантажувальних щілин.

Параметри технології:

- глибина щілини – 1,8 м;
- кількість рядів щілин по ширині виробки – 2;
- відстань між рядами щілин – 2 м.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

Організацію очисних робіт і основні техніко-економічні показники розраховуємо в спеціальній частині проекту.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення конвеєрного штрека пласта 6

Згідно рекомендаціям [12, 13] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити уступним вибоєм, так як це дозволить вести попутне видобування вугілля і знизити його зольність.

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

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

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

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВД-2,5-600 та на платформах шахтних ПТО 600-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії 600 мм, рейки Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.30)$$

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

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

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

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

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

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

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.31)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h^k) \cdot \text{tg } \alpha, \text{ м}, \quad (2.32)$$

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

h^k – висота конвеєра, м;

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

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

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

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

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

$$h_B = h_6 + h_p, \text{ м,} \quad (2.34)$$

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

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

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

Визначимо радіус дуги стійки:

$$R = \sqrt{(h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 + (v_{\text{л}} + c_1)^2}, \text{ м,} \quad (2.35)$$

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

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

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

$$v_{\text{л}} = \frac{(B + \Delta v_c + c_1) + (h + h_B - h_0)^2 - (h_{\text{л}} + h_6 + \Delta h_{\text{л}} - h_0)^2 - c_1^2}{2 \cdot (B + \Delta v_c + 2 \cdot c_1)}, \text{ м,} \quad (2.36)$$

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

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

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

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_0} + h_{\text{фл}}, \text{ м,} \quad (2.37)$$

де β_0 – центральний кут дуги стійки, град;

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

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

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

$$h_{\text{ц}} = h_0 + c_1 \cdot \operatorname{tg} \beta_0, \text{ м;} \quad (2.38)$$

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot \beta_0, \text{ град;} \quad (2.39)$$

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

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot 49^\circ = 82^\circ.$$

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_1), \text{ м;} \quad (2.40)$$

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}}, \text{ м,} \quad (2.41)$$

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

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_0 - h_0) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.42)$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S_{\text{св}}^1, \text{ м}^2; \quad (2.43)$$

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{н}} = S_{\text{св}}^1 + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}), \text{ м}^2, \quad (2.44)$$

де P – периметр виробки у світлі, м^2 ;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_b) + B_1, \text{ м}, \quad (2.45)$$

де R – радіус дуги стояка, м ;

r – радіус дуги верхняка, м ;

h_c – довжина прямої частини стояка, м ;

h_b – товщина баласту, м ;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м ;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м ;

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

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

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

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.46)$$

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

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

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

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [17].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.47)$$

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

$$U = k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s^1 \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.48)$$

де k_{α} – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_{θ} – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^1 – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.49)$$

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;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.50)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

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

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм}, \quad (2.51)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 287 + (560 \cdot 0,4 + 800 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 649 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.52)$$

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

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

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

Встановлюємо одну стійку посилення під кожну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{yc} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм,} \quad (2.53)$$

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

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

Остаточо приймаємо кріплення металеве податливе арочне п'ятиланкове КМП-А5 з спецпрофілю СВП-22 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо під кожну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [18] і вносимо в табл. 2.3.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.54)$$

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

Таблиця 2.3 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чел.-змін на 1 м	Потрібна кількість чел.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном П 110	м	0,45	0,86	0,39	2	2,54	5,08		247,47	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,77	1,54	205,50	83,07	
прохідник V розряду					2	1,77	3,54	186,48	164,40	

k – коефіцієнт за збірником;

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

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.55)$$

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

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

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

$$Q_{3м} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \quad (2.56)$$

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{3м} = \frac{Q}{Q_{3м}}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.57)$$

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядах професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

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

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,77 \text{ чол. – зм;} \quad (2.58)$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{3м} - 1)}{Q}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.59)$$

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

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

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	П 110	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточну приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.60)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розробка графіку організації робіт

Розробку графіку проводимо згідно з [19]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.5.

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

Доставка вугілля по лаві пласта ℓ_6 здійснюється скребковим конвеєром СПЦ 162-09, що входить до складу комплексу 1МКД 90.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [19]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.61)$$

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [19]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [19]);

$$Q_p = \frac{860 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 122 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.62)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [19] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині

Таблиця 2.5 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
Підготовчо-заключні операції			4		129		25,8	§ 2, табл. 50
Учення дрібних несправностей			4		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Керування комбайном	м	1	2	$170,44 \cdot 1 = 170,44$	$170,44 \cdot 2 = 340,9$	$85,22 \cdot 1 = 85,22$	$85,22 \cdot 2 = 170,44$	§ 2, табл. 51
Відведення і проробки виконавчого органу, огляд комбайну, заливка масла	м	1	2	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 2 = 21,4$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 2 = 15,4$	§ 2, табл. 51
Огляд та заміна зубків, підтягування кабелю і шланга зрошення	м	1	2	$12,55 \cdot 1 = 12,55$	$12,55 \cdot 2 = 25,1$	$7,11 \cdot 1 = 7,11$	$7,11 \cdot 2 = 14,2$	§ 2, табл. 51
Розбивка великих шматків породи, підкидка гірничої маси до вантажного органу та зачистка ґрунту	м	1	1	$73,52 \cdot 1 = 73,52$	$73,52 \cdot 2 = 147,0$	$36,76 \cdot 1 = 36,76$	$36,76 \cdot 2 = 73,5$	§ 2, табл. 51
Розштовбування перевантажувача та натяжної головки конвеєру	м	1	1	$21,64 \cdot 1 = 21,64$	$21,64 \cdot 2 = 43,3$	$10,82 \cdot 1 = 10,82$	$10,82 \cdot 2 = 21,6$	§ 2, табл. 51
Перевірка напрямку виробки	м	1	2	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 2 = 12,6$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 2 = 5,8$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1	2-4	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 2 = 290,2$	145,1	290,2	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	1	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 2 = 139,2$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 \cdot 3 = 84$	§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	1	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 2 = 7,1$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	1	2-4	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 2 = 88,5$	-	$132,81 / 4 = 33,2$	§ 3,4, табл. 132
Усього				810	1620			

$L = 1550$ м і кути нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 122 < Q_t = 450$ т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.4.

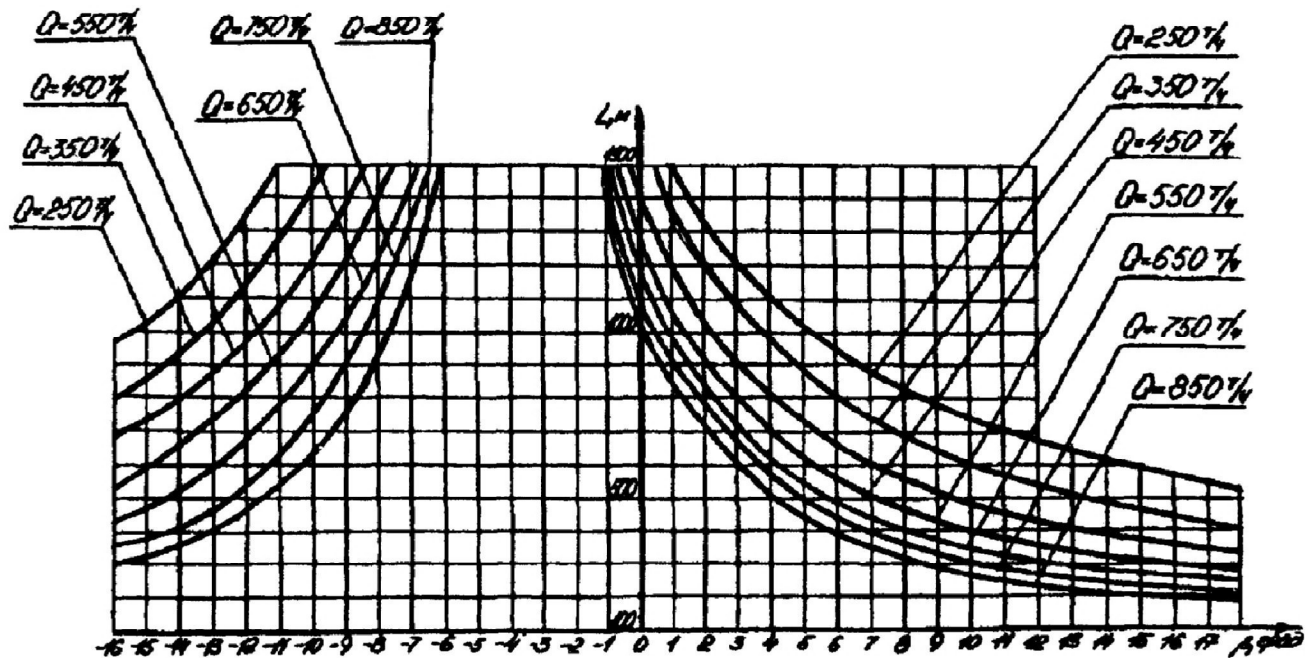


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ 162-09 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК 3У, що входить до складу мехкомплексу 1МКД 90 [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.77:

$$Q_p = 122 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

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

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

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Розробляємий пласт – ℓ_6 , спосіб підготовки пласта – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав в панелі – 2; кількість підготовчих вибоїв в панелі – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1МКД 90; навантаження на лаву

– 860 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [22], приймаємо схему провітрювання виймальних ділянок типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. ℓ_6

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{дл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.69)$$

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

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

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

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

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

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

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 2,85}{1 - 0,05} = 240 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{240 \cdot 1,25}{1,5} = 200 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.71)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 15 \cdot 1,25 = 112 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.72)$$

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

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 1,9 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 228 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.73)$$

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

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

$$228 > 60 \cdot 1,9 \cdot 0,25 \cdot 1,25 = 36 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.74)$$

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

$$228 < 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,25 = 570 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

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

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

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.75)$$

$$Q_{\text{діл}} = 240 \leq 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,5 = 684 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

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

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.76)$$

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

$$240 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

Остаточно приймаємо $Q_{\text{діл}} = 240 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.3 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.77)$$

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]);

$$A_{\text{max}} = 560 \cdot 2,8^{-1,67} \cdot \left[\frac{684 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1883 \text{ т/добу}.$$

2.4.4.4 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пл. ℓ_6

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.78)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.79)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_o) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.80)$$

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, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_o), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.81)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, т/хв. (приймаємо по табл. 3.3 [22]);
 k_{Ty} – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{Ty} = a \cdot T_y^b, \quad (2.82)$$

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.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.83)$$

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

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

$$k_{Ty} = 0,118 \cdot 5,4^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (9,8 - 4,5) = 1,1 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 7,2 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,98 = 1,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{пов 2}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 7,2 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,13 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{п}} = 1,4 + 1,1 = 2,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{з.п}} = 0,6 + 1,1 = 1,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.4.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. 6

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{з.п}}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.84)$$

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot 1,7}{1 - 0,05} = 179 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\text{з.п}} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.85)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.86)$$

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

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

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.87)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.88)$$

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 2,5 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 263 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{чол.н}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.89)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.90)$$

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

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.91)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}1} = 500$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр}1} = 1,19$;

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [21]); довжина ділянки трубопроводу $l_{\text{тр}2} = 1000$ м, діаметр $d_{\text{тр}} = 0,8$ м, $k_{\text{ут.тр}2} = 1,03$;

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,19 \cdot 1,03 = 1,22;$$

$$Q_{\text{п}} = 263 \geq 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.3 Вибір засобів провітрювання штреку пл. №6

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр.к}} \cdot (l_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.92)$$

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

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

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

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

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

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 9,3 \text{ к}\mu.$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_{\text{р}} = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.93)$$

$$Q_p = 250 \cdot 1,22 = 305 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.94)$$

$$h_p = 5,1^2 \cdot 9,3 \cdot \left(\frac{0,59}{1,22} + 0,41 \right)^2 = 202 \text{ даПа.}$$

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

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

$Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{\text{ут.тр}}$	1,1	1,14	1,17	1,2
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,2	3,4	4,7	6,0
$h_p, \text{ даПа}$	63	113	184	260

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

З побудови видно що $Q_\phi = 5,3 \text{ м}^3/\text{с} = 318 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_\phi = 215 \text{ даПа}$.

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_\phi}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_\phi, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.95)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{215}{9,3}} - 0,69 \cdot 5,3 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_\phi \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.96)$$

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

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 318 \cdot 1,1 = 500 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

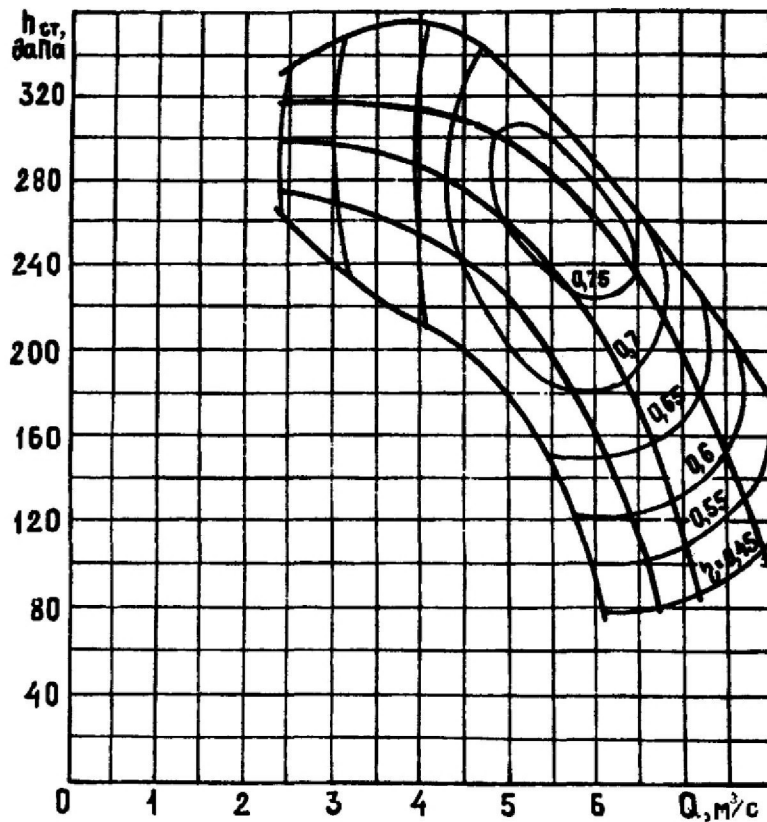


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора VM-6 та вентиляційного трубопроводу

2.4.5 Енергопостачання ділянки

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

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

Для місцевого та дистанційного керування електроспоживачів ділянки і для захисту їх від струмів короткого замикання, а також безупинного контролю за заземленням обираємо пересувну станцію керування вибухобезпечну СУВ 350-660, яка має у своєму складі 4 виводи на 63 А (контактор КТУ 2А) та 3 виводи на 250 А (контактор КТУ 4А).

Живлення трансформаторної підстанції здійснюється за допомогою кабелю типу СБН. У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЕШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.7.

У підземних виробках улаштована загальна мережа заземлення. Заземленню підлягають металеві частини електротехнічних пристроїв, що нормально не перебувають під напругою, але які можуть опинитися під напругою у разі пошкодження ізоляції, а також трубопроводи, сигнальні троси та ін., розміщені у виробках, в яких є електричні установки та проводки. Заземлювальна мережа створена

Таблиця 2.7 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт	
1	Комбайн КА 90	1ЭКВ3,5-200	1	200	
2	Скребокний конвеєр СПЦ 162-09	2ЭДКОФВ250В4	2	$2 \times 110 = 220$	
3	ВСП	АИУМ.225.М4	2	$2 \times 55 = 110$	
4	Перевантажувач ПТК-3У	2ЭДКОФВ250В4	2	$2 \times 55 = 110$	
5	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
6	Насосна станції СНТ-32	АИУМ.225.М4	1	55	= 58
		АИУМ.112.М2	1	3	
7	НУМС 30	ЭДКОФ 87-4	1	55	
8	Компресор	ЭДКОФ 87-4	1	55	
9	ЛВД 24	ВАО 72-4	1	30	

шляхом безупинного електричного з'єднання між собою усіх металевих оболонок та жил, що заземлюють, незалежно від величини напруги, із приєднанням їх до головного та місцевого заземлювача.

Головний заземлювач у шахті влаштований в зумпфі допоміжного стовбура гор. 612 м. В якості заземлювача використовуємо сталеву смугу шириною 40 см та довжиною 2,5 м. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в водозбірнику гор. 270 м.

Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці в уклоні. Воно виконано зі сталеві смуги площею $0,6 \text{ м}^2$, товщиною 3 мм і довжиною 3 м та шириною 20 см. Заземлювач укладається горизонтально на дно канавки на "подушку" товщиною 50 мм з піску або дрібних кусків породи і зверху засипається шаром у 150 мм з такого ж матеріалу.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільчого 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 162-09, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайну КА 90 і забійного конвеєру СПЦ 162-09 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

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

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

2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Боротьба з пилом.

1. На шахті здійснюється заходи щодо запилювання повітря відповідно до

Інструкції з комплексного знепилювання повітря.

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

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

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

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

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

7. Під час виробничих процесів, що супроводжуються утворенням або виділенням пилу повинен здійснюватися контроль його концентрації відповідно до Інструкції з виміру концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

Контроль за станом рудникової атмосфери.

1. Вентиляційний план шахти складає начальник дільниці ВТБ.

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

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

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

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

2.6 Спеціальна частина проекту. Обґрунтування раціональної технологічної схеми очисних робіт пл. ℓ_6

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.

Метою основної частини даного проекту є обґрунтування раціональної технологічної схеми очисних робіт пл. ℓ_6 , яка забезпечить безпеку робіт, найбільше навантаження на очисний вибій та мінімальні економічні витрати.

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.

2.6.1 Вибір типу та типорозміру механізованого комплексу

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [4] в залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та інш. (див. п. 2.2.1.1).

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 1КМ 103М з комбайном 1К 103М;
- 1МКД 90 з комбайном КА 90;
- 1МК 98С зі стругом СО 75.

Перевіримо можливість застосування комплексів з урахуванням коливаючості потужності пласта [2].

Разраховуємо припустиму мінімальну конструктивну висоту кріплення:

$$H_{\min} = m_b - h_3 - \Theta, \text{ мм}, \quad (2.101)$$

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;

$$h_3 = 100 \cdot \alpha \cdot m_b \cdot \ell, \text{ мм}, \quad (2.102)$$

де α – коефіцієнт, що враховує клас порід покрівлі по обвалюванню ДонВУГІ, 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.

Перевіримо можливість застосування комплексу 1МК-98С:

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

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

$H_{k \min} 800 \text{ мм} < H_{\min} 838 \text{ мм}$, тому механізований комплекс 1МК-98С можна застосовувати в даних умовах без присічки бічних порід.

2.6.2 Розрахунок навантаження на лаву

Розрахунок нормативного навантаження на лаву робимо на ПЕОМ по програмі, розробленої на кафедрі гірництва.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.4-2.7) навантаження на лаву складе:

- на комплекс 1КМ 103М з комбайном 1К 103М – 652 т/добу;
- на комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 – 727 т/добу;
- на комплекс 1МК 98С зі стругом СО 75 – 555 т/добу.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПЕОМ по програмі.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 3.4) навантаження на лаву складе:

- на комплекс 1КМ 103М з комбайном 1К 103М – 774 т/добу;
- на комплекс 1МКД 90 з комбайном КА 90 – 860 т/добу;

- на комплекс 1МК 98С зі стругом СО 75 – 610 т/добу.

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

2.6.3 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.

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.103)$$

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

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

$$D_{\text{міс}} = 774 \cdot 25 = 19350 \text{ т}.$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.104)$$

де $L_{\text{к}}$ – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1,4 \cdot 0,98 = 172 \text{ т}.$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок,} \quad (2.105)$$

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:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.106)$$

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. 2.8 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.107)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.108)$$

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

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

$$K_{ц} = \frac{550}{172} = 3,2;$$

$$T_k = \frac{13,0}{3,2} = 4,07 \text{ чол.-змін.}$$

Таблиця 2.8 – 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 зарплати, грн	Обґрун- тування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коэф.	встанов- лена					
Вімірка вугілля комплексом, т	13,0	605	0,9	550	172				3, т. 7, 15в
МГВМ 6р.						0,45	482,58	37,72	
ГРОВ 5р.						3,62	456,35	261,07	
Зведення органних рядів, ст.		85	1	85	11	0,13	456,35	9,38	39, т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	456,35	1,44	41, т74,2а
Разом						4,82		352,88	

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_u}, \text{ чол.-змін;} \quad (2.109)$$

$$T_m = \frac{1}{3,2} = 0,45 \text{ чол. – змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін;} \quad (2.110)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 4,07 - 0,45 = 3,62 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_u}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін,} \quad (2.111)$$

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

$$N_k = \frac{172}{4,82} = 35,6 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_u}, \text{ грн/т,} \quad (2.112)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{352,88}{172} = 2,05 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_j = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.,} \quad (2.113)$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{774}{42,9 \cdot 1,08} = 21 \text{ чол.}$$

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 774 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. 2.9.

Таблиця 2.9 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{\text{ор}}$, чол.-годин		Обгрунтування	
			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	КСШ 5А	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:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.114)$$

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

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

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

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

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 7 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.115)$$

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:

$$П_{в} = \frac{A_{доб}}{Ч_{я}}, \text{ т/вих}, \quad (2.116)$$

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

$$П_в = \frac{774}{34} = 22,7 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$П_{міс} = \frac{A_{міс}}{Ч_{об}}, \text{ т/міс,} \quad (2.117)$$

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

$$П_{міс} = \frac{19350}{53} = 365 \text{ т/міс.}$$

Планова собівартість 1 т вугілля по ділянці 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 по програмі (див. листинг 2.8).

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$Д_{міс} = 860 \cdot 25 = 21500 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$Д_к = 200 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1,4 \cdot 0,98 = 172 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

Викладення дерев'яних кострів:

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

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.10 згідно з [10].

Коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{688}{172} = 4;$$

Нормативна трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{6,9}{4} = 1,75 \text{ чол - змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{1,75} = 0,34 \text{ чол - змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,35 - 0,34 = 2,01 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{172}{3,33} = 62,2 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{244,30}{172} = 1,42 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{860}{62,2 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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 860 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

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

Таблиця 2.10 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої, оснащеному комплексом ІМКД 90

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудо-місткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунтування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коеф.	встановлена					
Виймка вугілля комплексом, т	6,9	764	0,9	688	172				3, т.7,17в
МГВМ 6р.						0,34	482,58	30,83	
ГРОВ 5р.						2,01	456,35	159,38	
Зведення органічних рідів, ст.		85	1	85	11	0,13	456,35	9,38	39, т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	456,35	1,44	41, т74,2а
Разом						3,33		244,30	

- 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. 2.11.

Таблиця 2.11 – 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 162-09	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	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:

$$П_{в} = \frac{860}{33} = 26,1 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$П_{міс} = \frac{21500}{52} = 413 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПЕОМ по програмі (див. листинг 2.9).

2.6.3.3 Основні техніко-економічні показники роботи очисного вибою, оснащеного комплексом 1МК-98С зі стругом СО 75

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$Д_{міс} = 610 \cdot 25 = 15250 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля стругом:

$$Д_{с} = 200 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1,4 \cdot 0,98 = 172 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

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

Викладення дерев'яних кострів:

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

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.12 згідно з [10].

Коефіцієнт циклічності;

$$K_{\text{ц}} = \frac{636}{172} = 3,7;$$

Нормативна трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{8,2}{3,7} = 2,4 \text{ чол - змін.}$$

Трудомісткість оператора стругової установки:

$$T_m = \frac{1}{3,7} = 0,27 \text{ чол - змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,4 - 0,27 = 2,13 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{172}{4,17} = 41,2 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{305,65}{172} = 1,78 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{610}{49,6 \cdot 1,08} = 21 \text{ чол.}$$

Таблиця 2.12 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої, оснащеному комплексом ІМК-98С

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудо-міст-кість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунтування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коеф.	встановлена					
Виймка вугілля комплексом, т	8,2	707	0,9	636	172				3, т.7,15в
МГВМ бр.						0,42	482,58	35,20	
ГРОВ 5р.						3,0	456,35	216,36	
Зведення органных рядів, ст.		85	1	85	11	0,13	456,35	9,38	39,т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	456,35	1,44	41,т74,2а
Разом						4,17		305,65	

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

1. Для комплексу 1МК-98С і планового видобутку 610 т/добу таблична норма часу складе 46,8 чол.-годин (табл. 1, п 3 б);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - ступінь стійкості бічних порід – 0,85;
3. скоректована таблична норма часу складе: 40;
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 6 чол.-год, або 1 чол.-зм.;
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе 40 – 6 = 34 чол – год, або 6 чол – зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T _{ор} , чол.-годин		Обгрунтування	
			на од.	на все		
в лаві						
Стругова установка	СО 75	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т.9	
Мехкріплення	1МК-98С	150	17,9	2685		
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342		
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183		
Коефіцієнти				1,1		
Усього				8926		
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				14125		

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{\text{ч}} = 14125 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 6,1 \text{ чол. – змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

Обліковий склад:

- робітників-відрядників:

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

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

- електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 6 \cdot 1,42 = 9 \text{ чол.}$$

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:

$$П_{в} = \frac{610}{33} = 18,5 \text{ т/вих.}$$

Продуктивність праці робітника за місяць:

$$П_{міс} = \frac{15250}{52} = 293 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості вугілля робимо на ПЕОМ по програмі (див. листинг 2.10).

Результати вищеприведених розрахунків зведемо в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Таблиця порівняння технологічних схем

№ п/п	Назва показника	Варіанти		
		1	2	3
1	Режим роботи ділянки	1 зміна – ремонтно-підготовча; інші – з видобутку		
2	Кількість робочих днів на місяць	25	25	25
3	Тип виймального комплексу:	1КМ 103М	1МКД 90	1МК-98С
4	тип комбайну (струга)	1К 103М	КА 90	СО 75
5	тип кріплення	МК 103	1КД 90	1МК-98С
6	тип конвеєру	СП 202	СПЦ 162	СП 202
7	Навантаження на лаву:			
8	добове, т	774	860	610
9	місячне, т	19350	21500	15250
10	Кількість циклів за добу	4,5	5	3,5
11	Посування вибою:			
12	добове, м	3,6	4,0	2,8
13	місячне, м	90	100	70
14	Кількість робітників:			
15	явочна, чол.	34	33	33
16	облікова, чол.	53	52	52
17	Продуктивність праці робітників:			
18	на вихід, т	22,7	26,1	18,5
19	на місяць, т	365	413	293
20	Собівартість вугілля, грн./т:	72,04	67,54	69,35
21	Собівартість вугілля, %	107	100	103

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 заміщення вугілля породою від підривки покрівлі та підошви.

Крім вищеназваних переваг навантаження на цей комплекс більше, ніж на інші.