

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

В адміністративному відношенні оцінювана площа ділянки розташована в Павлоградському районі Дніпропетровської області України. В промисловому відношенні надра належать ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

Безпосередньо на оцінюваній площі населених пунктів немає, а в 8 км на північний захід знаходиться адміністративний центр м. Павлоград.

Електропостачання здійснюється від Придніпровської та Кураховської ГРЕС через Павлоградську та Терновську електростанції.

Водопостачання шахти здійснюється за рахунок Павлоградського водозабору, розташованого на відстані 10 км від шахти, де гідрогеологічні свердловини облаштовані на алювіальних і київсько-бучакських пісках. Підземні води хорошої якості і відповідають вимогам ДСТУ.

Вугілля направляється на ГРЕС в якості енергетичного палива.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові ділянки приймає участь комплекс осадових порід палеозоя (кам'яновугільні відкладення) і кайнозоя (палеогенові, неогенові і четвертинні відкладення).

Кам'яновугільні відкладення представлені нижнім відділом, світою C_1^3 (самарською), до якої приурочені оцінюємі пласти.

Вугленосна свита C_1^3 складена чергуючимися шарами різної потужності пісковиків, алевролітів і аргілітів з пластами вугілля та вуглястих порід, рідше вапняків. Основним маркуючим горизонтом являється вапняк C_1 . В нижній частині самарської світи зустрічаються малопотужні не маркуючі вапняки.

Вугленосна товща в межах ділянки має переважно глинястий склад (алевроліти і аргіліти) з підпорядковим розвитком пісковиків.

Алевроліт складений обломочними зернами і цементом, причому співвідношення між ними змінюється в широких межах. Мінеральний склад наступний: кварц – переважно, в менших кількостях зустрічаються: мусковіт, біотит, хлорит, польові шпаті, з рудних – ільменіт, лейкоксен, магнетит, пірит, а також зустрічаються гідроокисли заліза, рутія, андалузит і карбонати.

В складі аргілітів переважають глинясті мінерали, рідко зустрічаються кварц, кальцій, чешуйки мусковіта и хлорита. Глинясті мінерали, що входять до складу аргілітів – каолінит, галлуазит (рідко), монотерміт.

За мінеральним складом вапняки неоднородні і складені в основному кальцитом, анкеритом, доломітом и сидеритом.

1.1.2.2 Тектоніка

В структурному відношенні оцінювана площа примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і простягається уздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Згідно тектонічній схемі оцінювана площа приурочена до північно-східної частини Самарського горста, безпосередньо примикає до Богданівського і Вербського скидам з південного заходу і частково до Павлоградсько-В'язівського скиду з південного сходу. Заскидова частина шахтного поля безпосередньо примикає до Південно-Терновського скиду і частково до Павлоградсько-В'язівського скиду.

Площа шахтного поля характеризується, в основному, спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід в північному і північно-східному напрямку під кутом 3-4°. Похиле залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень типу скидів, що поєднуються з пологими структурами плікативного типу. Плікативні форми дислокації з амплітудами підняття порядку перших метрів відзначаються в центральній і південній частинах поля. Однак, в цілому на шахтному полі плікативні порушення носять підлеглий характер.

З розривних форм дислокацій слід зазначити найбільш крупні скиди: Богданівський, Південно-Терновський і Павлоградсько-В'язівський, Терновський. До них приєднуються більш дрібні їх відгалуження також скидного типу.

Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, згідне з простяганням кам'яновугільної товщі, кути падіння круті і складають, як правило, 50-60°. Амплітуда зміщення порід в межах шахтного поля змінюється від 10 до 280 м.

Оцінювана ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що в значній мірі ускладнює вивчення її тектонічної будови.

Площа ділянки (засбросова частина) характеризується в основному спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід в північному та північно-східному напрямку під кутом 1-3°, збільшується у зон тектонічних порушень до 4-5°.

Геологорозвідувальними роботами в межах ділянки виявлено 7 тектонічних порушень: Павлоградсько-В'язівський, Південно-Терновський скиди, скиди № 11, 12, 13, 17 і 18.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність ділянки приурочена до відкладень Самарської світи S_1^3 візейського ярусу нижнього карбону. Товща порід, що містить вугільні пласти, заключена між вапняком S_1 і вугільним пластом c_2 . У ній міститься до 40 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої потужності досягає 15 пластів, а промислове значення мають 8 пластів: c_9 , c_8^B , c_8^H , c_7^H , c_6^H , c_5 , c_4^H і c_1 .

Вугільні пласти залягають на глибині 100-400 м. За потужністю вони відносяться до тонких і дуже тонких і мають як просту, так і складну будову.

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від – до середня	Від – до середня			
c ₆ ^н	<u>1,00 - 1,20</u> 1,10	<u>1,00 - 1,20</u> 1,10	28	проста	невитриманий
c ₅	<u>1,00 - 1,40</u> 1,20	<u>1,00 - 1,40</u> 1,20		30	проста
c ₄ ^н	<u>0,75 - 0,85</u> 0,80	<u>0,75 - 0,85</u> 0,80	35		проста
c ₁	<u>0,70 - 0,90</u> 0,80	<u>0,70 - 0,90</u> 0,80			проста

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 8180-75 вугілля родовища відноситься до кам'яного. 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 $Q_B^{daf}, \text{ккал/кг}$	
c ₆ ^н	8,8	2,9	2,10	42,2	5520	Г, ДГ
c ₅	8,1	2,8	1,91	42,6	5580	Г, ДГ
c ₄ ^н	8,9	2,6	1,93	44,4	5050	Г, ДГ
c ₁	10,1	2,7	1,71	41,3	5550	Г, ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Площа ділянки розташована в поймі р. Самари.

Склад шахтних вод відрізняється значною строкатістю хімічного складу і мінералізації і знаходиться в прямому зв'язку з геолого-структурним фактором, що визначає вихід пластів, що розробляються під обводнені бучакського піски.

У шахті формуються хлоридно-сульфатно-натрієво-кальцієві води з мінералізацією від 3,8 до 10,0 г/л. Це слаболужні, дуже жорсткі води. Величина загаль-

ної жорсткості досягає від 29 до 40 мг/екв-л. У технічному відношенні води спінуючи, з дуже великою кількістю твердих котлових утворень, по відношенню до металу – корозійні. До не сульфатостійких цементів вони володіють сульфатною агресивністю.

Безпосередньо в обводнюванні гірничих виробок на шахті беруть участь пласти і пісковики карбону. Величина припливу води до гірничих виробок залежить від особливостей геологічної будови шахтного поля, зокрема, від виходу вугільних пластів під обводнені бучакського піски, від площі виробленого простору, черговості розробки вугільних пластів та інших факторів.

Фактичний приплив води складає:

нормальний – 1000 м³/годину;

максимальний – 1300 м³/годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Метанова зона для всіх пластів знаходиться на глибині 130-150 м від земної поверхні. При цьому пл. с₉ повністю знаходиться в зоні газового вивітрювання. Газоносність інших пластів не перевищує 5 м³/тсбм. Таким чином, шахтне поле в цілому характеризується порівняно сприятливою газовою обстановкою. Категорія шахти за газом – 3.

Геотермічний градієнт складає від 2,1 до 4,2 град/100 м при середніх значеннях відповідно 32,9 м/град і 3,1 град/100 м. Температура гірських порід в межах ведення гірничих робіт складає 16-17°C.

Вміщуючі породи характеризуються підвищеним вмістом вільного двоокису кремню і є силікозонебезпечними.

Шахта небезпечна за вибуховістю вугільного пилу, пласти не схильні до мозаймання.

Основні відомості про бічні породи вугільних пластів наведені у 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 ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ
с ₆ ^н	алевроліт	8,0	7	Б ₄	аргіліт	6,0	6	А ₂	аргіліт	4	6	П ₃
с ₅	аргіліт	4,0	6	Б ₄	алевроліт	9,0	6	А ₂	алевроліт	9,0	7	П ₃
с ₄ ^н	аргіліт	2,0	6	Б ₄	алевроліт	10,0	6	А ₂	аргіліт	0,25	3	П ₁
с ₁	алевроліт	6,4	7	Б ₄	пісковик	15,0	8	А ₃	алевроліт	6,0	7	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями поля шахти є:

по простяганню:

на заході – загальна границя з ш. "Західно-Донбаська";

на сході – загальна границя з ш. "Тернівська";

по повстанню на півдні – Павлоградсько-В'язівський скид;

по падінню на півночі – Богданівський скид.

Розміри шахтного поля:

по простяганню – 7,5 км;

по падінню – 3,2 км.

Загальна площа шахтного поля – 24 км².

Розміри ділянки шахтного поля, що приймається до проектування:

по простяганню – 7,5 км;

по падінню – 1,2 км.

Загальна площа ділянки складає 9 км².

Шахтне поле детально розвідано сіткою свердловин з інтервалом:

- по падінню – 300 м;

- по простяганню – 400 м.

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

Визначимо запаси шахтного поля способом середнього арифметичного, тому що кут падіння пласта у межах ділянки, що проектується, коливається не значно (2-3°) за формулою:

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

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

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{г}}$, м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т	Примітка
с ₆ ^н	9000000	1,10	1,24	12276	
с ₅	9000000	1,20	1,29	13932	
с ₄ ^н	9000000	0,80	1,43	10939	
с ₁	9000000	0,80	1,30	9360	
Разом				46507	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Витрати вугілля в цілику під проммайданчик не розраховуємо, тому що стовбури розташовано на відробленій частині шахтного поля ($\Pi_1 = 0$).

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

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

де l – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

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

Результати розрахунку зведемо в таблицю 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m, \text{ м}$	$H, \text{ м}$	$L, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\zeta, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$\Pi_2, \text{ т}$
втрати в цілику з ш. "Західно-Донбаська"							
c_6^H	1,10	300	3550	51	1200	1,24	41000
c_5	1,20	328	3650	56	1200	1,29	58000
c_4^H	0,80	358	3700	57	1200	1,43	39000
c_1	0,80	393	3780	60	1200	1,30	34000
втрати в цілику з ш. "Тернівська"							
c_6^H	1,10	300	3050	49	1200	1,24	37000
c_5	1,20	328	3100	54	1200	1,29	54000
c_4^H	0,80	358	3200	55	1200	1,43	35000
c_1	0,80	393	3280	58	1200	1,30	30000
Разом							328000

Визначимо проектні втрати біля Богданівського скиду:

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

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

l_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля біля Богданівського скиду

Індекс пласта	d_n , м	l_n , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
c_6^H	50	7500	1,10	1,24	230000
c_5	50	7500	1,20	1,29	260000
c_4^H	50	7500	0,80	1,43	160000
c_1	50	7500	0,80	1,30	140000
Разом					790000

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

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

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

$$\Pi_4 = [46507000 - (0 + 328000 + 790000)] \cdot 0,04 = 1815000 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

$$\Sigma \Pi = \frac{0 + 328000 + 790000 + 1815000}{46507000} \cdot 100 = 6,3 < 15 \%.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

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

$$Q_{\text{пр}} = 46507000 - (0 + 328000 + 790000 + 1815000) = 43574000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 43,6 \text{ млн. т.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків проекту оцінимо роботу шахти за останній рік.

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	1200000	1072200	89,4
2	Виробнича потужність	т	1000000	1072200	107,2
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	694	745	107,2
4	Кількість лав	шт	4	4	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	45	48,2	107,1
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	250	280	112,0
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	3130	3128	99,9
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	2568	2566	99,9
9	в тому числі ГРОВ	чол.	486	486	100,0
10	прохідників	чол.	438	438	100,0
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	10956,2	12998,4	118,6
12	робочих з видобутку	грн/міс	12129,4	14298,6	117,9
13	ГРОВ	грн/міс	14259,8	17268,5	121,1
14	прохідників	грн/міс	13856,8	16994,2	122,6
15	Зольність видобуваного вугілля	%	25,6	25,1	98,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	1742,5	1754,5	100,7

В дійсний час в роботі знаходяться пласти c_4^H та c_1 .

Підготовка шахтного поля – панельна. В якості системи розробки застосовується стовпова та комбінована системи.

В 2020 році в роботі знаходилося 4 лави, обладнані комплексами 1МКД 90 з комбайнами 1К 101У та комплексами "Ostroj" 70/125 з комбайном МВ-444Р і скребковим конвеєром CZK 225/642.

Підготовчі виробки проводяться комбайновим способом з застосуванням комбайнів КСП-32. Кріплення виробок здійснюється кріпленням типу КМП-А3 з шахтного спецпрофілю СВП та КШПУ-11,0 з додаванням анкерного ряду. Для буріння шпурів і встановлення анкерів в покрівлю виробки застосовується пневматичний анкероустановщик "SUPER TURBO BOLTER".

Транспорт вугілля з лав здійснюється за допомогою стрічкових конвеєрів. Використовуються конвеєра 1Л-80, 1Л-100У, 1ЛУ-120, 2Л-100У, 2ЛУ-120. Вугілля транспортується в пристовбурний бункер до завантажувальних пристроїв вугільних скипів головного стовбура.

Матеріали та обладнання доставляються за допомогою електровозів К-14 у вагонетках та площадках. По дільничним виробкам матеріали та обладнання транспортуються за допомогою лебідок ЛВ-25.

Транспортування людей по шахті здійснюється у людських вагонетках ВЛ-18 за допомогою електровозів АМ-8Д.

Як видно з табл. 2.1, практично всі фактичні техніко-економічні показники перевищують планові, але проектна потужність шахти ще не досягнута.

На основі аналізу технології ведення гірничих робіт та вищесказаного можна визначити наступні задачі проекту:

- досягти проектної річної виробничої потужності;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення виробничої потужності;
- вибрати раціональну систему розробки пластів;
- замінити застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- вибрати і обґрунтувати комплекс заходів щодо боротьби з пилом у лаві.

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

2.2.1 Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування

2.2.1.1 Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацювання

Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі гірництва. Результати розрахунку представлені на листингу 2.1.

Результати розрахунку:

основна покрівля	неважкозрушувана
безпосередня покрівля	стійка
"хибна" покрівля	не утворюється
підшва пласта	стійка
водоприток у лаву м ³ /год	< 1

2.2.1.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

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

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

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

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

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

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

- 1МКД 90 з комбайном КА 90;
- МДМ з комбайном 1К 103М;
- Oстроj з комбайном МВ-444Р.

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

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПЕОМ.

Відповідно до зроблених розрахунків (див. листинг 2.2) найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу Oстроj з комбайном МВ-444Р і складе 1840 т/добу. Тому для механізації очисних робіт приймаємо цей комплекс.

Розрахунок нормативного навантаження представлений на листингу 2.1 і складає 943 т/добу.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо в п. 2.4.4.

Для подальших розрахунків приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору, яке дорівнює 1840 т, кількість циклів за добу складає 8.

2.2.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

Визначимо оптимальний річний видобуток шахти по методиці проф. А.С.Малкіна [3]:

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

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

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

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

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

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

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

де $\psi_{\text{б}}$ – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$H_{\text{н.м}}$ – глибина нижньої границі шахтного поля, м.

$$k_{\text{глиб}} = 1 + \frac{200}{800} = 1,4;$$

$$k_{\text{н.о.в}} = \sqrt{0,8 \cdot 31500 \cdot \frac{0,95}{0,95}} = 1,2;$$

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

$$A_{\text{ш.р.}} = (2 + 1,2) \cdot \sqrt{16021 \cdot \frac{0,85}{0,85} \cdot 1,4} = 1330 \text{ тис.т.}$$

Приймаємо найближчу меншу типову проектну потужність шахти $A_{\text{ш.р}} = 1200$ тис. т.

Повний термін служби шахти:

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

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

$t_{\text{осв}}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{\text{шп}} = 1200$ тис. т $t_{\text{осв}} \leq 3$ роки);

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

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

$$T_{\text{розр}} = \frac{43574000}{1200000} = 36 \text{ років.}$$

$$T = 36 + 2 + 2 = 40 \text{ років.}$$

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

Виходячи з вельми пологого залягання пластів (до 3°) на шахті для їх відпрацювання прийнята панельна схема підготовки. Панельні штреки проводять по простяганню, а виймальні (збірні і бортові) проводять від панельних штреків у напрямку повстання і падіння. Відпрацювання пластів здійснюється довгими стовпами по повстанню і падінню.

Пласти попарно об'єднані між собою для спільного відпрацювання. Вугілля зі збірних штреків верхніх пластів намічено передати по вуглеспускних гезенках на конвеєри збірних штреків нижніх пластів, звідки на західному крилі шахтного поля вугілля через вуглеспускних гезенки надходить на конвеєр польового штреку гор. 190 м, а потім по похилому квершлягу в бункер у головного стовбура; на східному крилі вугілля надходить на панельний конвеєрний штрек і через гезенки на конвеєр гор. 190 м, а потім по тому ж похилому квершлягу в бункер головного стовбура.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1, рис. 2.1) і стовпова система розробки з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку до виробленого простору (варіант 2, рис. 2.2).

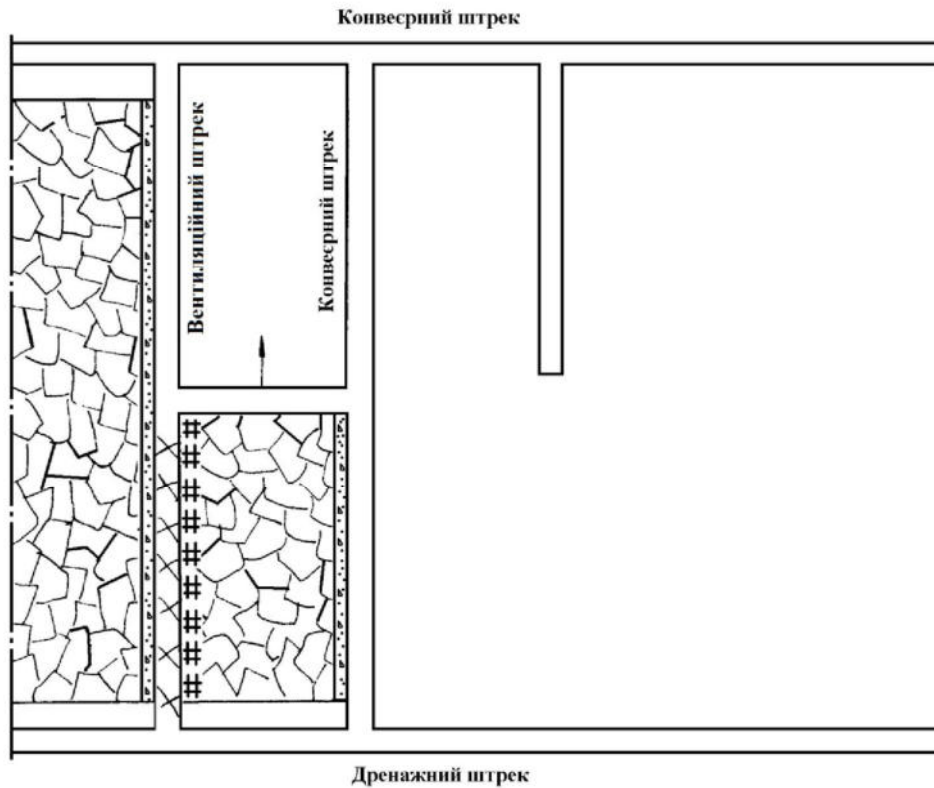


Рисунок 2.1 – Стовпова система розробки з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1)

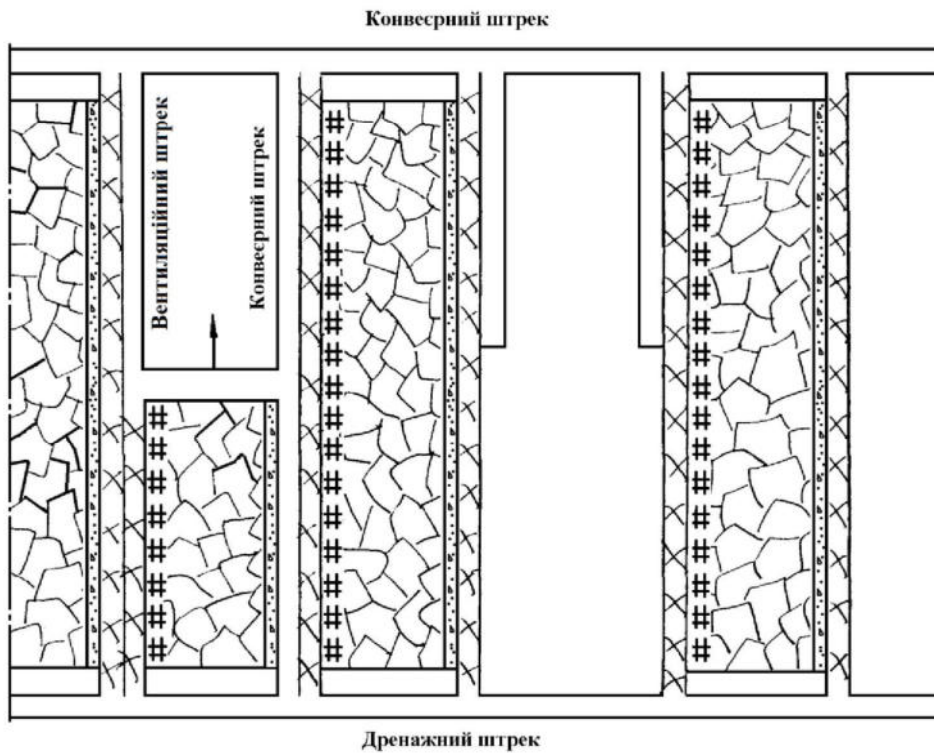


Рисунок 2.2 – Стовпова система розробки з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку до виробленого простору (варіант 2).

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.2).

Вартість транспортування вугілля, вартість очисних робіт та вартість водовідливних робіт не розраховуємо, тому що кількість запасів, механізація та водоприток в обох варіантах однакові.

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

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

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
Варіант 1	764600	1,60	100
Варіант 2	937800	1,95	122

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 22 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

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

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 8$, див. п. 2.2.2);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,8 \cdot 8 = 6,4 \text{ м/добу.}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

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

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

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

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 6,4 \cdot 0,95 = 1824 \text{ м/рік.}$$

Визначимо сумарну продуктивність пласту:

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

$$p = 1,05 \cdot 1,43 = 1,5 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пласту:

$$h_d = \frac{A_{\text{шп}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_d \cdot p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.10)$$

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

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

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

$$h_d = \frac{1200000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1824 \cdot 1,5 \cdot 0,95} = 810 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_d}, \text{ лав}, \quad (2.11)$$

де l_d – довжина лави ($l_d = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{810}{200} = 4,05 \text{ лави.}$$

Приймаємо 4 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

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

$$A_{\text{шп (max)}} = \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д,рiч}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рiк}, \quad (2.13)$$

$$A_{\text{шп (max)}} = 800 \cdot 1824 \cdot 1,43 \cdot 0,95 = 1394700 \text{ т/рiк.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{\text{шр(max)}}}{A_{\text{шр}}}; \quad (2.14)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{1394700}{1200000} = 1,16.$$

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{з.р.}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік}; \quad (2.15)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{1140}{1,16} = 1036 \text{ м/рік.}$$

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

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.16)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

$$T_{\text{підг}} = t_y + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} = \frac{H_{\text{гор}}}{V_y} + \frac{L_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.17)$$

де t_y , $t_{\text{ш}}$ та $t_{\text{р.п}}$ – час на проведення уклону, штреку і розрізної печі, міс.;

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

V_y , $V_{\text{ш}}$ та $V_{\text{р.п}}$ – швидкість проведення відповідно уклону, штреку і розрізного просіку, м/міс.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.18)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = V_y = V_{ш} = V_{рп}, \text{ м/міс}, \quad (2.19)$$

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

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot l_{л} + H_{гор}}{\frac{x}{V_{оч}} - (t_{пл} + t_{мон} + t_{рез})}, \text{ м/міс}; \quad (2.20)$$

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1200}{\frac{800}{1140} - (1 + 1 + 1)} = 300 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового стовпа швидкість проведення виробок повинна бути не менше 300 м/міс., причому підготовку нового стовпа необхідно почати, коли в діючому стовпі залишиться відробити 800 м.

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

Відповідно до зробленого розрахунку (див. листинг 2.3) 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:

$$Ш = k \cdot m, \text{ м}, \quad (2.21)$$

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

$$Ш = 1,2 \cdot 1,05 = 1,3 \text{ м}.$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta = b \cdot h_n, \text{ м}, \quad (2.22)$$

де b – коефіцієнт, що враховує міцність порід підшоши 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 транспортного штреку приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розраховуємо згідно з [7]:

$$V_{ц} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.23)$$

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

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покр}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.24)$$

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

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

$$V_{ц} = 30 + \frac{600 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{40 - 30}{30} \cdot 10 = 40 \text{ м.}$$

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Поле шахти розкрите центрально-здвоєними вертикальними стовбурами (клітьовим і скіповим). На горизонтях 140 м, 160 м, 190 м, 240 м, 280 м та 320 м споруджені приствольні двори.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

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

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

Схема розкриття, підготовки, система розробки пласту s_4 представлені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Головний стовбур обладнаний одноканатним двохскіповим підйомом для видачі вугілля в скіпах ємністю 9 т; підйомна машина двох барабанна типу 2Ц-4х1,8 з діаметром барабанів 4000 мм і шириною кожного 1800 мм. Для видачі породи в головному стовбурі обладнується одноканатний односкіпової підйом з противагою зі скипом ємністю 5,3 т. Підйомна машина – однобарабанна типу 2Ц-4х1,8 з діаметром барабана 4000 мм і шириною кожного 1800 мм.

Допоміжний ствол обладнаний двома одноканатними одноклітьових підйомами з противагами. На кожен підйом встановлега однобарабанна підйомна машина з розрізним барабаном типу ЦР-4х3, 2/0,6 з діаметром барабана 4000 мм і шириною 3200 мм. Обидві підйомні машини розташовуються в одній будівлі.

Перетини стовбурів зображені на листі № 1 графічної частини.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурні двори обладнані на гор. 140 м, 160 м, 190 м, 240 м, 280 м та 320 м біля вертикальних центрально-здвоєних стовбурів.

Пристовбурний двір гор. 320 м біля вертикальних центрально-здвоєних стовбурів має кругову схему відкатки в вагонетках ВГ-3,3 і призначений для обслуговування всього підземного господарства. Виробки двору розташовані в хрест простягання порід. В дворі пройдені камери насосної, електропідстанції, очікування, санвузла, складу ВМ, депо протипожежного потягу. Камери закріплені бетоном.

Насосна камера служить для установки не менше 3-х агрегатів головного водовідливу шахти. Вона розташована в безпосередній близькості від клітьового стовбура.

Центральна електропідстанція служить для прийому з поверхні і розподілу електроенергії між підземними споживачами.

Вугільна і породна розвантажувальні ями розташовуються на скіповій гілці, для чого передбачається її розширення, де проводять розвантаження вагонеток з відкидним дном.

Депо акумуляторних електровозів складається з 3-х зблокованих між собою камер: зарядної, перетворювальної підстанції і ремонтної майстерні.

Камера очікування служить для розміщення робітників, що очікують виїзду з шахти.

Камера медпункту – місце надання першої медичної допомоги підземним робітникам.

Депо протипожежного потягу призначено для розміщення в ньому протипожежного потягу і складу для зберігання інструменту, інвентарю і матеріалів для гасіння пожеж.

Камера для очистки зумпфа служить для періодичного видалення мілкового вугілля і породи, що просипаються в зумпф при роботі скіпового підйому.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пласта с₄^н

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 та управління покрівлею в очисному вибої пласта с₄^н

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

- вузькозахватний комбайн МВ-444Р;
- механізоване кріплення Ostroj 70/125;
- скребковий конвеєр SZK-225/642;
- кріплення сполучень УКС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

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

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою [7]:

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_T, \text{ МН/м}, \quad (2.27)$$

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

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

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

L_n – максимальна ширина привибиного 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 [2].

$$R = \frac{8,0 \cdot 0,025 \cdot (6 + 0,8)^2 \cdot 6}{2 \cdot [(6 - 1,1)^2 + 6]} = 0,7 \leq 2 \cdot 0,8 = 1,6 \text{ МН/м}.$$

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

Кріплення брівки здійснюється металевими стійками типу СУГМ і дерев'яними верхняками [8].

У 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 на спеціальних опорах кріплення сполучень.

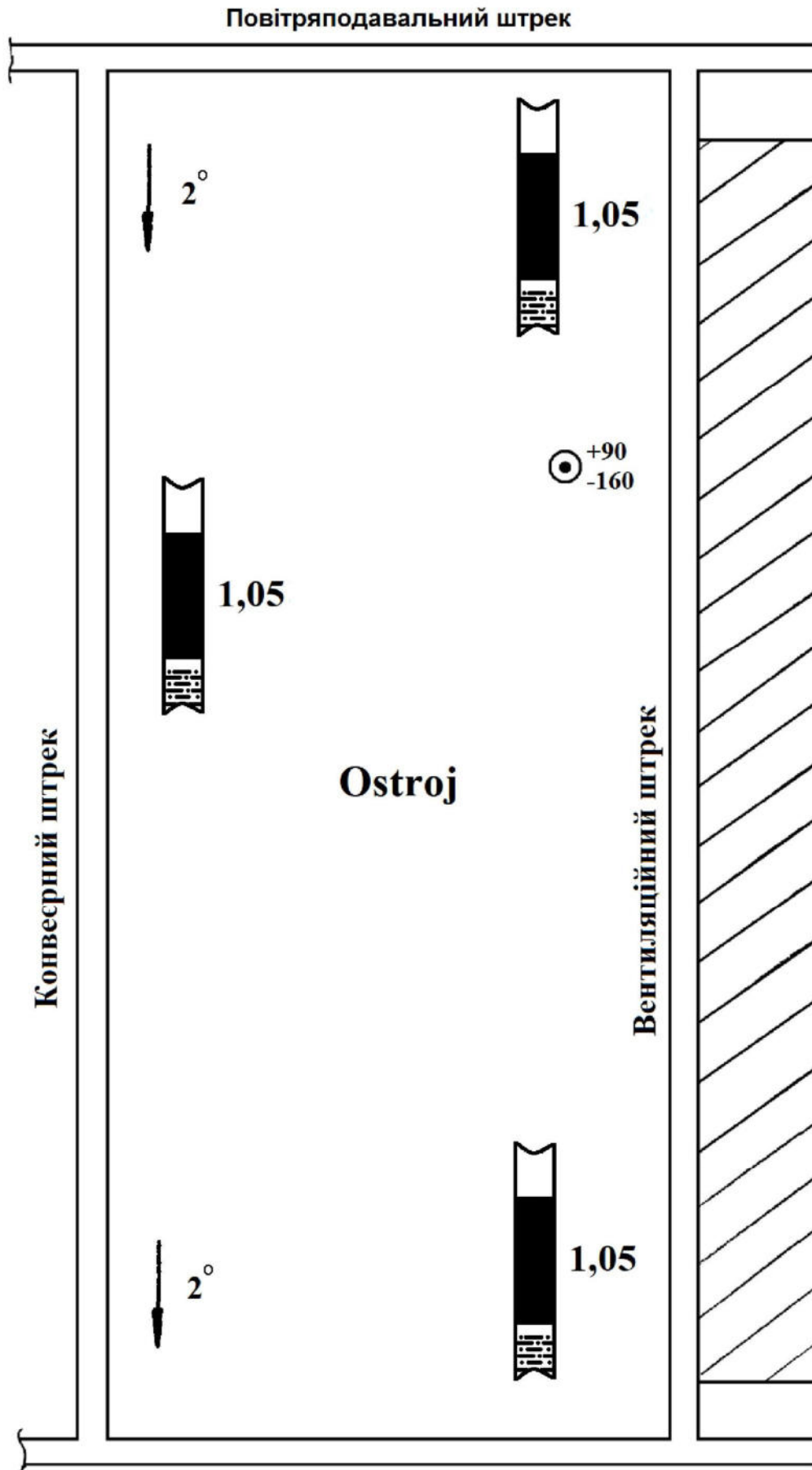


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.3 Управління станом масиву гірських порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення Ostroj 70/125 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]:

- організується щозмінне чергування в лаві інженерно-технічних робітників дільниці згідно з затвердженим графіком;
- проводиться щозмінний інструктаж робочих щодо правил поведінки при началі осаду основної покрівлі та виходу з лави в безпечне місце;
- на сполученнях лави з підготовчими виробками вивішується світове табло: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧІ";
- контролюється газовий режим надзором дільниці ВТБ два рази за зміну, надзором видобувної дільниці – три рази;
- при перших признаках осаду основної покрівлі черговий, що знаходиться в середній частині лави, повинен подати встановлений звуковий сигнал по одній з абонентських станцій для виводу людей з лави;
- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;
- до виводу людей в безпечне місце особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчеру о початку первинного осаду основної покрівлі і прийнятих мірах;
- первинний осад основної покрівлі проводиться під керівництвом начальника дільниці або його заступника;
- до пуску лави в експлуатації допускається виймання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою.

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_n – міцність порід підосви, МПа;

$$k = \frac{2 \cdot 540}{40} = 27.$$

Визначимо ступінь підняття порід підосви в штреках [7]:

$$k = \frac{H}{\sigma_n}, \quad (2.29)$$

$$k = \frac{540}{40} = 13,5.$$

Отже, згідно [7], підшва в головних штреках буде слабкообдимаючою, в дільничних штреках – не обдимаючою.

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

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р,д}}, \text{ т}, \quad (2.30)$$

де $A_{\text{доб}}$ – прийняте в п. 2.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;

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

$$D_{\text{міс}} = 1840 \cdot 25 = 46000 \text{ т.}$$

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

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

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

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 1,05 \cdot 0,8 \cdot 1,43 \cdot 0,98 = 230 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок}, \quad (2.32)$$

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:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук}, \quad (2.33)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

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

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.34)$$

де $Ш$ – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,3 \cdot 1,05 \cdot 0,8 = 1,1 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.5 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.35)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.36)$$

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслу- гову- вання	Норма виробки		Обсяг робіт на цикл	Трудо- міст- кість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрун- тування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коєф.					
Виймка вугілля комплексом, т	7,9	580		580	190			3,т.11,17в
МГВМ бр.					0,3	205,50	1250,83	
ГРОВ 5р.					2,6	186,48	2559,38	
Зведення органних рядів, ст.		85	1	85	11	0,13	959,38	39,т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	422,44	41,т74,2а
Разом						3,65	5192,03	

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

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

$$K_{ц} = \frac{580}{230} = 2,5;$$

$$T_k = \frac{7,9}{2,5} = 3,2 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін;} \quad (2.37)$$

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

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін;} \quad (2.38)$$

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

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_{ц}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін,} \quad (2.39)$$

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

$$N_k = \frac{230}{3,65} = 50,7 \text{ т/чол. - змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{ц}}, \text{ грн/т,} \quad (2.40)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{5192,03}{230} = 27,32 \text{ грн/т.}$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_{\text{к}} \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.41)$$

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

$$N_{\text{я}} = \frac{1840}{50,7 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

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

1. Для комплексу Ostroj і планового видобутку 1840 т/добу таблична норма часу складе 49,4 чол.-годин (табл. 1, п 1);

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

- зміна довжини очисного вибою – 2,21 чол.-годин · 2 = 4,42 чол. годин;

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

- ступінь стійкості бічних порід – 0,85.

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

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

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

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність устаткування визначимо в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{\text{ор}}$, чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	МВ-444Р	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	Ostroj 70/125	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	SZK-225/642	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	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:

$$N_{\text{ч}} = \Sigma T_{\text{ор}} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{\text{зм}}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.42)$$

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

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

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

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

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{\text{об}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{об}}, \text{ чол.,} \quad (2.43)$$

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

- начальник ділянки – 1 чол.;

- заступник начальника – 1 чол.;

- помічник начальника – 1 чол.;

- механік ділянки – 1 чол.;

- гірничий майстер – 6 чол.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення 100 «біс» бортового штреку пласта с4^н

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки.

Згідно рекомендаціям [12,13,14] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання [12].

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн 4ПП-2М.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на стрічковий перевантажувач ЛП-600КП і далі транспортуватися у вагонетках ВДК-2,5.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО 900. Виробка обладнується одноколійним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 300$ м. Тоді добове посування складе:

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

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{300}{25} = 12 \text{ м/добу.}$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

У вугільній промисловості аркову форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок у породах з $f=3-9$, які знаходяться у зоні встановившогося гірничого тиску, а також у зоні впливу очисних робіт при відсутності порід в підшві, що схильні до підняття [11].

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

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

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

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

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

h^k – висота конвеєра, м;

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

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

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

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

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

h – висота пересувного составу, м;

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

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,35) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,74 \text{ м};$$

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 0,85 + 0,74 = 3,94 \text{ м}.$$

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

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

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

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

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

Визначимо радіус дуги стійки:

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

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

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

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

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

де 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);

$$v_{\text{л}} = \frac{(3,94 + 0,2 + 0,018) + (1,2 + 0,35 + 1,0)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 - 0,018^2}{2 \cdot (3,94 + 0,2 + 2 \cdot 0,018)} = 1,97 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,3 - 1,0)^2 + (2,04 + 0,018)^2} = 2,05 \text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

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

де β_o – центральний кут дуги стойки, град;

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

$$r = 2,05 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,02 \text{ м}.$$

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

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

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

$$h_{\text{ц}} = 1 + 0,018 \cdot \text{tg } 49^\circ = 1,02 \text{ м};$$

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

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

$$B_1 = 2 \cdot (2,05 - 0,018) = 4,06 \text{ м}.$$

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

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

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

$$H = 1,02 + 2,02 + 0,2 = 3,24 \text{ м.}$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі до осідання:

$$S_{\text{CB}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.58)$$

$$S_{\text{CB}}^1 = 0,785 \cdot (2,05^2 + 2,02^2) + 4,06 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 12,3 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перетину виробки у світлі після осідання:

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

$$S_{\text{CB}} = 0,95 \cdot 12,3 = 11,7 \text{ м}^2.$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

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

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.61)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_6 – товщина баласту, м;

$h_{\text{сп}}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

$$P = 1,57 \cdot (2,05 + 2,02) + 2,02 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,06 = 12,1 \text{ м};$$

$$S_{\text{нч}} = 12,3 + (12,1 - 4,06) \cdot (0,11 + 0,05 + \frac{0,043 + 0,44}{2}) = 14,2 \text{ м}^2.$$

При комбайновому проведенні переріз виробки в проходці складе:

$$S_{\text{пр}} = S_{\text{нч}}, \text{ м}^2, \quad (2.62)$$

$$S_{\text{пр}} = 14,2 \text{ м}^2.$$

Згідно типовим перетинам виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки $11,2 \text{ м}^2$. Ширина виробки складає $4,47 \text{ м}$.

Перевіримо переріз виробки у світлі по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \text{ м/с}, \quad (2.63)$$

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

$$V = \frac{25}{12,5} = 2,0 \text{ м/с}.$$

Згідно ПБ [1] швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с . Тому що $V = 2,0 \text{ м/с}$, швидкість руху повітря задовольняє ПБ.

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [16].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.64)$$

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k'_s \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.65)$$

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

k_θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_\pi \cdot k_n \cdot k_{\text{кр}} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.66)$$

де k_π – коефіцієнт перевантаження;

k_n – коефіцієнт надійності;
 $k_{пр}$ – коефіцієнт умов проведення виробки;
 b – ширина виробки в прохідці, м;
 P^n – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,68 \cdot 70 = 393 \text{ кН/м.}$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м,} \quad (2.67)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

$$n = \frac{393}{350} = 1,12 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо відстань між рамами 1,0 м.

Сумарне зміщення порід за весь час існування виробки:

$$U_{кр}^I = U_{кр} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр}) \cdot k_s \cdot k_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.68)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

$$U_{кр}^I = 208 + (380 \cdot 0,4 + 850 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 485 \text{ мм.}$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,68 \cdot 80 = 475 \text{ кН/м.}$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м,} \quad (2.69)$$

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

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

$$n_1 \geq \frac{475 - 1 \cdot 210}{300} = 0,88 \text{ ст/м.}$$

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

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U_{кр}^I, \text{ мм}, \quad (2.70)$$

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

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 485 = 340 \text{ мм}.$$

Остаточно приймаємо кріплення металеве податливе абочне триланкове КМП-А3 з спецпрофілю СВП-22 (податливість 600 мм) з замками ЗПК. В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, які встановлюються під кожен раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення:

l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м;

l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м;

l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [17] і вносимо в табл. 2.7.

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м}, \quad (2.71)$$

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

k – коефіцієнт за збірником;

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

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м}, \quad (2.72)$$

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

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

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

$$Q_{3м} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м}; \quad (2.73)$$

$$Q_{3м} = 0,51 \cdot 0,97 = 0,49 \text{ м}.$$

Таблиця 2.7 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірювання	Норма виробки			Обсяг робіт на зміну, м	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коєфіцієнт за збірником	встановлена						
		0,51	0,97	0,49						
Проведення виробки комбайном 4ПШ-2М	м				3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	229,08	53,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	197,16	143,96	

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.74)$$

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

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

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

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.} - \text{зм}; \quad (2.76)$$

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

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

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	4ПП-2М	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	ЛП-600КП	1	1183	1183	
3	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
4	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
5	Трубопроводи		1,7	135	202	
6	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
7	Коефіцієнт				1	
8	Усього				9400	
9	Коефіцієнт К1				0,6	
10	Коефіцієнт К2				1,2	
11	Коефіцієнт К3				1,3	
12	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточно приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.77)$$

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

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розробка графіку організації робіт

Розробку графіку проводимо згідно з [18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.9.

Загальна питома трудомісткість виймання 1 м^3 гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{V \cdot S_{нач}}, \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3, \quad (2.78)$$

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

$$N = \frac{1510}{2 \cdot 14,2} = 53,2 \text{ чол.} \cdot \text{хв/м}^3.$$

Таблиця 2.9 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.		Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну	
ПЗО			5		129		25,8	§ 2, табл. 50
Усунення мілких несправностей			5		90,5		18,1	§ 2, табл. 50
Управління комбайном	м	1,0	1	$140,28 \cdot 1 = 140,28$	$140,28 \cdot 3 = 420,84$	$70,24 \cdot 1 = 70,24$	$70,24 \cdot 3 = 210,7$	§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расplitтовка, підтягування і підвіска кабеля	м	1,0	1	$58,62 \cdot 1 = 58,62$	$58,62 \cdot 3 = 175,86$	$18,5 \cdot 1 = 18,5$	$18,5 \cdot 3 = 55,5$	§ 2, табл. 51
Зачистка за комбайном	м	1,0	1	$15,0 \cdot 1 = 15,0$	$15,0 \cdot 3 = 45,0$	$6,8 \cdot 1 = 6,8$	$6,8 \cdot 1 = 20,4$	§ 2, табл. 51
Отведення і проробка во	м	1,0	1	$10,72 \cdot 1 = 10,72$	$10,72 \cdot 3 = 32,16$	$7,69 \cdot 1 = 7,69$	$7,69 \cdot 3 = 23,1$	§ 2, табл. 51
Огляд і заміна зубків, перевірка напрямку виробки	м	1,0	2	$9,34 \cdot 1 = 9,34$	$9,34 \cdot 3 = 28,02$	$5,62 \cdot 1 = 5,62$	$5,62 \cdot 3 = 16,8$	§ 2, табл. 51
Встановлення і пересування запобіжного кріплення	м	1,0	1	$6,3 \cdot 1 = 6,3$	$6,3 \cdot 3 = 18,9$	$2,9 \cdot 1 = 2,9$	$2,9 \cdot 3 = 8,7$	§ 2, табл. 51
Кріплення	м	1,0	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарошування конвеєру	м	1,0	3	$69,6 \cdot 1 = 69,6$	$69,6 \cdot 3 = 208,8$	$25,2 \cdot 1 = 25,2$	$25,2 / 3 = 8,4$	§ 2, табл. 52
Нарошування вент. трубопроводу	м	1,0	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 3 = 10,62$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарошування рейкового шляху	м	1,0	2-5	$44,27 \cdot 1 = 44,27$	$44,27 \cdot 3 = 132,81$	-	$132,81 / 5 = 26,5$	§ 34, табл. 132
Усього				312	1872			

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром SZK-225/642, що входить до складу комплексу Ostroj.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [21]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.79)$$

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 2,0$ [21]);

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

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

$$Q_p = \frac{1840 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 140 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.80)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [21] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1800$ м і куті нахилу $\beta = 2^\circ$ $Q_p = 175 < Q_t = 650$ т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.4.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра SZK-225/642 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий СПЦ-271М [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.73:

$$Q_p = 175 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

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

$$Q_p = \frac{524 \cdot 2}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 73 \text{ т/год,}$$

що відповідає умові $Q_p = 73 < Q_t = 650$ т/год.

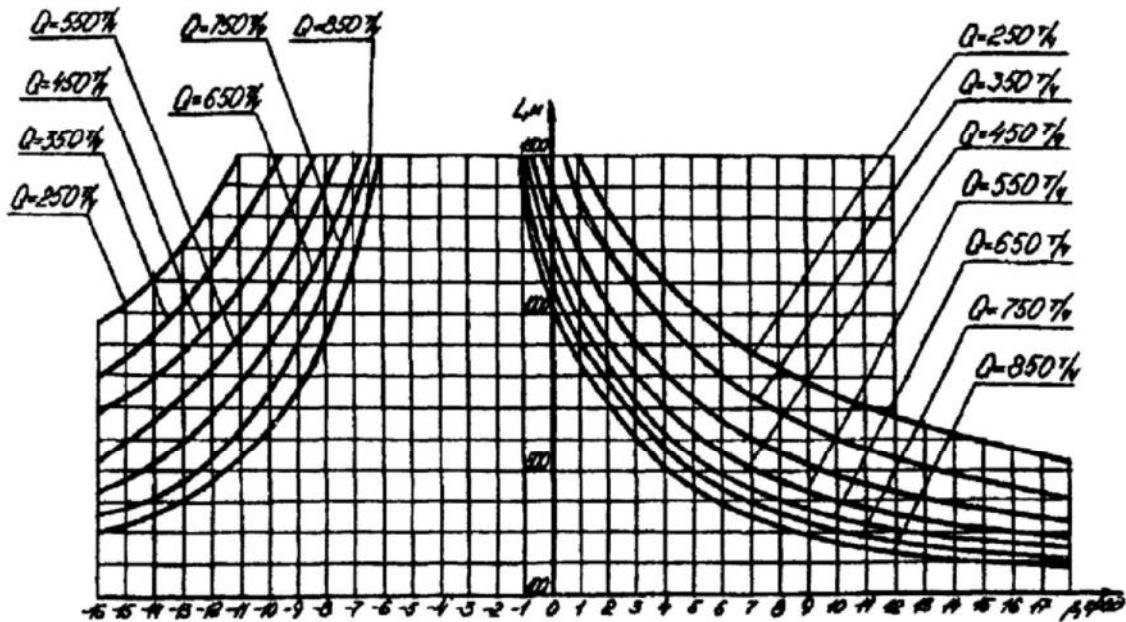


Рисунок 2.4 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для транспортування устаткування і матеріалів по штрекам приймаємо дорогу напідосвенну канатну ДКН 4-2 (ширина колії 0,9 м, тип вагонетки ВГ-3,3).

Для транспортування вантажів по хіднику приймаємо канатну відкатку лебідками ЛВД 34.

Перевезення людей по хіднику здійснюємо засобами ДКН 4-2.

Маневрові операції здійснюємо за допомогою лебідок ЛВД 34.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці пл. с₄^н

Схему провітрювання приймаємо в залежності від ступеня відособленості розведення шкідливостей по джерелах надходження в рудничну атмосферу, напрямку видачі струменя повітря, що виходить із лави, взаємного впливу очисних виробок на їхнє провітрювання, напрямку руху повітря по очисній виробці і взаємному напрямку свіжого і відробленого струменів. До того ж обрана схема повинна забезпечувати безпеку і нормальні санітарно-гігієнічні умови праці.

Згідно з [22], приймаємо схему провітрювання типу 3-В-Н-г-пт.

2.4.4.2 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту с₄^н

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки:

$$I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{оч}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.81)$$

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

$q_{\text{оч}}$ – очікуване метановиділення з очисної виробки, м³/т.

Для розрахунку середнього абсолютного метановиділення на виймальній ділянці у формулу (2.81) підставимо $q_{\text{діл}}$.

$$I_{\text{оч}} = \frac{1840 \cdot 1,4}{1440} = 1,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{\text{діл}} = \frac{1840 \cdot 4,9}{1440} = 6,3 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

$$I_{\text{оч}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.82)$$

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

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

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

S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м²;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч. min}}, \text{ м}^2, \quad (2.83)$$

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

$$S_{\text{min}} = 1,2 \cdot 2,4 = 2,9 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,9 \cdot 1}{1,86} = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{оч}} = 1,8 \text{ м}^3/\text{хв.} < I_p = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.3 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пласта с₄^н

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

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

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

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

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot 1,4 \cdot 1,86}{1 - 0,05} = 274 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.85)$$

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

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

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

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.86)$$

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

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 2,4 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 277 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:
- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

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

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

$S_{\text{оч max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу привибійного простору очисної виробки у світлі, м²;

$$277 > 60 \cdot 2,4 \cdot 0,25 \cdot 1,2 = 43 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

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

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

$$277 < 60 \cdot 2,4 \cdot 4 \cdot 1,2 = 691 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова дотримується.

Приймаємо $Q_{\text{оч}} = 277 \text{ м}^3/\text{хв}$.

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

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{дл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{o}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.89)$$

$$Q_{\text{дл}} = \frac{100 \cdot 4,9 \cdot 1,41}{1 - 0,05} = 722,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря на підсвіження:

$$Q_{\text{доп}} = Q_{\text{дл}} - Q_{\text{оч}} \cdot \frac{k_{\text{утв}}}{k_{\text{оз}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

де $k_{\text{утв}}$ – коефіцієнт, що враховує витіки повітря через вироблений простір у межах виробленого простору (приймаємо по рис. 6.12 [22]);

$$Q_{\text{доп}} = 722,7 - 277 \cdot \frac{1,5}{1,2} = 382 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{доп}} \geq 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.91)$$

де S – площа поперечного перерізу виробки з підсвіжаючим струменем повітря у світлі, м²;

$$Q_{\text{доп}} = 382 > 60 \cdot 16,3 \cdot 0,25 = 244 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

Приймаємо $Q_{\text{дл}} = 722,7 \text{ м}^3/\text{хв}$.

2.4.4.4 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.92)$$

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, м³/хв. (приймаємо по табл. 7.1 [22]);

$$A_{\text{max}} = 1840 \cdot 3,7^{-1,67} \cdot \left[\frac{329 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2010 \text{ т/добу}.$$

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

2.4.4.5.1 Розрахунок метанообільності штреку пласта с₄"

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$T_y = \frac{4,5 \cdot 1 \cdot 1,42}{0,7} = 9,5 \text{ хв};$$

$$k_{\text{my}} = 0,118 \cdot 9,5^{0,25} = 0,21;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 0,7 \cdot 0,21 \cdot (6,6 - 1,8) = 0,7 \text{ м}^3/\text{хв};$$

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

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

$$I_{\text{п}} = 0,7 + 1,2 = 1,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{з.п}} = 0,7 + 0,2 = 0,9 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.5.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штреку пласту с^н

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

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

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

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

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

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

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

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,7 = 355,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

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

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 0,25 \cdot 16,3 = 81 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 355,7 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Витрати повітря для провітрювання усєї тупикової виробки по газовиділенню:

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

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

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 1,9 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 200 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

Витрати повітря по кількості людей:

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

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

$$Q_{п} = 6 \cdot 7 = 42 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Повинна виконуватись умова:

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

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

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

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

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

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,2 \cdot 1,09 = 1,31;$$

$$200 \geq 244 \cdot 1,31 = 320 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 320 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.5.3 Вибір засобів провітрювання штрека

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

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

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

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

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

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

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

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

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

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (600 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 7,2 \text{ кц.}$$

Визначимо подачу вентилятора:

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

$$Q_{\text{п}} = 244 \cdot 1,31 = 320 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

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

$$h_p = 5,3^2 \cdot 7,2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,31} + 0,41 \right)^2 = 210 \text{ даПа.}$$

По додатку 1 [22] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМЦ-8.

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

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Результати розрахунків

$Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$K_{ут.тр}$	1,04	1,09	1,17	1,26
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,1	3,3	4,7	6,3
$h_p, \text{ даПа}$	30	83	165	280

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

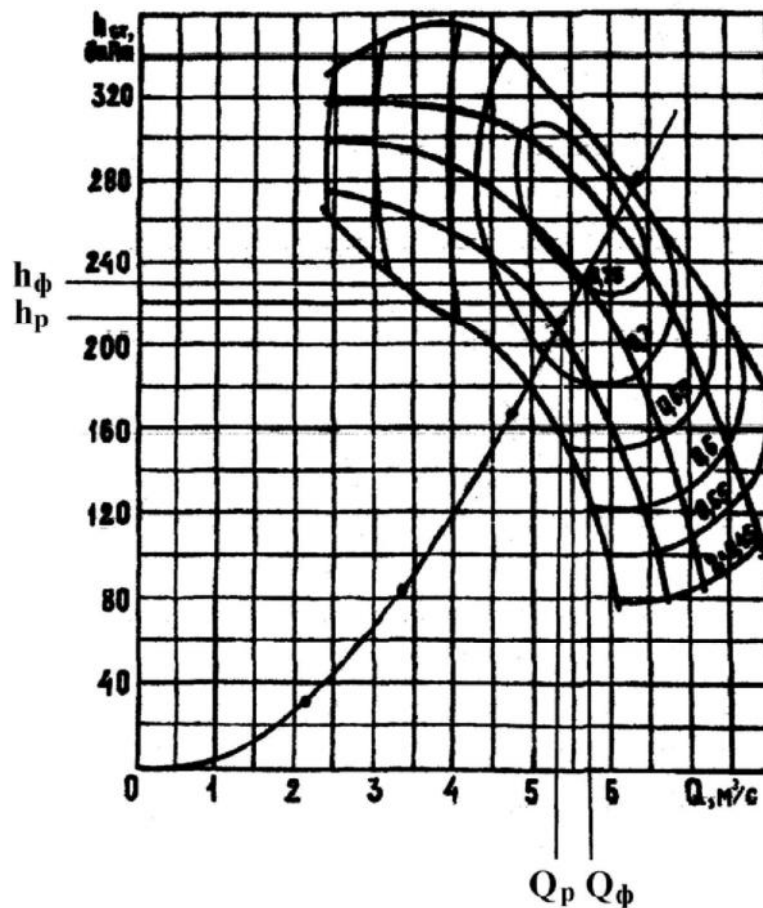


Рисунок 2.5 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8 та вентиляційного трубопроводу

З побудови видно що $Q_{\phi} = 340 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\phi} = 230 \text{ даПа}$.
Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_p}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (2.110)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{210}{7,2}} - 0,69 \cdot 5,7 = 265 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

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

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

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 340 \cdot 1 = 486 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Механізація, що приймається в очисному вибої: механізований комплекс *Ostroj* з комбайном MB-444P, скребковим конвеєром SZK-225/642. По штреку вугілля транспортується за допомогою скребкового конвеєра СПЦ-271М. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Величину напруги – 660 В. Характеристика споживачів наведена в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Характеристика споживачів дільниці

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	MB-444P	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	SZK-225/642	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
3	СПЦ-271М	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
4	СНТ 32	660	ВАО 82-4	55 + 4	2	118	0,87
5	ЛВД 24	660	ВАО 72-4	30	1	30	0,89

До установки приймаємо КТПВ 630/6-0.69.

Електропостачання ділянки здійснюється від розподільної підземної станції (РПП – 16) від осередку КРУВ – 6. Звідси напруга 6 кВ подається по кабелю СБН 63x35 на суху пересувну підстанцію КТПВ – 630. Перетин фідерного кабелю приймається 120 мм^2 . Від трансформаторної підстанції живиться станція управ-

лінії СУВ – 350, яка живить усі основні механізми ділянки. Для забезпечення подачі сигналу перед запуском конвеєра (комбайна) по лаві і для зв'язку лави з насипним пунктом і розподільчим пунктом використовується апаратура гучномовного зв'язку з передпусковою сигналізацією АУС. Для газового захисту приймаємо апаратуру "Метан", яка забезпечує безупинний контроль концентрації метану, сигналізує та відключає усі приймачі електричного струму на виймальній ділянці у разі виникнення небезпечних концентрацій. До оператора АГЗ виведені свідчення приладів газового захисту, що контролюють газову обстановку в цілому по ділянці. При перевищенні концентрації газу апаратура газового захисту впливає на загальний пускач штреку або загальний фідерний автомат і відключає напругу в загазованій виробці.

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

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

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

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

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

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

Для заземлення КТВП-630/6-0.69, СУВ 350, АПШ, АУС використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 3 м (площа 0,6 м²). Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці. На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну МВ-444Р, конвеєру SZK-225/642, перевантажувача СПЦ-271М, лебідки ЛВД 24, світильників, здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику пристовбурно-

го двору. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в зумпфі допоміжного стовбура. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

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

2.5 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Боротьба з пилом.

1. На шахті здійснюється заходи щодо запилювання повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилювання повітря.

2. Розпилювання (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсу-

нками (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 клітями, 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.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Обґрунтування заходів боротьби з пилом у лаві

3.1 Актуальність питання

Шахта є небезпечним об'єктом з підвищеним ризиком захворювань робітників за пиловим фактором. В табл. 3.1 представлені відомості щодо кількості захворілих за пиловим фактором на шахті "Павлоградська" за 2018-2020 роки.

Таблиця 3.1 – Відомості щодо кількості захворілих за пиловим фактором на шахті "Павлоградська" за 2018-2020 роки

Рік	Захворювання	Кількість захворілих
2018	Антракосилікоз	7
	Пневмоконіоз	3
	Пиловий бронхіт	3
Усього за 2018 рік		13
2019	Антракосилікоз	9
	Пневмоконіоз	5
	Пиловий бронхіт	3
Усього за 2019 рік		17
2020	Антракосилікоз	6
	Пилофіброз	1
	Пиловий бронхіт	3
Усього за 2020 рік		10
Усього за 2018-2020 роки		40

Для зниження вмісту пилу в шахтній атмосфері необхідно проводити протипильові заходи.

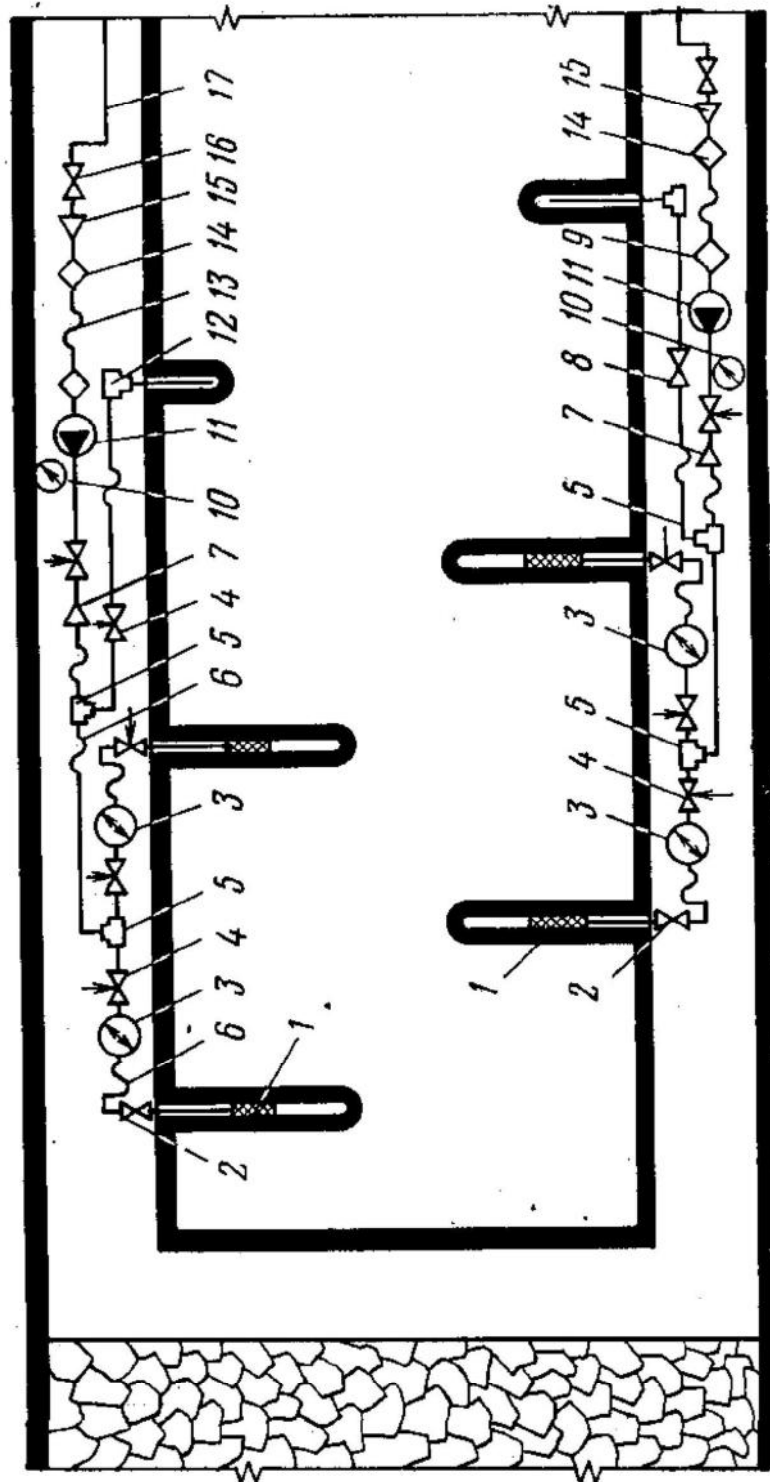
3.2 Способи боротьби з пилом у лаві

3.2.1 Попереднє зволоження вугільних пластів

Нагнітання рідини для зволоження пласта в очисній виробці може проводитися через свердловини, пробурені із підготовчих виробок (рис. 3.1), або через шпури (свердловини), пробурені із очисної виробки (рис. 3.2).

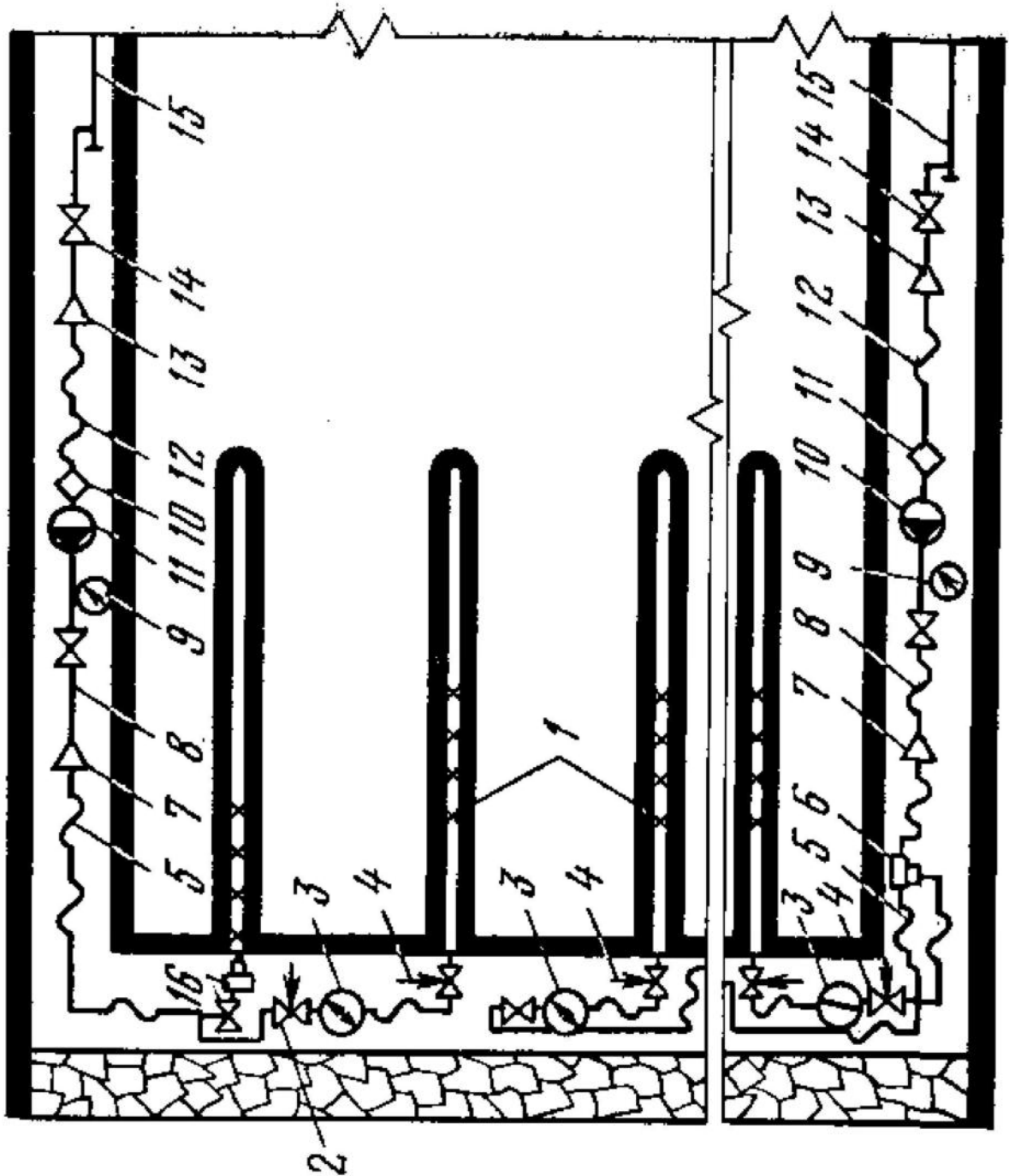
Зволоження вугілля у очисній виробці з підготовчих виробок може здійснюватися за наявності випередження цими виробками лінії очисного вибою.

Свердловини для нагнітання рідини в пласт можуть бути пробурені з відкотного (вентиляційного) штреку або з обох штреків. Під час буріння свер



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

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



- 1 – гідрозатвор; 2 – регулюючий прохідний вентиль; 3 – витратоміри;
 4 – розвантажувальні вентиля; 5 – високо напірний рукав; 6 – трійник;
 7 – перехідник; 8 – трубопровід; 9 – манометр; 10 – дозатор змачувача;
 11 – насосна установка; 12 – рукав; 13 – перехідник;
 14 – фланцевий вентиль; 15 – протипожежний зрошувальний трубопровід;
 16 – буровий станок

Рисунок 3.2 – Технологічна схема високонапірного нагнітання рідини в пласт через свердловини, пробурені з очисного вибою

дловин з одного штреку глибина їх повинна бути меншою за довжину лави на величину, що дорівнює глибині герметизації свердловини. У разі буріння з обох штреків відстань між вибоями свердловин повинна бути рівною подвійній глибині герметизації свердловин.

Свердловини повинні пробурюватися по найбільш міцній пачці пласта.

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

Герметизація свердловин повинна провадитися на глибину не менш як 10 м.

Відстань між свердловинами повинна бути рівною подвійній глибині герметизації свердловини.

На газоносних пластах, у випадках, коли провадяться роботи по їх дегазації, дегазаційні свердловини можуть бути використані для нагнітання рідини у вугільний масив після того, як оброблювана ділянка буде дегазована. Зволоження вугілля у масиві через дегазаційні свердловини повинно провадитися на відстані більшій за 100 м від очисного вибою. Дегазаційна свердловина, відключена від дегазаційного газопроводу для зволоження вугілля у масиві, повинна бути знову підключена до газопроводу на відстані не менш як 100 м від лави.

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

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

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

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

Довжина свердловини приймається, в залежності від застосованої технології робіт, кратній величині добового посування вибою, а глибина герметизації – рівній половині відстані між границями перерізу виробки по лінії падіння пласта.

Нагнітання рідини повинно здійснюватись за допомогою високонапірної насосної установки.

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

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

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

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

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

Нагнітання рідини у пласт треба проводити у ремонтну зміну.

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

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

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

3.2.2 Знепилювання повітря в очисних виробках

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

під час виймання вугілля;

на вантажному пункті лави;

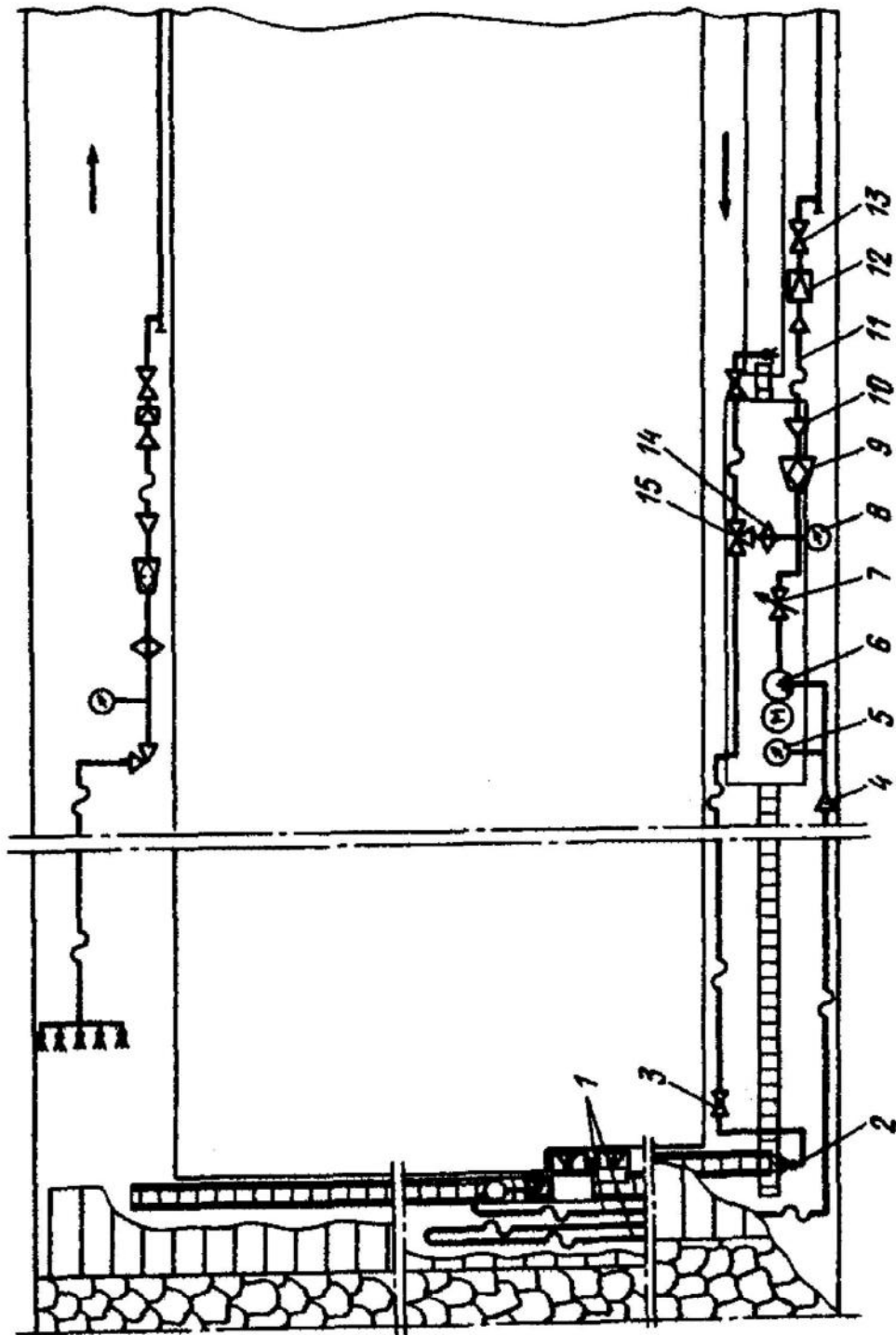
під час виймання і навантаження вугілля у нішах, пічах і просіках.

Під час комбайнового виймання пилопридушення піною (рис. 3.3) рекомендується застосовувати на пластах потужністю до 0,9 м і за швидкості повітря у вибої при висхідному провітрюванні не більше 2 м/с (при низхідному провітрюванні комбайнових вибоїв обмеження швидкості повітря не встановлюється). Піногенератори слід встановлювати у верхній частині лави (під вентиляційним штреком).

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

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

При підготовці виймальної машини до експлуатації, а також після виконання ремонтних робіт, під час яких проводилося роз'єднання окремих вузлів зрошувального приладу, повинна бути перевірена герметичність з'єднань трубопроводів розведення води, а перед установленням зрошувачів усі кана-



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

Рисунок 3.3 – Технологічна схема зрошення при роботі виймального комбайну

ли для подання води у зрошувальному пристрої повинні бути ретельно промиті водою або продуті стисненим повітрям.

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

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

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

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

3.2.3 Знепилювання вхідних та вихідних вентиляційних потоків

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

У разі застосування туманоутворюючих завіс з метою безперервного зв'язування пилу інші види пиловиділення засобів можуть не застосовуватися.

У виробках, де є здимання бокових порід, слід застосовувати завіси із зменшеною витратою рідини (туманоутворюючі завіси, завіси з водоповітряними ежекторами) або проводити зв'язування відкладеного і пилу змочувально-зв'язуючими сумішами застосовувати засоби уловлювання й очищення від пилу повітряних потоків.

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

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

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

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

3.3 Способи боротьби з пилом, що утворюється при технологічних процесах

Згідно з вимогами ПБ для зменшення пилоутворення при веденні очисних і підготовчих робіт слід приймати попереджувальне зволоження вугільного масиву.

З ціллю отримання максимального ефекту попереднє зволоження вугільного масиву необхідно проводити в режимі вологонасищення, граничне значення якого для вугілля марки ДГ і виходу летючих 1,5-20 % складає 15-80 МПа, що виключає гідророзрив пласту.

3.3.1 Попереднє зволоження масиву на видобувній ділянці

Зволоження вугілля проводимо через довгі свердловини, тому що цей спосіб раціональніше ніж зволоження через шпури або короткі свердловини.

Зволоження проводимо за рахунок високого тиску. Сутність високотискового зволоження полягає в тому, що вода під тиском в десятки атмосфер нагнітається в свердловини, пробурені з підготовчих виробок, за допомогою високотискових установок.

Тиск рідини не повинен перевищувати наступного значення:

$$P_n \leq 0,0025 H_z, \text{ МПа}, \quad (3.1)$$

де H_z – глибина залягання пласту, м.

$$P_n \leq 0,0025 \cdot 600 = 1,5 \text{ МПа}.$$

Кількість рідини, що подається в свердловину:

$$Q_c = \frac{1,3 \cdot l_l \cdot L_c \cdot m_p \cdot q_{ж}}{1000}, \text{ м}^3, \quad (3.2)$$

де l_l – довжина лави, м;

L_c – відстань між свердловинами, м;

m_p – потужність пласта, м;

$q_{ж}$ – питомі витрати води, (10-30 л/т);

$$Q_c = \frac{1,3 \cdot 200 \cdot 20 \cdot 0,85 \cdot 20}{1000} = 88 \text{ м}^3.$$

Довжина свердловини:

$$l_c = l_l / 2 - 10, \text{ м}; \quad (3.3)$$

$$l_c = 200 / 2 - 10 = 90 \text{ м.}$$

Тривалість нагнітання рідини в пласт:

$$T = \frac{Q_c}{q_n}, \text{ год,} \quad (3.4)$$

де q_n – темп нагнітання, $\text{м}^3/\text{год}$;

$$T = \frac{88}{2} = 44 \text{ год.}$$

3.3.2 Боротьба з пилом при роботі комбайну

В якості боротьби з пилом у лаві приймаємо зрошення. Для забезпечення зрошення використовуємо насосну установку ІУЦНС 13.

Кількість води на зрошення:

$$Q = A \cdot q, \text{ л/хв.,} \quad (3.5)$$

де A – продуктивність комбайну, т/хв. ;

q – питомі витрати води, л/т ;

$$Q = 1,2 \cdot 30 = 36 \text{ л/хв.}$$

Добові витрати води складуть:

$$Q = A_{\text{доб}} \cdot q, \text{ л,} \quad (3.6)$$

де $A_{\text{доб}}$ – добовий видобуток, т ;

$$Q = 1840 \cdot 30 = 34000 \text{ л, або } 34 \text{ м}^3.$$

Витрати води на зрошення пунктів перевантаження вугілля розраховується по ф. 3.6.

$$Q = 1,5 \cdot 20 = 30 \text{ л/хв.}$$

Крім зрошення на комбайні застосовуємо пиловідсмоктування. Пиловідсмоктувальна установка розташовується на комбайні.

Продуктивність пиловідсмоктувальної установки:

$$0,7 < \frac{Q_{\text{відсм}}}{Q_{\text{н}}} < 1, \quad (3.7)$$

де $Q_{\text{н}}$ – загальна кількість повітря, що проходить через лаву, $\text{м}^3/\text{хв}$.

$$0,7 < \frac{40}{45} = 0,89 < 1.$$

Умова виконується, тому продуктивність пиловідсмоктувальної установки складе $40 \text{ м}^3/\text{хв}$.

3.3.3 Боротьба з пилом при пересуванні мехкріплення

На механізованому кріпленні підтримуючого типу необхідно встановлювати пристрої для зрошення породної мілочі, що знаходиться на перекритті, а також виробленого простору при опусканні перекриття секцій мехкріплення.

Витрати води на зрошення перекриття складає 30 л/хв. , а в вироблений простір – 20 л/хв. При тиску 15 МПа . Вода включається одночасно з опусканням перекриття і виключається при його розпорі.

Подача води до зрошувальних пристроїв механізованого кріплення здійснюється від протипожежного трубопроводу по забійному водопроводу діаметром 25 мм , який має відводи з клапанами автоматичного включення на кожній секції.

3.4 Аналіз фактичного стану заходів щодо комплексного знепилювання на шахті

Основними джерелами пилоутворення на шахті є:

- виїмка вугілля комбайном;
- пересування секцій мехкріплення;
- транспортування вугілля конвеєром;
- пункти перевантаження вугілля.

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

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

Розглянемо описані вище заходи.

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

При виїмці вугілля комбайном розрахункова витрата води складає 70 л/хв. Рідина подається під тиском 1,2 МПа. Добова витрата води 36000 л чи 36 м³. Загальна кількість одночасна працюючих на комбайні форсунок 14 штук (4 корпусних КФ 1,6 – 40 і 10 плоскоструйних ПФ 1,6 – 75). Для забезпечення зазначених вище параметрів використовується вода з протипожежного трубопроводу.

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

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

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

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

- виїмка вугілля комбайном - 50-60%;
- пересувка секцій механізованого кріплення - 20-30%;
- конвеєрні перевантажувальні пункти - 10-15%;
- виїмка ніш - 4-6%;

- зведення кріплення сполучень - 2-3%;
- випадкові джерела - 3-5%;
- запиленість струменя, що надходить - 1-2%.

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

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

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

З впровадженням механізованих комплексів в очисних вибоях вугільних шахт виявилось нове джерело пилоутворення - пересувка секцій механізованих кріплень. У результаті взаємодії механізованого кріплення з породами безпосередньої покрівлі відбувається подрібнювання останніх і утворення пилу. Пил разом з породним дріб'язком може надходити в робочий простір очисного вибою через межсекційні зазори в процесі пересувки кріплення і з виробленого простору при обваленні порід покрівлі. Перше джерело пилу має переважне значення для всіх типів кріплень (питому вага в більшості випадків складає 85-100%). Цей ефект викликаний тим, то пересувка механізованих кріплень виробляється з відривом перекриттів від покрівлі. При цьому створюються умови для відділення порушених пластів безпосередньої покрівлі, наступного її роздавлювання і подрібнювання. Для зменшення кількості утвореного на перекритті породного дріб'язку і, головним чином, пилоподібних фракцій необхідно пересувку кріплення здійснювати з підпором без відриву перекриттів від покрівлі.

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

При транспортуванні гірничої маси конвеєрним транспортом відбувається подальше подрібнювання вугільного і породного дріб'язку, що особливо інтенсивно відбувається в пунктах перевантаження і навантаження. Тому, як один із заходів щодо зменшення впливу факторів, що сприяють утворенню пилу, є максимально можливе скорочення перевантажувальних пунктів. Так само слід зазначити, що при транспортуванні вугілля конвеєрами швидкість руху повітря у виробленні повинна бути в межах 1-2 м/с.

Пил з вибоїв очисних і підготовчих виробок, а також від місць перевантаження вугілля несеться вентиляційним потоком на значні відстані, поступово осідає, при цьому відбувається пиловідкладення по мережі гірничих виробок. Пил, що відклався в гірничих виробках, може перерозподілятися при русі транспорту, ходінні людей по гірничим виробкам і т.п. і є вторинним джерелом запиленості повітря. Особливо високе пиловідкладення спостеріга-

ється в районі перевантажувальних пунктів, а також у привибійному просторі підготовчих виробок, проведених буровибуховим способом.

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

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

Розробка заходів здійснюється на основі аналізу існуючої технології знепилення, з урахуванням рекомендацій, запропонованих у п. 3.2.

Даним дипломним проектом прийнята технологічна схема ведення очисних робіт із застосуванням механізованого комплексу Ostroj з комбайном MB-444P. Виконавчий орган комбайна складається з двох шнеків, симетрично розташованих по кінцях корпусу. Дана конструкція допускає можливість самозарубки комбайна у вугільний пласт по безнішовій технології, що скоротить одне з джерел утворення пилу.

Механізоване кріплення Ostroj 70/125 має бічний висувний борт, керований гідродомкратами, що дозволяє перекидати межсекційні зазори. Це забезпечує практично суцільне затягування покрівлі і запобігає просипанню породного дріб'язку з боку покрівлі.

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

3.5 Оцінка виймального комбайну за пиловим фактором

Очікуємо питома пиловиділення при роботі комбайну MB-444P без засобів боротьби з пилом:

$$q_{\text{п}} = q_{\text{пл}} \cdot V \cdot q_{\text{к}}, \text{ г/т}, \quad (3.8)$$

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

V – швидкість руху повітря за пиловим фактором згідно ПБ;

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

$$q_{\text{к}} = 16,7 \cdot k_{\text{м}} \cdot k_{\text{п}}, \quad (3.9)$$

де k_m – показник приведенного ступеня змільчення вугілля;

k_n – показник, що враховує змінення питомого пиловиділення в залежності від компоновки виймального комбайну.

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

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

Визначимо необхідну ефективність засобів пилопридушення:

$$E = 100 \cdot \left(1 - \frac{12}{q_n}\right), \%, \quad (3.10)$$

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

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

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

Ефективність вибраних заходів складе:

$$E = [1 - (1 - E_1) \cdot (1 - E_2)] \cdot 100, \%, \quad (3.11)$$

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

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

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

$$q' = \frac{q_n \cdot (100 - E)}{100} \leq 12, \text{ г/т}; \quad (3.12)$$

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

Таким чином комплекс прийнятих мір боротьби з пилом в очисному вибої вибраний надійний, тому що питоме пиловиділення комбайну втричі

нижче граничного значення питомого пиловиділення для VII групи пильності пласта.

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

$$C_{\text{ост}} = \frac{1000 \cdot q_{\text{п}} \cdot P}{Q_{\text{л}}} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_{\text{с}} \cdot k_{\text{д}}, \text{ мг/т}, \quad (3.13)$$

де P – продуктивність комбайну, т/хв.;

$Q_{\text{л}}$ – кількість повітря, що проходить по лаві, м³/хв.;

$k_{\text{в}}$ – коефіцієнт, що враховує швидкість руху вентиляційного струменя;

$k_{\text{с}}$ – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів в вибою;

$k_{\text{д}}$ – коефіцієнт, що залежить від діаметру частинок в повітрі пилу, максимальний розмір яких в залежності від конкретних умов визначається по формулі:

$$k_{\text{с}} = (1 - E_1) \cdot (1 - E_2); \quad (3.14)$$

$$k_{\text{с}} = (1 - 0,6) \cdot (1 - 0,9) = 0,04;$$

$$d = \sqrt{\frac{9 \cdot h \cdot V \cdot \eta}{\gamma_{\text{у}} \cdot L}}, \text{ м}, \quad (3.15)$$

де h – виймальна потужність пласту, м;

V – швидкість руху вентиляційного струменя, м/с;

η – в'язкість пиловоздушного потоку, МПа;

$\gamma_{\text{у}}$ – щільність вугілля, кг/м³;

L – відстань від комбайну, м;

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

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

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

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

Добові витрати води на завісу складуть:

$$Q_{\text{доб}} = Q_3 \cdot T, \text{ м}^3; \quad (3.16)$$

де T – тривалість роботи за добу, хв.;

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

3.6 Економічна ефективність прийнятих рішень

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

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

$$W_{\text{ср}}^r = \frac{\sum W_{\text{ti}}^r \cdot D_i}{\sum D_i}, \%; \quad (3.17)$$

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

$$W_{\text{ti}}^r = 100 \cdot \frac{W_{\text{тпл}}^r + q \cdot k}{1000 + q \cdot k}, \%; \quad (3.18)$$

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

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

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

Середня вологість вугілля у лаві:

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

Середня вологість вугілля в уклоні, що проводиться:

$$W_t^r = 100 \cdot \frac{4,5 + 22 \cdot 0,9}{1000 + 22 \cdot 0,9} = 3,8 \%$$

Середня вологість вугілля по шахті:

$$W_{cp}^r = \frac{3,46 \cdot 20,6 + 3,8 \cdot 2,4}{20,6 + 2,4} = 3,1 \%$$

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

Визначимо економію за рахунок поліпшення якості вугілля.

Економія за рахунок зменшення вологості розраховується по формулі:

$$\Delta E_{kt} = O_t \cdot k_{ц} \cdot Ц_о \cdot (W_о - W_n) \cdot A_t, \text{ грн}, \quad (3.19)$$

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

$k_{ц}$ - коефіцієнт надбавки (скидки) до оптової ціни за відхилення від преїскурантної норми по вологі, $k_{ц} = 0,001$;

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

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

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

A_t - видобуток вугілля з однієї лави в t - ом році, т;

$$\Delta E_{kt} = 3 \cdot 0,001 \cdot 2650 \cdot (4,2 - 3,1) \cdot 300000 = 2443500 \text{ грн.}$$