

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії
Кафедра хімічної інженерії та екології

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до випускної кваліфікаційної роботи
освітньо-кваліфікаційного рівня **магістр**

спеціальності 184 «Гірництво»

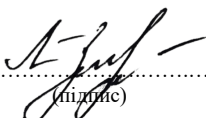
на тему:

**Проект комплексного техніко-економічного обґрунтування
технічного переоснащення шахти "Павлоградська"
ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" з розробкою комплексу
заходів для зниження температури рудникового повітря**

Виконав: студент групи Гір-24дм Заїкін С.М.


.....
(підпис)

Керівник: Любимова-
Зінченко О.В.


.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Зубцов Є.І.


.....
(підпис)

Рецензент:


.....
(підпис)

Київ 2025

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії
Кафедра хімічної інженерії та екології
Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр
Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри



“ ____ ” _____ 2025 року

**З А В Д А Н Н Я
НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

Заїкіну Сергію Миколайовичу

1. Тема роботи: "Проєкт комплексного техніко-економічного обґрунтування технічного переоснащення шахти "Павлоградська" ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" з розробкою комплексу заходів для зниження температури рудникового повітря"

Керівник роботи: Любимова-Зінченко Ольга Валентинівна, доц.,
затверджені наказом закладу вищої освіти від 13.10.2025 р. № 208/20.04

2. Строк подання студентом роботи: 15.12.25 р.

3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

1. Геологічний розтин родовища.
2. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
3. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
4. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
5. Схема провітрювання шахти.
- 6, 7. Основна частина проекту.
8. Економічна частина проекту.

6. Консультанти розділів проекту

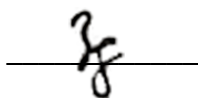
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 13.10.25

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища	14.10.25-18.10.25	
2	Границі та запаси шахтного поля	19.10.25-20.10.25	
3	Розробка основних напрямків проекту	21.10.25-24.10.25	
4	Технологічні схеми ведення виймальних робіт, виробнича потужність шахти	25.10.25-26.10.25	
5	Розкриття, підготовка та система розробки	27.10.25-28.10.25	
6	Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення виробки	29.10.25-05.11.25	
7	Магістральний транспорт	06.11.25-09.11.25	
8	Провітрювання шахти	10.11.25-14.11.25	
9	Технологічний комплекс поверхні	15.11.25	
10	Охорона праці. Охорона навколишнього середовища. Заходи щодо ЦО	16.11.25-21.11.25	
11	Основна частина проекту	22.11.25-04.12.25	
12	Економічна частина проекту	05.12.25-11.12.25	

Студент



Заїкін С.М.

Керівник проекту



Любимова-Зінченко О.В.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 157 стор., 21 рис., 38 таблиць, 176 формул, 8 аркушів графічної частини.

Об'єктом проектування є гірничі роботи шахти Павлоградська ПАТ ДТЕК Павлоградвугілля.

Метою дипломного проекту є обґрунтування та розробка комплексу заходів, спрямованих на технічне переоснащення шахти з метою підвищення ефективності та безпеки ведення гірничих робіт.

У процесі виконання проекту застосовувалися розрахункові методи, а також техніко економічне обґрунтування прийнятих технічних і технологічних рішень.

У дипломному проекті наведено детальний опис геологічної будови шахтного поля, виконано розрахунок запасів вугілля, визначено виробничу потужність шахти та обґрунтовано режим її роботи. Розглянуті та вирішені питання підготовки вугільних пластів і вибору раціональної системи розробки, а також наведено рішення щодо механізації очисних і підготовчих робіт. У якості способу підготовки пластів залишено панельну схему, яка традиційно застосовується на даній шахті. Як систему розробки прийнято стовпову систему з повторним використанням транспортного штреку як вентиляційного та з організацією прямоточного провітрювання.

Для механізації очисних робіт на пласті с₄^н обрано комплекс МДМ з очисним комбайном 1К 103М, що забезпечує добове навантаження на вибій на рівні 950 т на добу. Розроблено паспорт виймальної ділянки по пласту с₄^н. Для механізації проведення підготовчих виробок прийнято прохідницький комбайн П 110. Також виконано необхідні розрахунки параметрів шахтної вентиляції та магістрального транспорту.

В основній частині проекту значну увагу приділено обґрунтуванню комплексу заходів, спрямованих на зниження температури рудникового повітря. Для охолодження повітря в очисних вибоях передбачено застосування стаціонарної системи кондиціювання з розміщенням повітроохолоджувачів безпосередньо у гірничих виробках. У тупикових вибоях запропоновано локалізацію теплопритоків від гірничого масиву та працюючого обладнання. Для захисту гірників, які працюють у протяжних виробках з підвищеними температурними умовами, рекомендовано використання теплозахисного комплексу Комфорт.

Розрахунковий річний економічний ефект від впровадження запропонованих технічних рішень становить 166 млн грн, при цьому строк окупності капітальних вкладень оцінюється у 4,4 року.

Отримані в ході виконання дипломного проекту результати рекомендуються до практичного використання технічними, технологічними та економічними службами шахти Павлоградська при формуванні програм розвитку гірничих робіт, а також під час розроблення перспективних бізнес планів підприємства.

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

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	11
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	22
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	22
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	29
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	29
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	32
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта с ₄	32
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта с ₄	47
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	61
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	63
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	78
2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт.....	83
2.5 Магістральний транспорт.....	84
2.6 Провітрювання шахти.....	86
2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти.....	95
2.8 Охорона праці.....	98
2.9 Охорона навколишнього середовища.....	110
2.9.1 Охорона атмосфери.....	110
2.9.2 Охорона гідросфери.....	113
2.9.3 Охорона літосфери.....	114
2.10 Цивільна оборона.....	116
3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	123
4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	140
ВИСНОВКИ.....	155
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	156

ВСТУП

Вугілля є одним із ключових видів енергетичної сировини, що відіграє провідну роль у забезпеченні енергетичних потреб держави. Його значення у паливно-енергетичному комплексі України й надалі зростатиме, оскільки реальні альтернативні джерела палива в межах країни практично відсутні. Водночас важко переоцінити роль вугілля як основної сировини для коксохімічної галузі, де воно використовується для виробництва коксу, пластмас, барвників, бензолу, мінеральних добрив, синтетичного бензину та інших хімічних продуктів.

Розвиток технічних засобів, удосконалення технологічних процесів і організації виробництва істотно змінюють характер праці гірників. У загальному обсязі видобутку вугілля в Україні з року в рік зростає частка механізованої виїмки. Основним стратегічним напрямом розвитку вугільної промисловості є впровадження високоефективних технологій, створення та застосування нових високопродуктивних машин, механізмів і комплексів обладнання.

Гірничодобувна промисловість займає важливе місце в структурі паливно-енергетичного комплексу країни і суттєво впливає на рівень її енергетичної безпеки. Разом з тим із переходом гірничих робіт на значні глибини ускладнюються гірничо-геологічні умови. Підвищується температура гірських порід і шахтного повітря, зростає газоносність вугільних пластів, збільшується ризик раптових викидів вугілля і газу, а також небезпека гірських ударів. У зв'язку з цим виникає необхідність постійного поліпшення умов праці, підвищення рівня техніки безпеки, зростання продуктивності праці та зниження собівартості видобутку. Досягнення цих цілей можливе лише за умови комплексного обґрунтування рішень щодо розкриття шахтних полів, підготовки пластів, вибору систем розробки та механізації основних виробничих процесів.

На сучасному етапі широкого застосування набули стовпові системи розробки з відпрацюванням вугільних стовпів лавами по повстанню або по падінню при кутах падіння пластів до 12° . Значний вплив на зміну систем розробки та їх параметрів має досягнутий рівень механізації очисних і підготовчих робіт, а також розвиток транспортних засобів. Від правильної оцінки трудомісткості робіт і вартості проведення підготовчих виробок значною мірою залежить обґрунтованість вибору найбільш раціональних способів підготовки, систем розробки та їх параметрів, а також реальна можливість впровадження прийнятої технології очисних і підготовчих робіт.

Ефективна та безпечна розробка вугільних пластів починається з підготовки технічно обґрунтованого проекту, в якому закладені сучасні техніко-технологічні рішення. Проект технічного переоснащення шахти Павлоградська виконано з урахуванням існуючої мережі гірничих виробок і з орієнтацією на впровадження нових технологічних засобів проведення виробок та ведення очисних робіт. У проекті передбачено застосування прогресивних рішень, зокрема безнишевої виїмки, безціликової охорони підготовчих виробок, стовпової системи розробки, механізованого комплексу нового технічного рівня та прямої схеми провітрювання.

Даний дипломний проект, основною метою якого є технічне переоснащення шахти Павлоградська, розроблено на базі реальних гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов. Обсяг і зміст поставлених у проекті завдань повністю відповідають вимогам виданого завдання і забезпечують можливість практичного впровадження запропонованих рішень.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

В адміністративному плані досліджувана площа ділянки знаходиться в межах Павлоградського району Дніпропетровської області України. У промисловому аспекті надра цієї території перебувають у користуванні ПАТ ДТЕК Павлоградвугілля, яке здійснює господарську діяльність з видобутку вугілля.

Безпосередньо в межах оцінюваної площі відсутні населені пункти та житлова забудова, що знижує вплив гірничих робіт на соціальну інфраструктуру. Найближчим адміністративним і промисловим центром є місто Павлоград, розташоване приблизно за 8 км у північно західному напрямку від ділянки.

Електропостачання підприємства забезпечується від Придніпровської та Кураховської державних районних електростанцій. Передача електричної енергії здійснюється через Павлоградську та Тернівську електростанції, що створює надійну схему енергозабезпечення шахти та суміжних об'єктів.

Водопостачання шахтного комплексу організоване за рахунок Павлоградського водозабору, який знаходиться на відстані близько 10 км від підприємства. Забір води здійснюється з гідрогеологічних свердловин, обладнаних в алювіальних та кийівсько бучакських пісках. Підземні води характеризуються доброю якістю, відповідають діючим вимогам державних стандартів і придатні для виробничих та господарських потреб.

Видобуте вугілля використовується переважно як енергетичне паливо і спрямовується на теплові електростанції, де застосовується для виробництва електричної та теплової енергії.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

У геологічній будові досліджуваної ділянки беруть участь осадові утворення палеозойського та кайнозойського віку. До палеозою відносяться кам'яновугільні відклади, а кайнозой представлений палеогеновими, неогеновими та четвертинними відкладами, які перекривають більш давні породи.

Кам'яновугільні відклади приурочені до нижнього відділу і представлені свитою C_1^3 , відомою як самарська. Саме з цією свитою пов'язані пласти вугілля, що є об'єктом оцінки та подальшого промислового освоєння.

Вугленосна свита C_1^3 складена ритмічним чергуванням шарів різної товщини, серед яких переважають пісковики, алевrolіти та аргіліти. Між цими породами залягають пласти вугілля і вуглистих порід, а в окремих інтервалах трапляються прошарки вапняків. Основним стратиграфічним орієнтиром у розрізі є вапняк C_1 , який використовується як маркуючий горизонт. У нижній частині самарської свити також зустрічаються малопотужні вапняки, що не мають чітких маркуючих ознак.

Вугленосна товща в межах ділянки характеризується переважно глинистим складом. Найбільш поширеними породами є алевроліти та аргіліти, тоді як пісковики розвинені у підпорядкованих обсягах і займають порівняно невеликі інтервали розрізу.

Алевроліти сформовані уламковими зернами різного розміру та цементом, при цьому співвідношення між уламковою складовою і цементуючим матеріалом змінюється в широких межах. У мінеральному складі алевролітів домінує кварц, а в менших кількостях присутні мусковіт, біотит, хлорит і польові шпати. Серед рудних мінералів відмічаються ільменіт, лейкоксен, магнетит і пірит. Крім того, у породі трапляються гідроокисли заліза, рутил, андалузит і різні карбонатні мінерали.

Аргіліти відрізняються переважанням глинистих мінералів, тоді як зерна кварцу, кальциту, а також лусочки мусковіту і хлориту зустрічаються значно рідше. Основними глинистими мінералами, що входять до складу аргілітів, є каолініт, галуазит, який спостерігається нечасто, та монотерміт.

Вапняки за своїм мінеральним складом є неоднорідними. Вони утворені переважно кальцитом, анкеритом, доломітом і сидеритом, причому співвідношення цих мінералів може змінюватися як по розрізу, так і в межах окремих прошарків.

1.1.2.2 Тектоніка

У структурному плані досліджувана площа розташована в зоні прилягання до північно східного схилу Українського кристалічного масиву та простягається вздовж південно західного борту Дніпровсько Донецької западини. Відповідно до прийнятої тектонічної схеми ця територія відноситься до північно східної частини Самарського горста. Вона безпосередньо межує з Богданівським і Вербським скидовими порушеннями з південного заходу, а також частково прилягає до Павлоградсько В'язівського скиду з південного сходу. Заскидна зона шахтного поля знаходиться в контакті з Південно Терновським скидом і частково з Павлоградсько В'язівським скидом.

Територія шахтного поля загалом характеризується відносно спокійним моноклінальним заляганням осадових порід кам'яновугільного віку. Падіння шарів спрямоване переважно на північ та північний схід і відбувається під невеликим кутом, який у середньому становить 3–4°. Разом з тим похиле залягання осадової товщі ускладнюється значною кількістю тектонічних порушень різного масштабу. Переважають розривні порушення скидового типу, які часто поєднуються з пологими складчастими структурами плікативного характеру.

Плікативні деформації представлені хвилеподібними формами з амплітудами підняття, що зазвичай не перевищують кількох метрів. Найбільш чітко такі структури простежуються в центральній та південній частинах шахтного поля. Водночас у загальній структурі родовища плікативні порушення мають другорядне значення і не визначають загального характеру залягання пластів.

Серед розривних форм дислокацій особливе значення мають найбільші скидові порушення, до яких належать Богданівський, Південно Терновський, Павлоградсько В'язівський та Терновський скиди. До них приєднується система дрібніших розломів, що є їх відгалуженнями і також мають скидовий характер.

Простягання основних тектонічних порушень орієнтоване переважно в північно західному та південно східному напрямках, що узгоджується з простяганням кам'яновугільної товщі. Кути падіння площин розривів є досить крутими і зазвичай становлять 50–60°. Амплітуда вертикального зміщення порід у межах шахтного поля змінюється в широких межах і коливається приблизно від 10 до 280 м.

Оцінювана ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що істотно ускладнює детальне вивчення її тектонічної будови, оскільки поверхневі спостереження практично відсутні і основна інформація отримується за результатами гірничих та геологорозвідувальних робіт.

Заскидна частина ділянки в цілому також характеризується спокійним моноклінальним заляганням кам'яновугільної товщі. Падіння порід тут спрямоване на північ і північний схід під кутами 1–3°, які в зонах тектонічних порушень можуть зростати до 4–5°.

У процесі геологорозвідувальних робіт у межах цієї ділянки було виявлено сім тектонічних порушень. До них належать Павлоградсько В'язівський та Південно Терновський скиди, а також скиди з умовними номерами 11, 12, 13, 17 і 18, які доповнюють загальну систему розломів і впливають на будову та умови залягання вугільних пластів.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність досліджуваної території пов'язана з відкладами Самарської світи C_1^3 , що відносяться до візейського ярусу нижнього карбону. Вугленосна товща порід приурочена до інтервалу, обмеженого зверху вапняковим горизонтом C_1 , а знизу вугільним пластом c_2 . У межах цієї товщі залягає значна кількість вугільних пластів і прошарків, загальна кількість яких сягає близько 40. Із них робочої потужності набувають приблизно 15 пластів, тоді як безпосереднє промислове значення мають 8 основних пластів, а саме 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 глибинах від 100 до 400 м від поверхні. За своєю потужністю вони переважно відносяться до категорії тонких і дуже тонких, що істотно впливає на вибір технології їх розробки. За будовою пласти характеризуються як простою, так і ускладненою структурою, що проявляється у наявності прошарків порід, зміні потужності та нерівномірності залягання.

Основні геолого технологічні характеристики робочих вугільних пластів, які мають промислове значення в межах даної ділянки, наведені у таблиці 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 ^H	$\frac{1,00-1,20}{1,10}$	$\frac{1,00-1,20}{1,10}$	28 30 35	проста	невитриманий
c ₅	$\frac{1,00-1,40}{1,20}$	$\frac{1,00-1,40}{1,20}$		проста	витриманий
c ₄ ^H	$\frac{0,80-0,90}{0,85}$	$\frac{0,80-0,90}{0,85}$		проста	витриманий
c ₁	$\frac{0,70-0,90}{0,80}$	$\frac{0,70-0,90}{0,80}$		проста	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до вимог ДСТУ 8180-75 вугілля, що видобувається в межах даного родовища, класифікується як кам'яне. За своїми фізико хімічними та технологічними властивостями воно відповідає встановленим нормативам для цієї групи паливних корисних копалин. Узагальнені показники якості вугілля, включаючи основні параметри, що визначають його споживчі та енергетичні характеристики, наведені в таблиці 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 ^H	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 ^H	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

Досліджувана ділянка розміщується в межах заплавної частини річки Самара. Гідрогеологічні умови району характеризуються складною обстановкою, що безпосередньо впливає на формування та властивості шахтних вод.

Хімічний склад і ступінь мінералізації шахтних вод відзначаються значною різноманітністю та мінливістю. Ці показники перебувають у тісному взаємозв'язку з геолого структурними особливостями території, які визначають

вихід розроблюваних вугільних пластів під обводнені бучакські піски. Саме зазначений фактор суттєво впливає на інтенсивність водопритоків і склад підземних вод.

У межах шахти формуються води хлоридно сульфатного натрієво кальцієвого типу з рівнем мінералізації в інтервалі від 3,8 до 10,0 г на літр. За своїми властивостями вони належать до слаболужних і відзначаються дуже високою жорсткістю. Значення загальної жорсткості коливаються в межах від 29 до 40 мг екв на літр. З технічної точки зору ці води є піноутворюючими та сприяють інтенсивному утворенню твердих котлових відкладень. По відношенню до металевих конструкцій вони проявляють корозійну активність, а щодо цементів, які не мають сульфатостійких властивостей, характеризуються вираженою сульфатною агресивністю.

Безпосередню участь у процесі обводнення гірничих виробок на шахті беруть водоносні пласти та пісковики кам'яновугільних відкладень. Обсяги надходження води до гірничих виробок залежать від ряду чинників, серед яких ключову роль відіграють особливості геологічної будови шахтного поля, наявність виходів вугільних пластів під обводнені бучакські піски, площа виробленого простору, послідовність відпрацювання пластів, а також інші гірничо технічні умови.

За фактичними даними, притік води до шахти у звичайному режимі експлуатації становить близько 1000 м³ за годину. У періоди максимального водоприпливу цей показник може зростати і досягати приблизно 1300 м³ за годину.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Метанова зона для всіх вугільних пластів розташована на глибинах приблизно 130-150 м від денної поверхні. При цьому вугільний пласт с₉ повністю приурочений до зони газового вивітрювання. Газонасиченість інших пластів є незначною і не перевищує 5 м³ на тонну сухої беззольної маси. У зв'язку з цим шахтне поле в цілому відзначається відносно сприятливими умовами щодо газового режиму. Відповідно до чинної класифікації шахта віднесена до 3 категорії за газом.

Геотермічні умови району характеризуються геотермічним градієнтом, значення якого змінюються в межах від 2,1 до 4,2 градуса на 100 м глибини. Середні показники при цьому становлять близько 32,9 м на один градус та 3,1 градуса на 100 м. Температура гірських порід у зоні ведення гірничих робіт підтримується на рівні 16-17 °С, що відповідає помірному геотемпературному режиму.

Вміщуючі породи характеризуються підвищеною концентрацією вільного діоксиду кремнію, у зв'язку з чим вони відносяться до силікозонебезпечних. Це потребує застосування додаткових заходів з охорони праці та пилопригнічення під час виконання гірничих робіт.

Шахта віднесена до небезпечних за вибуховістю вугільного пилу, що зумовлює необхідність суворого дотримання вимог пиловибухобезпеки. Разом з тим, вугільні пласти не проявляють схильності до самозаймання, що дещо знижує загальний рівень пожежної небезпеки.

Основні відомості та характеристика бічних порід, що вміщують вугільні пласти, систематизовані та наведені в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
c ₆ ^H	алевроліт	8,0	7	Б ₄	аргіліт	6,0	6	A ₂	аргіліт	4	6	П ₃
c ₅	аргіліт	4,0	6	Б ₄	алевроліт	9,0	6	A ₂	алевроліт	9,0	7	П ₃
c ₄ ^H	аргіліт	2,0	6	Б ₄	алевроліт	10,0	6	A ₂	алевроліт	1,1	7	П ₃
c ₁	алевроліт	6,4	7	Б ₄	пісковик	15,0	8	A ₃	алевроліт	6,0	7	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічні межі шахтного поля встановлені з урахуванням геологічних і виробничих обмежень. У напрямку простягання західна межа поля визначається суміжною границею з шахтою Західно Донбаська, тоді як зі східного боку поле обмежується спільною межею з шахтою Тернівська. У напрямку повстання з південної сторони природною технічною межею є Павлоградсько В'язівський скид. З північного боку, по падінню пластів, шахтне поле обмежується Богданівським скидом, який відіграє роль основного тектонічного обмеження.

Геометричні параметри шахтного поля характеризуються значними розмірами. Протяжність поля по простягання становить 7,5 км, а розміри по падінню досягають 3,2 км. Загальна площа шахтного поля складає близько 24 км², що свідчить про достатньо великий масштаб гірничих робіт.

До проектування приймається окрема ділянка шахтного поля, яка має такі розміри. По простягання вона відповідає загальній довжині поля і складає 7,5 км, а по падінню обмежується величиною 1,2 км. Таким чином, площа ділянки, що безпосередньо охоплюється проектними рішеннями, дорівнює приблизно 9 км².

Шахтне поле добре вивчене геологорозвідувальними роботами. Детальна розвідка виконана за допомогою сітки бурових свердловин, інтервал між якими по падінню становить близько 300 м, а по простягання досягає 400 м. Така густота розвідувальної мережі забезпечує достатню надійність отриманих геологічних даних і дозволяє з високою точністю оцінювати запаси корисної копалини.

Структура запасів вугілля за ступенем розвіданості характеризується наступним співвідношенням. Запаси категорії А складають приблизно 25 відсотків від загальної суми запасів категорій А, В і С₁. Частка запасів категорій А і В у сукупності становить близько 42 відсотків, тоді як запаси категорії С₁ досягають 58 відсотків, що свідчить про достатній рівень геологічної вивченості поля.

Оцінку запасів шахтного поля доцільно виконувати методом середнього арифметичного. Вибір цього способу обґрунтовується тим, що кут падіння вугільних пластів у межах проекрованої ділянки змінюється незначно і знаходиться в межах 2-3 градусів. За таких умов застосування методу середніх значень дозво-

ляє отримати достовірні результати при розрахунку запасів за відповідною 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, м^2 ;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м^3 .

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{г}}, \text{м}^2$	$m_{\text{ср.н}}, \text{м}$	$\gamma, \text{т/м}^3$	$Q, \text{тис.т}$	Примітка
$c_6^{\text{н}}$	9000000	1,10	1,24	12276	
c_5	9000000	1,20	1,29	13932	
$c_4^{\text{н}}$	9000000	0,85	1,43	10939	
c_1	9000000	0,80	1,30	9360	
Разом				46507	

Розрахуємо проектні втрати вугілля на шахтному полі.

Витрати вугілля у ціликах під промисловий майданчик не враховуються, оскільки стовбури розташовані на вже відпрацьованій частині шахтного поля, що дає значення $\Pi_1 = 0$.

Далі перейдемо до визначення втрат вугілля у 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, м	H, м	L, м	d, м	ℓ, м	γ, т/м ³	Π ₂ , 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	0,85	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	0,85	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	0,85	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:

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

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

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 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти

Для визначення пріоритетних напрямків технічного переоснащення шахти доцільно провести оцінку діяльності підприємства за останній рік.

Основні техніко-економічні результати роботи шахти за 2024 рік представлені у таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Ключові техніко-економічні показники діяльності шахти за 2024 рік

№	Показник	Од.	Значення		
		вимір.	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	140	150	107,1
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	19506,2	23998,4	123,0
12	робочих з видобутку	грн/міс	20129,4	24298,6	120,7
13	ГРОВ	грн/міс	25259,8	31268,5	123,8
14	прохідників	грн/міс	24856,8	29994,2	120,7
15	Зольність видобуваного вугілля	%	25,6	25,1	98,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	2742,5	2784,5	101,5

На даний час в експлуатації знаходяться вугільні пласти c_4^H та c_1 . Підготовка шахтного поля здійснюється за панельною схемою. Для розробки пластів використовуються стовпова та комбінована системи, що забезпечують оптимальне чергування технологічних операцій та підвищення ефективності видобутку.

У 2024 році в роботі було задіяно чотири лави, обладнані сучасними комплексами 1МКД 90 з комбайнами 1К 101У та комплексами "Ostroj" 70/125, оснащеними комбайном МВ 444Р і скребковим конвеєром CZK 225/642. Підготовчі виробки виконуються комбайновим способом із застосуванням комбайнів КСП-32. Кріплення виробок здійснюється за допомогою кріплення типу КМП-А3 із шахтного спецпрофілю СВП та КШПУ-11,0, доповненого анкерним рядом. Для буріння шпурів і встановлення анкерів у покрівлю виробок використовується пневматичний анкероустановщик "SUPER TURBO BOLTER".

Транспорт вугілля з лав до пристовбурного бункера здійснюється за допомогою стрічкових конвеєрів типів 1Л-80, 1Л-100У, 1ЛУ-120, 2Л-100У та 2ЛУ-120. Вугілля надходить у завантажувальні пристрої вугільних скипів головного стовбура, забезпечуючи безперебійну подачу на поверхню. Матеріали та обладнання

доставляються в шахту електровозами К-14 на вагонетках та площадках, а по дільничних виробках транспортуються за допомогою лебідок ЛВ-25.

Переміщення персоналу по шахті здійснюється у спеціальних людських вагонетках ВЛ-18, що приводяться в рух електровозами АМ-8Д, що забезпечує безпечне та швидке пересування робітників у виробках.

Аналізуючи дані табл. 2.1, можна зробити висновок, що більшість фактичних техніко-економічних показників перевищує планові значення, проте проектна потужність шахти поки що не досягнута.

На основі проведеного аналізу технологічного процесу ведення гірничих робіт та зазначених вище даних визначено ключові завдання проекту:

- забезпечити досягнення проектної річної виробничої потужності шахти;
- визначити необхідну кількість лав для стабільного забезпечення виробничої потужності;
- обрати найбільш раціональну систему розробки вугільних пластів з урахуванням їх геологічних та технічних особливостей;
- замінити застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне обладнання на сучасне високопродуктивне устаткування;
- розробити та обґрунтувати комплекс заходів щодо ефективної боротьби з пилом на видобувній дільниці, що сприятиме покращенню умов праці та безпеки шахтарів.

Таким чином, виконання зазначених заходів дозволить підвищити продуктивність видобутку, покращити безпеку робіт, а також знизити експлуатаційні витрати при забезпеченні стабільного функціонування шахти.

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

Прогнозні розрахунки виконано із застосуванням персонального комп'ютера за допомогою програмного забезпечення "Прогноз". Отримані результати представлені у вигляді листингу 2.1.

За результатами моделювання визначено наступні характеристики геологічного середовища та поведінки покрівлі та підшви:

- основна покрівля класифікується як неважкозрушувана;
- безпосередня покрівля характеризується стійкістю;
- утворення "хибної" покрівлі відсутнє;
- підшва пласта відзначається стійкістю;
- приплив води у лаву становить менше ніж 1 м³/год.

Таким чином, прогноз показує стабільний стан гірничого масиву у зоні ведення робіт, відсутність критичних зрушень у покрівлі та підшві, а також мінімальний водоприток, що сприятиме безпечному веденню очисних робіт.

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

НАИМЕНОВАНИЕ ФАКТОРА И ЕГО ОБОЗНАЧЕНИЕ	ЗНАЧЕНИЕ ФАКТОРА
УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ :	

вынимаемая мощность, м	X11 0.85
угол падения, град	X21 1.0
марка угля	X81 3.0
сопротивление угля резанию, Н/мм	X66 190.0
плотность угля, т/м ³	X63 1.43
содержание серы, %	X89 2.5
наличие дизъюнктивных нарушений	X69 1.0
наличие пликативных нарушений	X70В 1.0
ОСНОВНАЯ КРОВЛЯ :	

мощность пород, м	X93 7.0
прочность пород, МПа	X74 50.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ КРОВЛЯ :	

принадлежность пород:	
литологическая	X77 1.0
фациальная	X85 2.0
мощность нижнего слоя, м	X86 3.0
мощность всей кровли, м	X71 3.0
прочность пород, МПа	X78 35.0
частота трещин, шт/м	X79 1.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПОЧВА :	

литологическая принадлежность пород	X88 1.0
мощность, м	X84 2.5
крепость пород по М.М. ПРОТОДЬЯКОНОВУ	X82 4.0
ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ :	

глубина работ, м	X13 650.0
тектонический район по ПО В.С. ПОПОВУ	X90В 2.0
положение лавы в складчатой структуре	X83 1.0
наличие подработки или надработки	X91 1.0
порядок отработки	X95 1.0
направление отработки	X92 4.0
длина лавы, м	X15 200.0
длина выемочного участка, м	X12 1000.0
вид механизации очистного забоя	X62 2.0
ширина захвата комбайна (шаг выемки), м	X101 .8
рабочее сопротивление крепи, МПа	X73 900.0
количество стоек под верхняк, шт	X67 4.0
количество добычных смен в сутках	X99 3.0
продолжительность добычной смены, мин	X100 360.0

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

НАИМЕНОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ	ЗНАЧЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ
1. ИНДЕКС ПЛАСТА	c4
2. ОБРУШАЕМОСТЬ КРОВЛИ (X87)	НЕТРУДНООБРУШАЕМАЯ, X87=2
3. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОРОД НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ КРОВЛИ (X16)	УСТОЙЧИВАЯ, X16=1
4. ВОДОПРИТОК В ЛАВУ, м3/час (X76)	< 1
5. УСТОЙЧИВОСТЬ И СТЕПЕНЬ ПУЧЕНИЯ ПОЧВЫ (X19)	УСТОЙЧИВАЯ (НЕПУЧАЩАЯ), X19 = 3
6. ОБРАЗОВАНИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ (X94)	НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 2
7. ПРЕКТНАЯ ДОВЫЧА, т :	
суточная (X50В)	779
за цикл (X104)	190
месячная (X105)	21225
годовая (X106)	254700
8. КОЛИЧЕСТВО ДОБЫЧНЫХ ЦИКЛОВ В СМЕНУ (X107)	4.1
9. ПОДВИГАНИЕ ЛАВЫ, м :	
за цикл (X101)	0.8
суточное (X80В)	3.28
месячное (X103)	82
годовое (X14)	984
10. КОНЕЧНАЯ ДЛИНА ЛАВЫ, м (X15) ...	200

2.2.1.2 Вибір технологічної схеми ведення очисних робіт і видобувного устаткування

Вибір видобувного устаткування та оптимальної технологічної схеми проведення очисних робіт здійснюється з урахуванням вимог правил безпеки [1], при цьому пріоритет віддається застосуванню вузькозахватної техніки.

У межах цих гірничо-геологічних умов можливе використання кількох варіантів технологічних схем:

- схема з використанням вузькозахватних комбайнів у поєднанні з індивідуальним кріпленням;
- схема з використанням комплексів механізованого типу.

Оскільки застосування механізованого комплексу дозволяє значно збільшити середньодобове навантаження на очисний вибій і підвищити продуктивність праці гірничо-видобувного обслуговуючого персоналу більш ніж у два рази порівняно з вузькозахватною технікою та індивідуальним кріпленням, приймаємо за основу технологічну схему з механізованим комплексом. Для забезпечення безперервного потокового процесу робіт доцільно використовувати конвеєрний транспорт для переміщення вугілля з лави.

Вибір конкретного комплексу проводиться на підставі аналізу областей їх ефективного застосування [2], з урахуванням таких факторів, як потужність пласта, кут його падіння, категорія покрівлі за стійкістю та схильністю до обвалення. У цих умовах можливе використання наступних комплексів:

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

Порівняння варіантів здійснюється за показником забезпечення максимального навантаження на очисний вибій. Розрахунок навантаження за організаційно-технічним фактором проводиться на персональному комп'ютері з використанням програми.

Згідно з проведеними розрахунками (листинг 2.2) максимальне навантаження на лаву досягається при застосуванні комплексу МДМ з комбайном 1К 103М і становить 950 т/добу. Тому для механізації очисних робіт прийнято саме цей комплекс.

Нормативне навантаження на очисний вибій, розраховане та представлене у листингу 2.1, складає 779 т/добу. Перевірка навантаження за газовим фактором буде проведена у розділі 2.4.4.

Для подальших розрахунків приймається навантаження за організаційно-технічним фактором рівне 950 т, при цьому кількість робочих циклів протягом доби становить 5. Це забезпечує оптимальний баланс між продуктивністю та безпекою ведення робіт.

2.2.2 Встановлення оптимальної виробничої потужності шахти

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

Фамилия студента Заікін
 Имя студента 1МКД 90 (КА 90)
 Исходные данные 1-го массива
 0.85 0.8 1.43 250 0.8 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.014787
 Время выемки угля комбайном 131.3253
 Время подготовки к очередному циклу 48.02587
 Добыча с цикла 190.6587
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 30.29523
 Продолжительность цикла 110.2489
 Количество циклов 4.847411
 Суточная добыча 921.7544

Фамилия студента Заікін
 Имя студента 1МКД 90 (1К 103М)
 Исходные данные 1-го массива
 0.85 0.8 1.43 250 0.8 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.415478
 Время выемки угля комбайном 115.1547
 Время подготовки к очередному циклу 47.15478
 Добыча с цикла 190.6587
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 35.14578
 Продолжительность цикла 120.1487
 Количество циклов 4.565847
 Суточная добыча 866.6541

Фамилия студента Заікін
 Имя студента МДМ (1К 103М)
 Исходные данные 1-го массива
 0.85 0.8 1.43 290 0.8 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 15 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 15 3
 Рабочая скорость комбайна 2.625478
 Время выемки угля комбайном 110.1457
 Время подготовки к очередному циклу 39.25475
 Добыча с цикла 190.6587
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 21.21487
 Продолжительность цикла 107.3069
 Количество циклов 5.011478
 Суточная добыча 950.1418

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Приймаємо за основу найближчу меншу типову проектну річну потужність шахти, що становить $A_{\text{шр}} = 1200$ тис. т.

Повний термін експлуатації шахти визначається з урахуванням геологічних, технологічних та економічних факторів і складає:

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

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

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

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

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

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

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

Режим роботи шахти за видобутком вугілля визначається наступними параметрами:

- кількість робочих днів на рік – 300;
- кількість робочих змін з видобутку вугілля протягом доби – 3;
- тривалість однієї робочої зміни:
 - підземні роботи – 6 годин;
 - роботи на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Беручи до уваги надзвичайно полого залягання вугільних пластів на шахті, що не перевищує 2° , для їх відпрацювання обрана панельна схема підготовчих робіт. Панельні штреки прокладаються уздовж простягання пластів, а виймальні

виробки, включаючи збірні та бортові, проводяться від панельних штреків у напрямку як повстання, так і падіння пластів. Відпрацювання пластів здійснюється довгими стовпами відповідно до напрямків повстання і падіння.

Для більш ефективного відпрацювання пласти об'єднані попарно, що дозволяє здійснювати їх спільну розробку. Вугілля, що надходить зі збірних штреків верхніх пластів, передбачено передавати по вуглеспускних гезенках на конвеєри нижніх збірних штреків. Далі на західному крилі шахтного поля вугілля по вуглеспускних гезенках транспортується на конвеєр польового штреку гори 190 м, а потім по похилому квершлагу надходить у бункер головного стовбура. На східному крилі матеріал спрямовується на панельний конвеєрний штрек, звідки через відповідні гезенки потрапляє на конвеєр гори 190 м і далі тим самим похилим квершлагом до бункера головного стовбура.

Вибір оптимальної системи розробки виконується методом техніко-економічного порівняння різних варіантів. В умовах даного гірничо-геологічного середовища найбільш доцільними є два варіанти стовпової системи розробки. Перший варіант передбачає відпрацювання виймального стовпа по повстанню з повторним використанням транспортної виробки як вентиляційної (варіант 1, рис. 2.1). Другий варіант передбачає відпрацювання виймального стовпа по повстанню з погашенням виробок слідом за лавою та одночасним проведенням нових виробок вприсічку до вже відпрацьованого простору (варіант 2, рис. 2.2). Обидва варіанти враховують ефективність використання площі, безпеку ведення робіт та оптимізацію транспортних потоків вугілля.

Для проведення економічного порівняння варіантів розробки застосовуємо спеціалізовану програму "Прогноз". За допомогою цього програмного забезпечення виконується розрахунок вартості проведення та підтримання одного метра гірничих виробок (див. листинг 2.2).

Слід зазначити, що вартість транспортування вугілля, виконання очисних робіт та робіт з водовідливу не включається у розрахунок, оскільки для обох варіантів розробки ці показники залишаються однаковими — запаси вугілля, рівень механізації та величина водопритоку не змінюються.

На основі отриманих даних розраховуємо питомі витрати на 1 м виробки для кожної із розглянутих систем розробки. Це дозволяє порівняти економічну ефективність варіантів та визначити найбільш раціональне рішення з точки зору витрат на будівництво та підтримання виробок у належному стані. Результати розрахунків будуть використані для подальшого обґрунтування вибору оптимальної технологічної схеми ведення очисних робіт.

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

де ΣK — сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR — сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

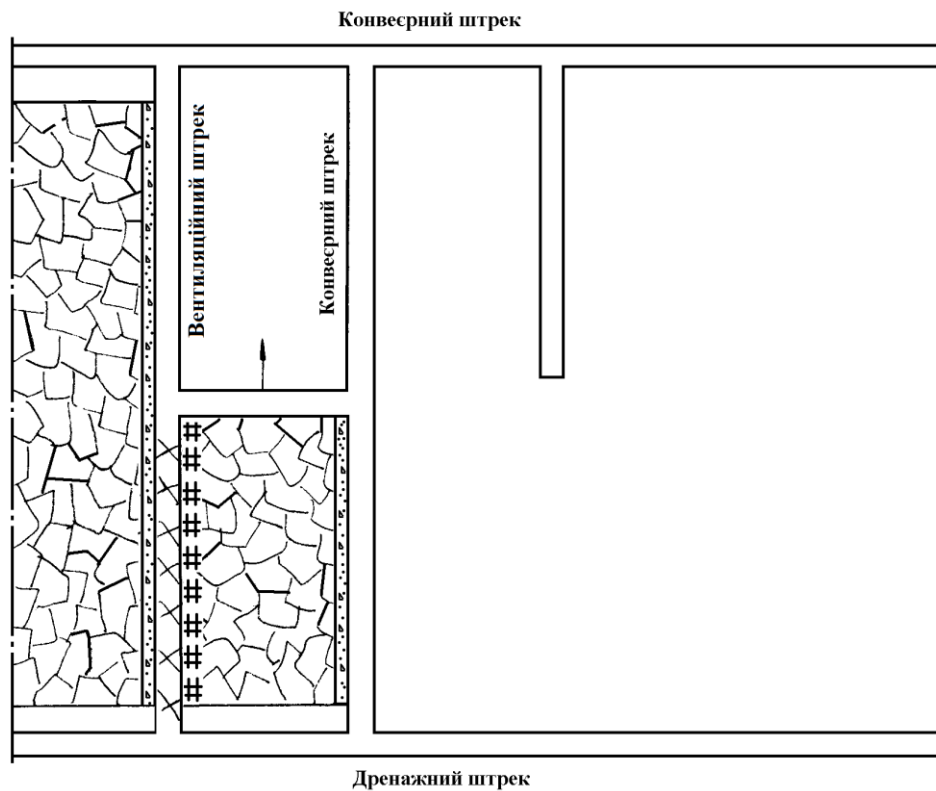


Рисунок 2.1 – Стовпова система розробки з відрубкою виймального стовпа по повстанню та з повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1)

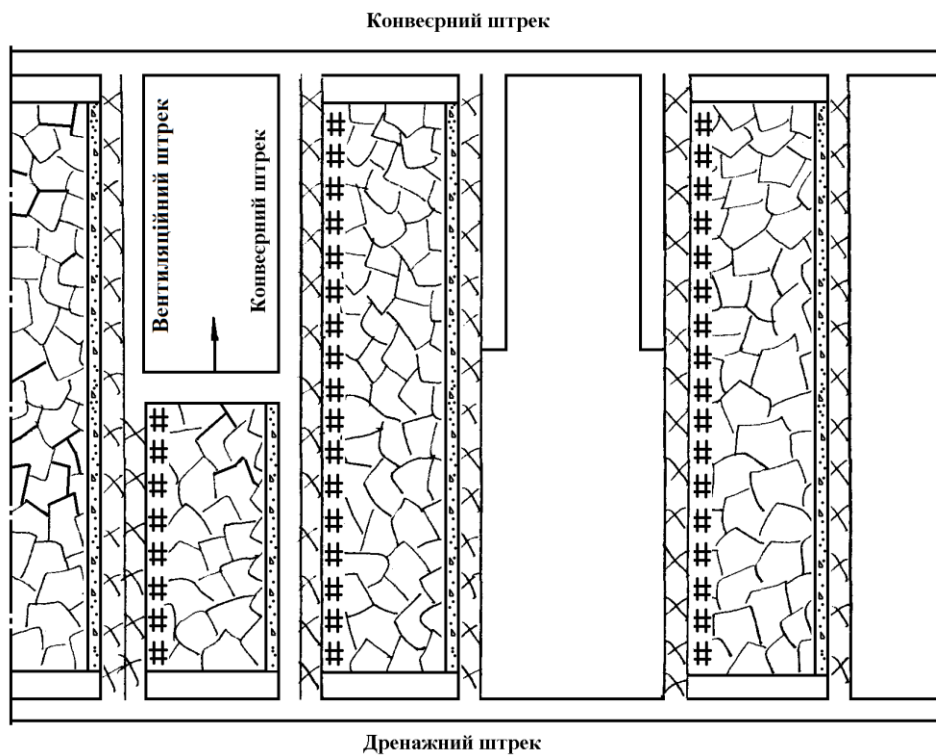


Рисунок 2.2 – Стовпова система розробки з відрубкою виймального стовпа по повстанню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку до виробленого простору (варіант 2).

Студент Заікін С.М. група Гір-24дм

ЗАТРАТЫ НА ПРОВЕДЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК
ЗА СЧЕТ СРЕДСТВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 15.11.25

1	X54=	15.7	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
2	X54=	14.00	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
3	X54=	17.20	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ 1 М , ГРН	НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ, ПЛАСТА
1	182	Вар. 2. Провед конв. штрека
2	192	Вар. 2. Провед вент. штрека
3	286	Вар. 1. Провед конв. штрека

Студент Заікін С.М. группа Гір-24дм

ЗАТРАТЫ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКОВ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК
ПРИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 15.11.25

1	X9=	17.2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	1440.00	X16=	2.00	X13=	500.00	X11=	0.85
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X96=	1200.00
2	X9=	17.2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	1440.00	X16=	2.00	X13=	500.00	X11=	0.85
	X80B=	4.80	X20B=	8.00	X97=	0.80	X96=	1200.00

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	СТОИМОСТЬ ПОДДЕРЖАНИЯ ГРН / М*ГОД	НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ, ПЛАСТА
1	470	Вар. 1. Поддерж конв. штрека
2	359	Вар. 1. Поддерж вент. штрека

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

Згідно з даними, наведеними в табл. 2.2, економічна ефективність варіанту 1 перевищує варіант 2: витрати на його впровадження на 22 % нижчі. Саме тому для подальшого розгляду та впровадження у проект приймаємо варіант 1.

Наступним етапом є виконання розрахунку лінії очисних вибоїв по шахті [3]. Для цього визначаємо добове посування діючої лави. Цей показник є ключовим для оцінки продуктивності очисного вибою та планування робіт з механізації і транспортування вугілля. Вихідні дані для розрахунку включають потужність пласта, характеристики очисного комплексу та тривалість робочої зміни. На підставі цього розрахунку визначається кількість матеріалу, що видобувається за зміну, а також необхідна організація роботи конвеєрного і допоміжного транспорту для забезпечення безперервного видобутку.

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

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 5$, див. п. 2.2.2);

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

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]);

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

Визначимо сумарну продуктивність пласту:

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

$$p = 0,85 \cdot 1,43 = 1,32 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пласту:

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

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

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

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

$$h_d = \frac{1200000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1140 \cdot 1,32 \cdot 0,95} = 810 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

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

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

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

Приймаємо 4 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

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

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

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

$$A_{шр (max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д.річ} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.13)$$

$$A_{шр (max)} = 800 \cdot 1140 \cdot 1,43 \cdot 0,95 = 1394700 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

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

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

Отримане значення добового посування діючої лави знаходиться в межах нормативного інтервалу коефіцієнту резерву, який встановлений на рівні 1,1–1,2. Це свідчить про те, що технологічна організація робіт і параметри очисного

вибою відповідають прийнятим стандартам і забезпечують достатній резерв для безперебійного видобутку.

Наступним кроком є визначення середнього річного посування всієї лінії очисних вибоїв. Цей показник дозволяє оцінити загальну продуктивність шахти на рік, враховуючи всі діючі лави та можливі зміни їхньої ефективності протягом року. Середнє річне посування розраховується як добуток середнього добового посування на кількість робочих днів та коригується на резервний коефіцієнт, що враховує технологічні паузи, ремонтні роботи і непередбачені затримки у виробничому процесі. Цей показник є основою для планування обсягів видобутку та ефективного використання ресурсів шахти.

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

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

Щоб забезпечити своєчасну підготовку нового виймального стовпа без утворення затримок у підготовчих роботах і уникнути надмірного випередження відпрацювання лави, необхідно визначити оптимальне співвідношення між обсягами очисних і підготовчих робіт.

Розрахунок ведеться з урахуванням умови своєчасного введення нових виробок у роботу, тобто так, щоб темп підготовчих робіт відповідав темпу відпрацювання існуючої лінії очисних вибоїв. Для цього використовують формулу, яка зв'язує довжину підготовлених штреків, швидкість проходки, добове посування очисних лав та кількість циклів підготовчих робіт, що забезпечують безперервність і ритмічність виробничого процесу.

Таким чином, дотримання цього співвідношення є ключовим фактором для ефективного і безперебійного ведення гірничих робіт на шахті.

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

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

Час на відпрацювання стовпа:

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

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

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

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

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

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1200}{\frac{800}{1140} - (1 + 1 + 1)} = 180 \text{ м/міс.}$$

Для забезпечення своєчасної підготовки нового виймального стовпа швидкість проходки підготовчих виробок повинна складати не менше 180 м на місяць. При цьому початок підготовки нового стовпа планується на момент, коли в діючому стовпі залишатиметься відпрацювати близько 800 м. Такий підхід дозволяє уникнути простоїв очисних лав та забезпечити безперервність виробничого процесу.

Вибір найбільш раціонального способу охорони виробок, що прилягають до очисної лави, здійснюється із застосуванням програмного комплексу "Охорона", який дозволяє моделювати різні варіанти підтримки виробок і оцінювати витрати на їх утримання.

За результатами розрахунку, представленого у листингу 2.3, доцільно здійснювати охорону конвеєрного штреку за допомогою литої смуги, оскільки цей спосіб забезпечує мінімальні витрати на підтримання виробки в стабільному стані та водночас гарантує безпеку під час роботи.

Далі розраховуємо основні параметри технології охорони згідно з нормативними даними [7]. Одним із ключових параметрів є ширина смуги, яка визначає площу охоронюваної виробки та забезпечує стійкість порід покрівлі під час експлуатації. Врахування цих параметрів дозволяє забезпечити надійну і економічно обґрунтовану організацію підтримки виробок під час ведення очисних робіт.

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

Выполнил: ст. группы Гір-24дм Заікін С.М.

Руководитель: Любимова О.В.

Исходные данные:

1. Вынимаемая мощность пласта 0,85 м;
2. Глубина разработки 340 м;
3. Угол падения пласта 3°;
4. Длина выработки 1200 м;
5. Сечение выработки в свету 12,5 м²;
6. Способ проведения выработки - Комбайн;
7. Реакция крепи усиления 0,2 МПа;
8. Время поддержания выработки вне зоны влияния очистного забоя 12 мес;
9. Время поддержания выработки в зоне влияния остаточного опорного давления 12 мес;
10. Длина лавы 200 м;
11. Годовая скорость подвигания очистного забоя 1140 м/год.

Кровля:

12. Мощность первого слоя кровли 1,3 м;
13. Предел прочности первого слоя кровли 40 МПа;
14. Мощность второго слоя кровли 8 м;
15. Предел прочности второго слоя кровли 40 МПа;
16. Мощность третьего слоя кровли 4 м;
17. Предел прочности третьего слоя кровли 50 МПа.

Почва:

18. Мощность первого слоя почвы 6 м;
19. Предел прочности первого слоя почвы 40 МПа;
20. Мощность второго слоя почвы 5 м;
21. Предел прочности второго слоя почвы 60 МПа;
22. Мощность третьего слоя почвы 9 м;
23. Предел прочности третьего слоя почвы 60 МПа.

Результаты расчетов:

Категория пород почвы по пучению: малопучающие ($K = 0,43$).

Таблица 1 - Сравнение вариантов

Номер вари- анта	спо- соба	Смещение, мм					Тип крепи	Уточн. S, м²	Стоимость, грн./м				Затраты по варианту	
		U _к	U _п	U _{общ}	U _{расч}	U _{пред}			K	R	O	Σ	грн./м	%
I	1	138	137	275	138	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1316	422	0	1738	3597	162
	3	252	251	503	252	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1316	543	0	1859		
II	2	лп	313	440	753	313	ар.,5-ти звенн.	15,2	1599	317	310	2226	2226	100
		жб	351	429	780	351	ар.,5-ти звенн.	15,2	1599	317	251	2402	2706	104
		ок	389	418	807	389	ар.,5-ти звенн.	15,2	1599	344	110	2506	2852	105
		бк	543	371	914	543	ар.,5-ти звенн.	15,2	1599	635	108	2342	2342	105
III	4	255	91	346	255	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1316	422	0	1738	3476	156
IV	5	179	178	357	179	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1117	271	0	1388	2776	125

Дата: 17.11.2025 г.

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

$$\Pi = 1,2 \cdot 0,85 = 1,1 \text{ м.}$$

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 підпошви на стиск;
 h_n – середня висота нижньої підривки, м;

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

Максимально допустиме відставання охоронної смуги від кріплення очисного вибою не повинно перевищувати 3 метри, що забезпечує надійний захист виробки від обвалів та інших небезпечних проявів покрівлі. Дотримання цього параметра дозволяє підтримувати стабільність гірничого масиву в зоні безпосередньо біля очисного вибою та запобігає виникненню аварійних ситуацій під час ведення робіт.

Вентиляційний штрек після проходки очисного вибою замикається, тобто його підтримка здійснюється слідом за лавою. Для тимчасового забезпечення стійкості виробки застосовується комбінований метод кріплення: спочатку викладається один ряд дерев'яних кострів, які забезпечують базову механічну підтримку, а далі монтується один ряд органного кріплення, що підвищує стійкість і безпечність штреку до моменту встановлення постійного кріплення. Такий підхід дозволяє оптимально поєднувати витрати матеріалів та час робіт із забезпеченням безпеки персоналу та техніки на виробничій ділянці.

Для забезпечення надійного захисту транспортного штреку доцільно застосувати великі цілики, які дозволяють ефективно витримувати тиск гірничого масиву та знижують ризик обвалів у виробці. Такі цілики забезпечують стабільність стінок і дають можливість безперешкодно проводити транспортування вугілля та обслуговування устаткування.

Ширину цих ціликів визначаємо за методикою, наведеною у джерелі [7], з урахуванням гірничо-геологічних умов, механічних властивостей порід та параметрів транспортного штреку. Відповідний розрахунок дозволяє встановити оптимальні габарити, при яких досягається баланс між безпекою та економічністю робіт, з урахуванням необхідності встановлення кріплення та проходки подальших виробок.

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

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

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

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

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

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

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито за допомогою центрально-здвоєних вертикальних стовбурів, які включають клітьовий та скіповий стовбури. На різних горизонтах – 140 м, 160 м, 190 м, 240 м, 280 м та 320 м – споруджені приствольні двори, що забезпечують обслуговування виробок і транспортування матеріалів та людей. Існуюча схема розкриття шахти залишена без змін, оскільки вона відповідає технологічним вимогам та забезпечує ефективний доступ до розроблюваних пластів.

Для гарантування безперебійного виконання планового обсягу видобутку вугілля необхідно своєчасно здійснювати підготовку нових горизонтів. Це вимагає визначення послідовності розробки кожного пласту в часі та просторі, що є основою для складання детального календарного плану відпрацювання пласту. Особливо важливим є врахування організаційних моментів у перші роки введення нового горизонту в експлуатацію, коли необхідно укомплектувати штати робітників, провести їхнє навчання та адаптацію до нових технічних умов, освоїти використання обладнання та технологічних методів роботи. В перший рік після введення горизонту до роботи приймається лише 50 % від планового темпу просування, на другий рік – 75 %, а на наступні роки обсяги роботи виходять на 100 % від планового показника.

Вся інформація щодо схеми розкриття, підготовчих виробок, системи розробки, а також календарного плану відпрацювання пласта с₄ наведена на листі № 2 графічної частини проектної документації, де детально показані напрями руху виробок, порядок введення нових стовпів та взаємозв'язок між різними елементами технологічного процесу.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Головний стовбур шахти оснащений одноканатним двохскіповим підйомом, призначеним для вивантаження вугілля у скіпи місткістю по 9 т. Підйомна машина має двобарабанну конструкцію типу 2Ц-4х1,8, діаметри барабанів складають 4000 мм, а ширина кожного – 1800 мм. Для вивантаження породи в межах головного стовбура передбачено одноканатний односкіповий підйом із противагою, де скіп має об'єм 5,3 т. Підйомна машина для цього підйому однобарабанна типу

2Ц-4х1,8, діаметр барабана становить 4000 мм, а ширина – 1800 мм.

Допоміжний ствол обладнаний двома одноканатними одноклітьовими підйомами з противагами, що дозволяють забезпечити ефективний рух матеріалів та людей. Для кожного підйому встановлена однобарабанна підйомна машина з розрізним барабаном типу ЦР-4х3, 2/0,6, де діаметр барабана складає 4000 мм, а ширина – 3200 мм. Обидві підйомні машини допоміжного стовбура розташовані в одній спеціально спорудженій будівлі, що дозволяє оптимізувати експлуатацію та обслуговування підйомного обладнання.

Схематичні перетини та конструктивні деталі головного та допоміжного стовбурів наведені на листі № 2 графічної частини проектної документації, де відображено положення підйомних машин, скіпів та технічні параметри кожного елемента підйомного комплексу.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурні двори шахти обладнані на горизонтах 140 м, 160 м, 190 м, 240 м, 280 м та 320 м біля центрально-здвоєних вертикальних стовбурів. Пристовбурний двір на горизонті 320 м має кругову схему відкатки вагонеток ВГ-3,3 і призначений для комплексного обслуговування всього підземного господарства шахти. Виробки двору розташовані за схемою хреста, що відповідає напрямку простягання порід, та включають камери насосної установки, електропідстанції, приміщення очікування, санвузли, склад вибухових матеріалів, депо протипожежного потягу. Усі камери закріплені бетоном для забезпечення надійності та безпеки експлуатації.

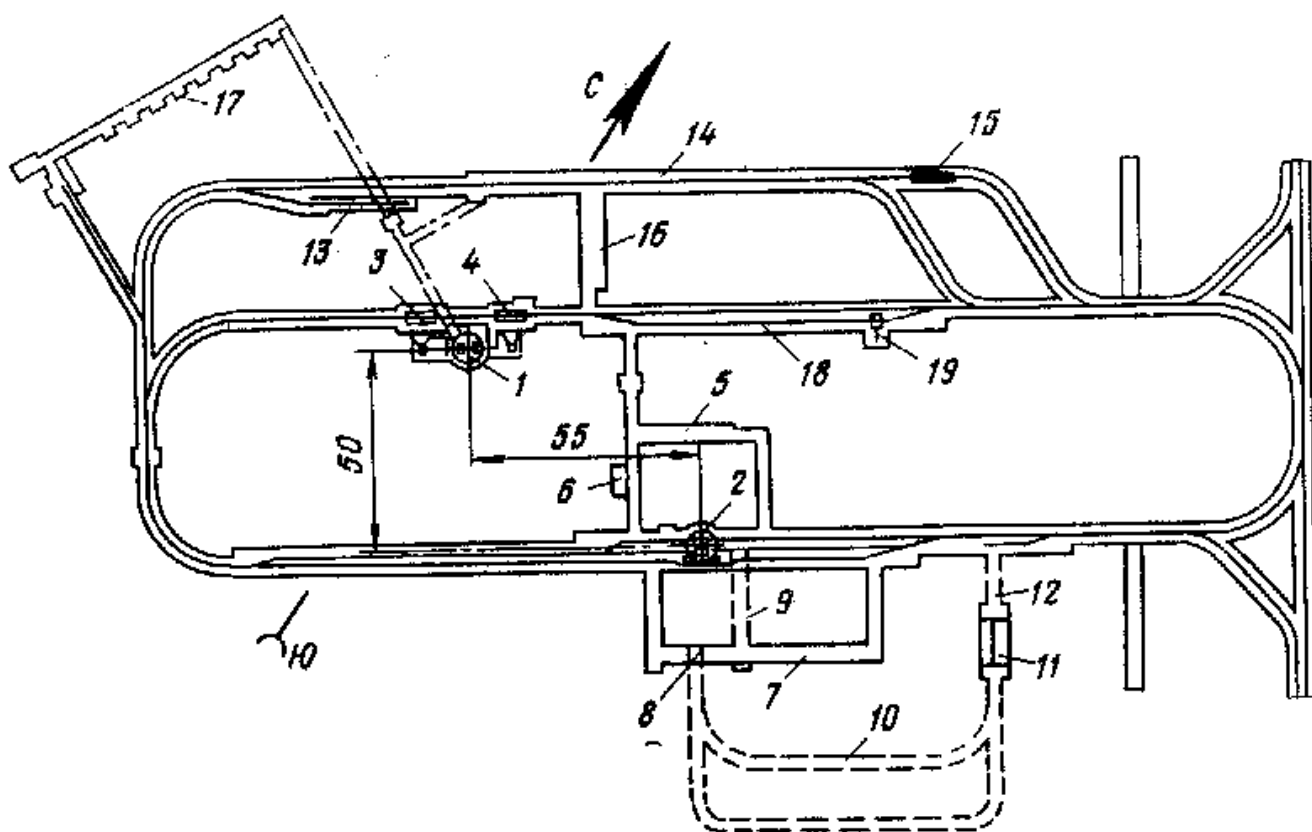
Насосна камера призначена для розміщення не менше трьох агрегатів головного водовідливу шахти та розташована поблизу клітьового стовбура для швидкого доступу. Центральна електропідстанція забезпечує прийом електроенергії з поверхні та її розподіл між усіма підземними споживачами, що гарантує стабільну роботу виробничих і допоміжних ділянок.

Розвантажувальні ями для вугілля та породи розташовані на скіповій гілці двору. Для цього передбачено розширення даної ділянки, де проводиться розвантаження вагонеток з відкидним дном. Депо акумуляторних електровозів складається з трьох суміжних камер: зарядної, перетворювальної підстанції та ремонтної майстерні, що дозволяє ефективно обслуговувати транспортні засоби.

Камера очікування призначена для робітників, які чекають на виїзд з шахти, а медпункт – для надання першої медичної допомоги підземним працівникам. Депо протипожежного потягу включає приміщення для розміщення потягу, а також склад для зберігання необхідного інструменту, інвентарю та матеріалів для гасіння пожеж.

Окремо виділена камера для очистки зумпфа, яка використовується для періодичного видалення дрібного вугілля та породи, що потрапляють у зумпф під час роботи скіпового підйому.

Графічне зображення схеми пристовбурного двору наведене на рисунку 2.3, де відображено розташування всіх основних виробок, камер та технічних елементів двору.



1 – скіповий стовбур; 2 – клітьовий стовбур; 3 – склад ВМ; 4 – сбійка для провітрювання складу ВМ; 5 – зарядна камера; 6 – ремонтна майстерня; 7 – місто стоянки запасних електровозів; 8 – преобразовча підстанція; 9 – породна розвантажувальна яма; 10 – вугільна розвантажувальна яма

Рисунок 2.3 – Схема пристовбурного двору гор. 320 м

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 ведення відробки на даній ділянці не проводиться, оскільки швидкість просування очисного вибою залишається незмінною. Всі прогнозні показники наведені у пункті 2.2 (листинг 2.1).

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт, що відображає очікувані умови ведення гірничих робіт, представлений на рисунку 2.4.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої пласта с₄^н

Відповідно до пункту 2.2 для механізації очисних робіт приймається механізований комплекс МДМ, що включає у свій склад наступне обладнання [2]:

- вузькозахватний комбайн К 103М;
- механізоване кріплення типу ДМ;
- скребковий конвеєр СП 202;
- кріплення сполучень УКС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідравлічне та електротехнічне обладнання.

Робота комбайна здійснюється за двосторонньою схемою, ширина смуги, що видобувається, становить 0,8 м, а зарубка пласта проводиться самозарубкою з використанням "косих" заїздів.

Для перевірки параметрів реакції механізованого кріплення виконуємо розрахунок згідно з умовами, наведеними у джерелі [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 i -го пласту безпосередньої покрівлі, м;

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

L_n – максимальна ширина привибійного простору при знятій смузі вугілля i 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].

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

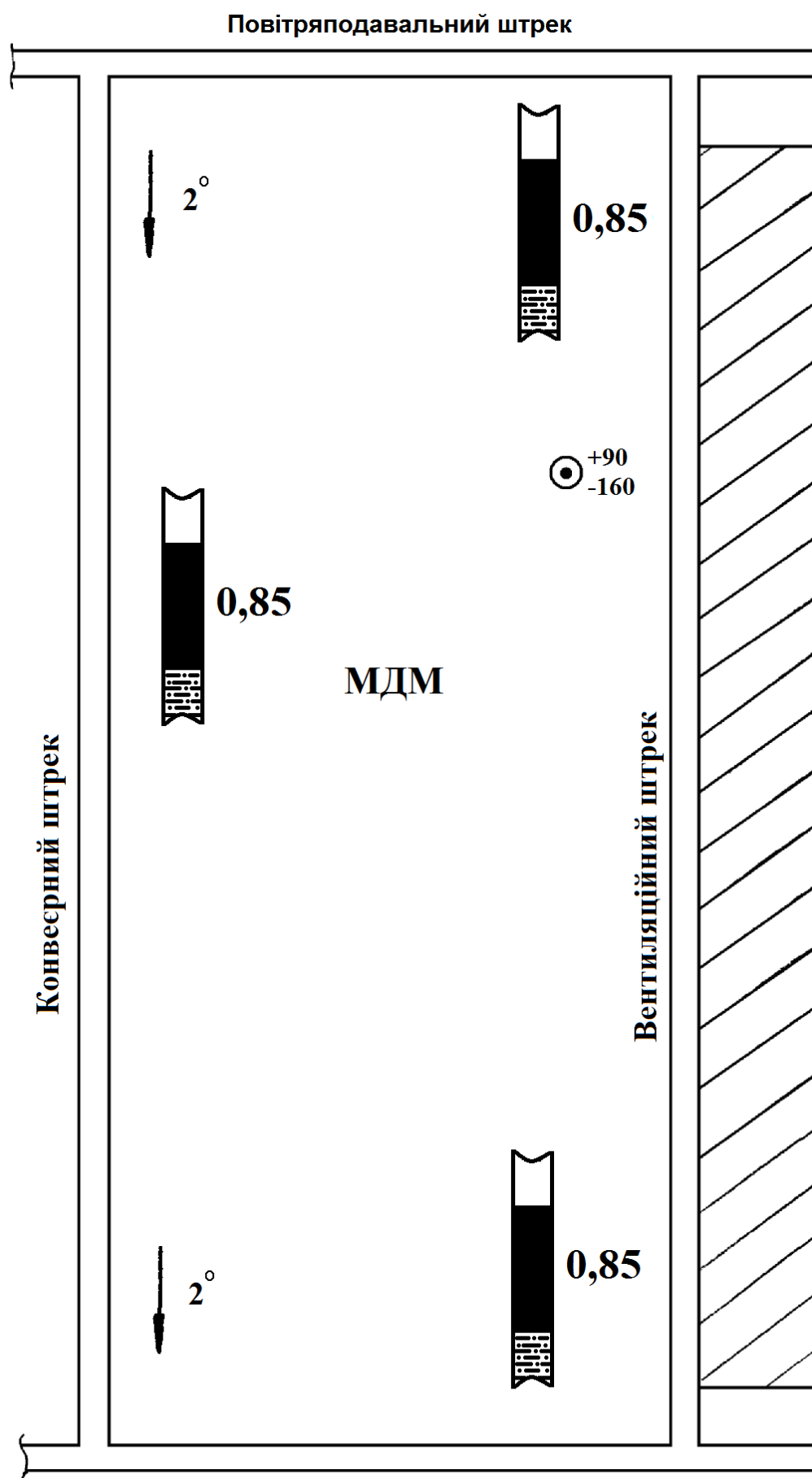


Рисунок 2.4 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

Умова виконання розрахунку підтверджується, тому для раціонального та ефективного використання механізованого комплексу додаткові заходи щодо розупрочнення покрівлі не потрібні. Кріплення брівки здійснюється за допомогою металевих стійок типу СУГМ та дерев'яних верхняків [8].

Для посилення відкотного штреку використовується металеве кріплення 17ГКУ30, яке встановлюється під кожен раму на відстані 30 м перед лавою та 80 м за лавою. Головки забійного конвеєра виносяться з лави у суміжні виробки та закріплюються на спеціальних опорах кріплення сполучень. Монтаж і демонтаж механізованого комплексу проводиться відповідно до інструкцій [9].

Роботи з монтажу та демонтажу виконуються ланками гірничих монтажників чисельністю шість осіб. Розвантаження, розміщення та монтаж устаткування здійснюються у наступному порядку: спочатку електро- та гідроустаткування, далі лінійні риштаки конвеєра з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним обладнанням, потім секції механізованого кріплення разом із гідроустаткуванням, після чого монтується комбайн, і завершально встановлюються приводні голівки конвеєра.

При монтажі скребкового конвеєра спочатку збирають нижню гілку ланцюга з окремих відрізків та розтягують її по розрізу за допомогою лебідки, в кінці ланцюга встановлюють відкісні стійки. Далі риштаки стикують групами по 5-6 одиниць, кріплять до них канат тягової лебідки і транспортують по нижній гілці ланцюга до місця верхнього приводу. Після монтажу кожної групи риштаків вантажний канат лебідки доставляється до наступної партії, і таким чином здійснюється монтаж всього риштачного ставу. Заключним етапом встановлюється навісне устаткування та лемехи.

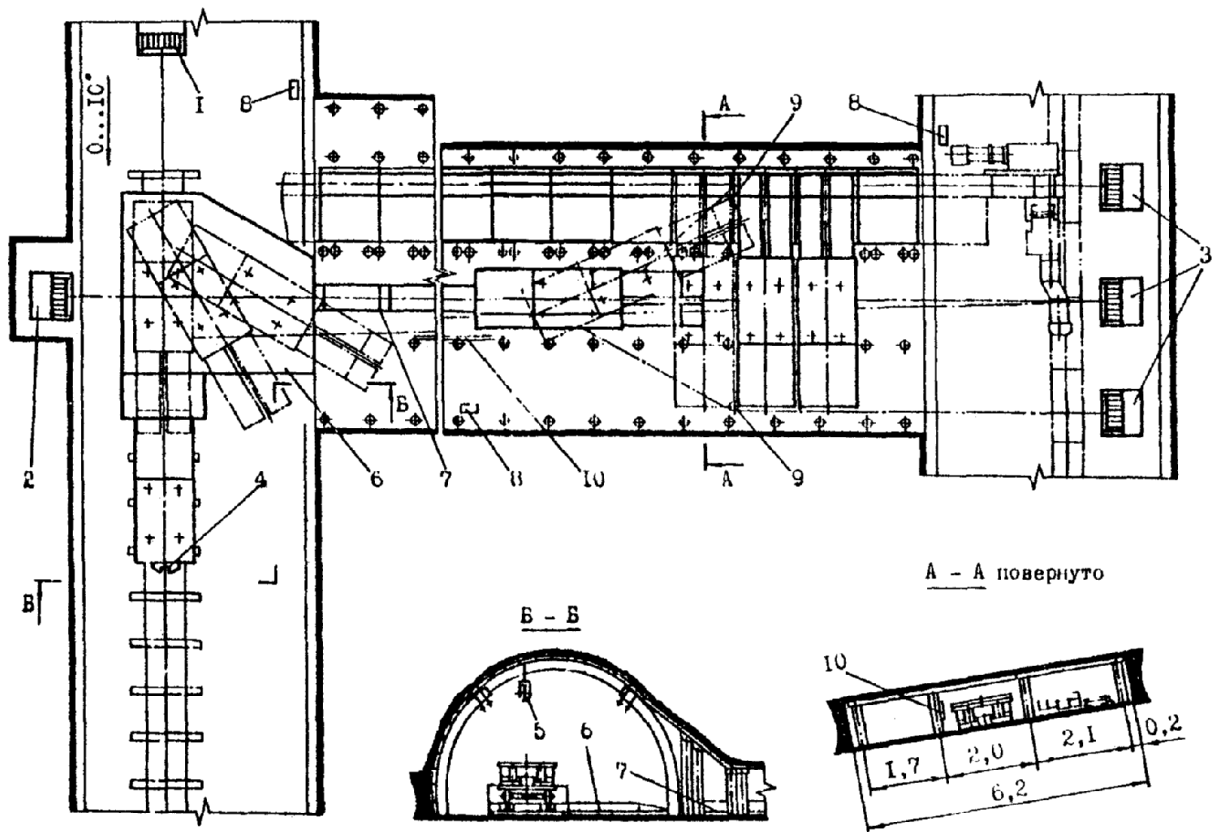
Монтаж секцій механізованого кріплення проводиться таким чином: доставлені під розріз секції розгортаються консолями по напрямку руху, до них під'єднуються вантажний і холостий канати лебідок, дається сигнал машиністу на включення лебідок, після чого секція транспортується до розрізу. На місці установки секцію розвертають за допомогою лебідки і обвідного блоку, приєднують гідроустаткування та виконують розпір. Інші секції кріплення монтують за аналогічною схемою.

Комбайн 1К 103М встановлюється в уклоні. Його складові частини доставляються до розрізу і зтягуються лебідкою у монтажну нішу. Демонтаж комплексу проводиться у зворотній послідовності монтажу.

Схема монтажу та графік організації робіт подані на рис. 2.5 та 2.6.

2.4.1.3 Управління станом масиву гірських порід

Розрахунки, наведені в п. 2.4.1.2, підтвердили, що механізоване кріплення ДМ у заданих гірничо-геологічних умовах здатне функціонувати з високою ефективністю. Тому додаткові заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаються.



- 1 – лебідка ЛПКВ
- 2 – лебідка ЛМ 25
- 3 – лебідка ЛТП 55
- 4 – платформа ПТК
- 5 – лебідка ручна ЛРЦ
- 6 – полок монтажний
- 7 – дорога монтажна МД
- 8 – апаратура сигналізації та зв'язку АПКМ
- 9 – блок відхиляючий
- 10 – відбійник направляючий

Рисунок 2.5 – Схема монтажу комплексу МДМ з застосуванням лебідок

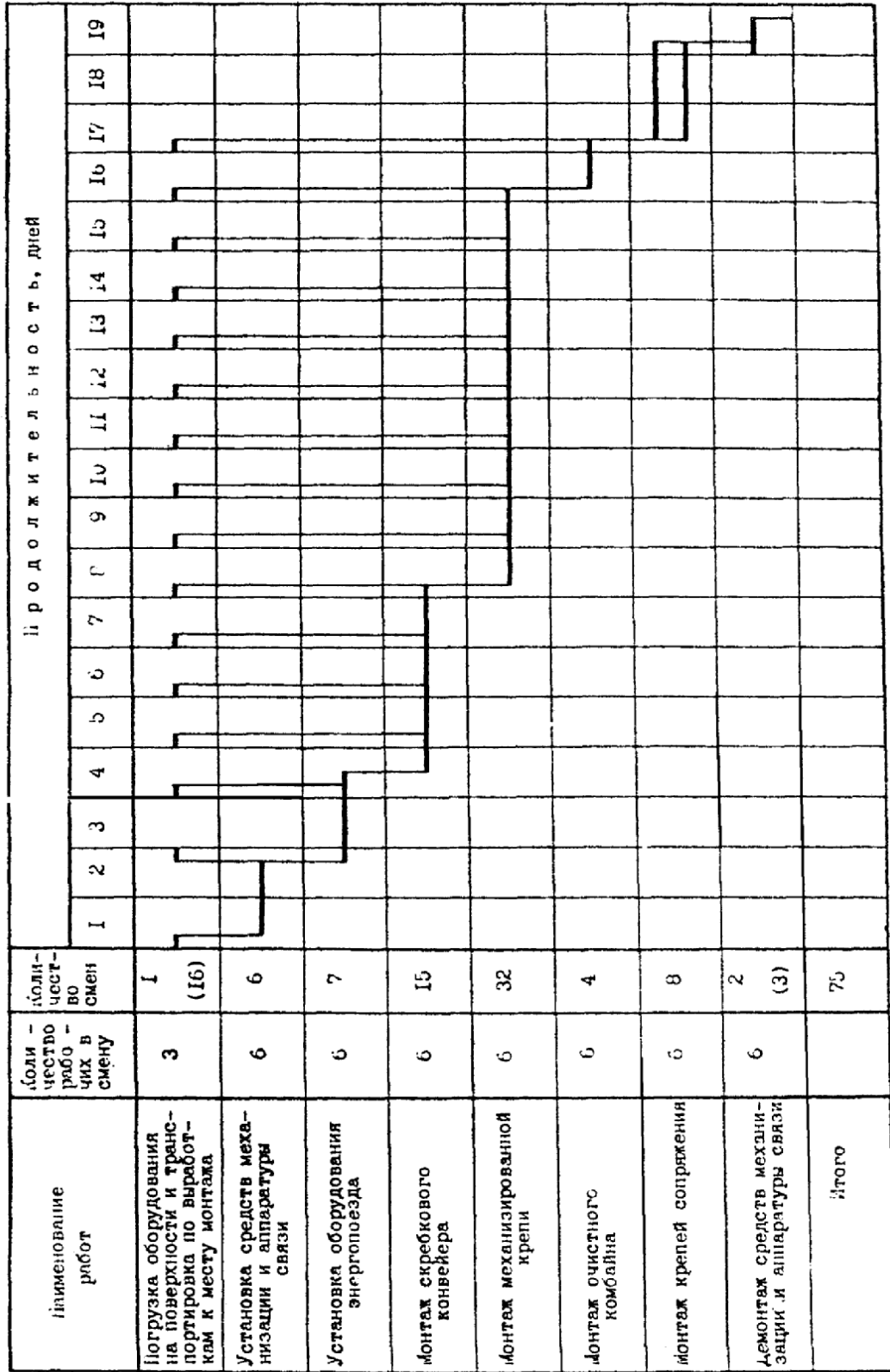


Рисунок 2.6 – Графік організації робіт при монтажу комплексу

Для забезпечення безпеки ведення робіт у шахті та запобігання можливим завалам лави або повітряним ударами, що виникають при первинному осаді завислої покрівлі на великій площі після відходу лави від розрізного просіку, застосовуються спеціальні заходи [7]. Зокрема, організовується щоденне чергування інженерно-технічних працівників дільниці в лаві відповідно до затвердженого графіка. Щозмінно проводиться інструктаж робітників щодо правил поведінки під час початку осаду основної покрівлі та шляхи виходу з лави у безпечне місце. На сполученнях лави з підготовчими виробками встановлюються світлові табло з попередженням: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧИ". Газовий режим контролюється надзором дільниці ВТБ двічі за зміну, а надзором видобувної дільниці – тричі за зміну. При перших ознаках осаду основної покрівлі черговий, який перебуває в центральній частині лави, подає звуковий сигнал через одну з абонентських станцій для евакуації людей із лави. Робітники відводяться від сполучення лави на безпечну відстань не менше 50 м. До виводу людей у безпечне місце відповідальна особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчера про початок первинного осаду основної покрівлі та про вжиті заходи. Первинний осад покрівлі здійснюється під безпосереднім керівництвом начальника дільниці або його заступника. Перед пуском лави в експлуатацію дозволяється виїмання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою. Для визначення ступеня підняття порід підпошки в уклонах застосовуються розрахунки згідно з методикою [7].

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підпошки, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підпошки в штреках [7]:

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

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

Отже, відповідно до методики [7], підпошка в уклонах шахтного поля класифікується як слабообдимна, тоді як у штреках вона вважається не обдимною. Порівняння розрахункового коефіцієнту підняття підпошки з нормативним табличним значенням [7] показує, що обрана система охорони уклонів не забезпечує до-

пустимий рівень підняття підосви, оскільки розрахунковий коефіцієнт k дорівнює 27, що перевищує табличне значення $k_t = 14$. У зв'язку з цим для ефективного запобігання підняттю підосви прийнято використовувати прорізку розвантажувальних щілин у підосві. Параметри технологічного виконання даної операції такі: глибина кожної щілини становить 1,8 м; для повного охоплення ширини виробки передбачено два ряди щілин; відстань між рядами щілин встановлюється на рівні 2 м. Виконання цих заходів дозволяє знизити внутрішні напруження у породі підосви і забезпечити стабільність уклонів та штреків при проведенні очисних робіт.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

Для забезпечення ефективного використання видобувного устаткування та оптимальної організації робіт у лаві встановлюємо чотирьохзмінний добовий режим функціонування очисного вибою. Перша зміна відводиться на ремонтно-підготовчі роботи, а решта три зміни – безпосередньо на видобуток вугілля. Тривалість кожної робочої зміни складає шість годин. Тижневий робочий графік ділянки передбачає шестиденний робочий тиждень, що дозволяє рівномірно розподіляти навантаження на устаткування і персонал.

Організаційна структура праці робітників реалізується у вигляді добової комплексної бригади, до складу якої входять робітники МГВМ, ГРОВ та електрослюсарі, розподілені на окремі ланки відповідно до функціональних обов'язків.

На очисному вибої застосовується поточна форма організації робіт, що забезпечує максимальну інтенсифікацію видобутку вугілля та дозволяє досягати високої продуктивності при одночасному контролі за безпекою.

Місячний план видобутку вугілля на даній ділянці визначається з урахуванням робочого режиму, кількості змін, продуктивності устаткування та календарного графіку підготовки стовпів, що забезпечує рівномірне виконання планових показників і стабільне функціонування очисного вибою протягом всього місяця.

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

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;

$$D_{\text{міс}} = 950 \cdot 25 = 23750 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт у очисному вибої проводиться для одного циклу виконання всіх технологічних операцій, що включають усі основні робочі процеси. Такий підхід дозволяє детально оцінити продуктивність кожного етапу та визначити потребу у ресурсах, устаткуванні і персоналі.

Видобуток вугілля здійснюється за допомогою комбайна, що забезпечує безперервне зрізування шару вугілля і його подачу на транспортні засоби. При цьому враховуються такі параметри: ширина смуги зрізу, глибина зарубки, швидкість проходження комбайна та тривалість робочого циклу. Дані для розрахунку

продуктивності комбайна отримуються на основі технічних характеристик устаткування, умов залягання пласту та організації технологічного процесу в лаві.

$$D_k = L_k \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.31)$$

де L_k – комбайнова довжина лави, м;

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_k = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,43 \cdot 0,98 = 190 \text{ т.}$$

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;

$$Q_{л.п} = 1,1 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 0,84 \text{ м}^3.$$

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

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{\text{ц}}$ – коефіцієнт циклічності;

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

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

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{580}{190} = 3,0;$$

$$T_k = \frac{7,9}{3,0} = 2,9 \text{ чол} - \text{змін}.$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

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

Трудомісткість ГРОВ:

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

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

Комплексна норма виробітку:

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

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.	встанов- лена					
Виїмка вугілля комплексом, т	7,9	580		580	190				3,т.11,17в
МГВМ 6р.						0,3	2025,50	12150,83	
ГРОВ 5р.						2,6	1826,48	25259,38	
Зведення органних рядів, ст.		85	1	85	11	0,13	1826,48	9529,38	39,т72,6а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,34	0,33	0,02	1826,48	4222,44	41,т74,2а
Разом						3,65		51292,03	

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

$$N_k = \frac{190}{3,65} = 50,7 \text{ т/чол. – змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{5192,03}{190} = 27,32 \text{ грн/т.}$$

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

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

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

$$N_{\text{я}} = \frac{950}{50,7 \cdot 1,08} = 18 \text{ чол.}$$

Чисельність персоналу, задіяного у технічному обслуговуванні та ремонті устаткування очисного вибою під час ремонтно-підготовчої зміни, визначається на основі методичних вказівок [11]. Для комплексу МДМ при плановому видобутку вугілля 950 т/добу базова таблична норма часу складає 49,4 люд.-годин (табл. 1, п. 1).

До цієї табличної норми часу застосовуються поправочні коефіцієнти, які враховують специфіку роботи в конкретних умовах: зміна довжини очисного вибою додає 4,42 люд.-годин ($2,21 \times 2$), наявність приводних голівок конвеєра вносить корекцію в 1,07 люд.-годин, а ступінь стійкості бічних порід зменшує норму на коефіцієнт 0,85. Після внесення всіх коригувань скоригована таблична норма часу становить: $(49,4 + 4,42 - 1,07) \times 0,85 = 44,84$ люд.-годин.

Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду дорівнює 6 люд.-годин, що відповідає 1 робочій зміні. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складає $44,84 - 6 = 38,84$ люд.-годин, або 6,47 робочих змін.

Чисельність електрослюсарів, задіяних на ділянці, визначається згідно з [11] на підставі аналізу ремонтної складності устаткування, що наведена у таблиці 2.6. На основі цих даних розраховується нормативна явочна чисельність електрослюсарів для забезпечення безперебійної роботи та технічного обслуговування механізмів очисного вибою.

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

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;

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

Таблиця 2.6 – Ремонтна складність устаткування очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість Т _{ор} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	1К 103М	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	ДМ	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СП 202	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	УКС	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				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	

Для проведення подальших розрахунків приймаємо чисельність персоналу таким чином: на ділянці ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 осіб, а кількість електрослюсарів – 8 осіб.

Обліковий склад робітників встановлюється відповідно до прийнятих норм і включає всіх фахівців, задіяних у технічному обслуговуванні та ремонті обладнання очисного вибою. Такий склад дозволяє забезпечити безперервну роботу механізованого комплексу та підтримання необхідного рівня готовності устаткування.

ня, а також дотримання встановлених графіків виробничих процесів. При цьому враховано, що кожен фахівець має відповідну кваліфікацію і виконує визначену норму робочих операцій за зміну, що забезпечує ефективне функціонування ділянки.

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

де $k_{\text{об}}$ – коефіцієнт облікового складу;
Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність інженерно-технічних працівників визначається відповідно до затвердженої структури організації роботи на ділянці. До складу персоналу входять: начальник ділянки – 1 особа; заступник начальника – 1 особа; помічник начальника – 1 особа; механік ділянки – 1 особа; гірничий майстер – 6 осіб. Така структура дозволяє забезпечити оперативне управління виробничими процесами, контроль за веденням робіт у очисному вибою та технічний нагляд за станом обладнання.

Розрахунок фонду оплати праці персоналу та визначення собівартості видобутого вугілля виконується за допомогою персонального комп'ютера із застосуванням спеціалізованої програми для автоматизації таких обчислень. Використання програми дозволяє точніше враховувати чисельність робітників, ставки оплати, норми виробітку та інші фактори, що впливають на собівартість продукції, а також спрощує аналіз економічної ефективності роботи шахтної ділянки. Результати розрахунків представлені у відповідному листингу 2.6.

РОЗРАХУНОК ФОНДУ ОПЛАТИ ПРАЦІ

Пряма заробітна платня

Професія	Об'єм робіт, т	Чисельність, чол.	Розцінка або тарифна ставка або оклад, грн.	Фонд оплати, грн.
Очисні роботи				
ГРОВ	23750	37	27,32	648850
Ремонтні роботи та обслуговування машин/механізмів				
МГВМ 6 розряду		5	1205,50	132605
ГРОВ 5 розряду		7	1186,48	182718
Деж. ел. сл. 5 р.		8	949,24	167066
Деж. ел. сл. 4 р.		3	834,72	55092
Оплата непередбачених робіт				6489
Итого робочих:		60		1192819
ІТР				
Начальник дільниці		1	15408	15408
Зам. нач. дільниці		1	14181	14181
Пом. нач. дільниці		1	13467	13467
Механік дільниці		1	14181	14181
Горний майстер		6	12640	75840
Итого ІТР:		10		133077
Усього по дільниці прямої заробітної платні:				10607169

Доплата за роботу в нічний час

Професія	Доплата за годину нічної роботи, грн.	Кількість робочих, занятих в зміні		Сума доплат, грн.
		III	IV	
МГВМ 6 розряду	8,80	1	1	1936
ГРОВ 5 розряду	7,57	6	6	9992
Деж. ел. сл. 4 р.	5,93	1	1	1305
Гірничий майстер	5,08	1	1	1118
Усього доплата за роботу в нічний час:				14351

Премія:	Відрядникам	-	596410	грн.
	Повременщикам	-	129770	грн.
	ІТР	-	119282	грн.
	Усього	-	845462	грн.

Доплата за керівництво бригадою:	6027,5	грн.
Доплата за пересування до міста роботи і обратно:	530358	грн.
Усього фонд оплати по дільниці:	10002806	грн.

КАЛЬКУЛЯЦІЯ СОБІВАРТОСТІ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ

Матеріали, що нормуються на 1000 т видобутку

Матеріали	Одиниця вимірювання	Норма витрат	Ціна за одиницю, грн.	Сума витрат, грн.
Лісні матеріали	м. куб	3,2	407,00	30932
Зубки	шт	25	208,00	123500
Матеріали, що виділяються на місяць				
Кабель	м	40	270,00	10800
Смазочні матеріали	т	0,9	2170,00	1953
Емульсія	т	0,9	1506,00	1355
Ланцюг	п.м	30	462,00	13860
Рештаки	шт	18	3638,00	65484
Усього:				93452
Інші витрати:				24788
Усього витрат на матеріали:				2726728

Амортизація

Найменування машин і механізмів	Кількість, шт	Балансова вартість, грн.	Норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн.
Вугільний комбайн 1К 103М	1	4632852	20	77214
Скребокний конвеєр СП 202	1	7577143	20	126286
Стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У	1	2143470	20	35725
Мехкріплення ДМ	133	362906	20	804442
Маслостанція СНТ 32	2	399697	20	13323
Автомат АВ-400	1	25912	20	432
Пускач ПВІ 250	5	26191	20	2183
Усього витрат на матеріали:		63576224		10596037

Калькуляція собівартості по дільниці

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн.	Собівартість 1 т вугілля, грн.	Питома вага елемента, %
Заробітня платня	10002806	421,17	35
Відрахування на заробітну платню	4951389	208,48	18
Матеріали	2726728	114,81	10
Амортизація	10596037	446,15	37
Усього	28276961	1190,61	

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення виймального штреку пласта с₄^н

Обґрунтування можливих варіантів технології проведення виробки здійснюється з урахуванням гірничо-геологічних особливостей ділянки та виробничо-технічних умов, керуючись рекомендаціями джерел [12,13,14]. Аналіз показав, що за заданих умов найбільш доцільним є проведення виробки вузьким вибоєм. Такий спосіб забезпечує зменшення трудомісткості робіт, підвищує стійкість виробки та, як наслідок, знижує витрати на підтримання її безпечного стану. Вибір вузького вибою також сприяє більш ефективній організації робочого процесу і дозволяє оптимізувати використання механізмів та обладнання на виробці.

З огляду на те, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 7 за шкалою професора Протод'яконова М.М., для проведення виробки доцільно застосовувати комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн моделі П-110, який забезпечує ефективну виїмку вугілля та стабільну роботу у вузькому вибою. Відбита гірнича маса буде направлятися на стрічковий перевантажувач УПЛ-2М і далі транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У до місць накопичення або подальшого транспортування.

Доставка допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися вагонетками ВГ-3,3-900 і на шахтних платформах ПТО 900. Виробка облаштовується одно-коліїним рейковим шляхом з шириною колії 900 мм, використовуючи рейки Р-24 на дерев'яних шпалах, що відповідає прийнятим нормам [14].

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення виробки та необхідного випередження очисних робіт підготовчими, яке розглядається у п. 2.3.1.4, приймається місячне посування підготовчого вибою $V = 180$ м. На основі цього параметра розраховується добове посування, що забезпечує безперервну роботу виробки та своєчасну підготовку наступних ділянок.

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

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

$$V_{\text{доб}} = \frac{180}{25} = 7,2 \text{ м/добу.}$$

Здійснимо вибір оптимальної форми та поперечного перерізу виробки, а також визначимо відповідний тип кріплення. У сучасній вугільній промисловості аркова форма поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням широко застосовується при проведенні виробок у породах міцністю $f = 3-9$ за шкалою проф. Протод'яконова М.М. Вона ефективна у зонах встановившогося гірничого тиску та під впливом очисних робіт, особливо коли відсутні породи в підшві, схильні до підняття [11].

Беручи до уваги гірничо-геологічні умови ділянки та те, що міцність порід у нашому випадку дорівнює $f = 6$, оптимальним рішенням є застосування аркової

форми поперечного перерізу із металевим рамним кріпленням. Така конструкція забезпечує достатню стійкість виробки, мінімізує ризики деформацій стінок та підвищує безпеку виконання робіт, одночасно знижуючи витрати на підтримку виробки.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки в першу чергу слід встановити мінімальну ширину виробки на висоті пересувного составу. Це дозволяє забезпечити безперешкодний прохід транспортних засобів і обладнання, а також дотримання норм безпеки при експлуатації виробки. Далі розраховується повний переріз, що враховує геометричні параметри кріплення та необхідний запас для обслуговування механізмів і роботи персоналу.

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

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

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 стойки:

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

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

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

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

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_1}{\cos \beta_0} + h_{\text{фл}}, \text{ м,} \quad (2.53)$$

де β_0 – 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:

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

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

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

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

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:

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

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі після осідання:

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

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

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_b – товщина баласту, м;

$h_{сп}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

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

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

При комбайновому проведенні переріз виробки в проходці складе:

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

$$S_{пр} = 14,2 \text{ м}^2.$$

Відповідно до типових перетинів виробок [15] приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки рівною $13,7 \text{ м}^2$. Мінімальна ширина виробки становить $4,75$ м, що забезпечує достатній простір для пересування транспортного складу та роботи персоналу.

Далі проводимо перевірку вибраного поперечного перерізу виробки у світлі за критерієм допустимої швидкості руху повітря. Це необхідно для забезпечення ефективної вентиляції, своєчасного видалення пилу та газів, а також підтримання безпечних умов праці підземних робітників. При розрахунку враховуємо рекомендовані норми швидкості повітряного потоку для подібних виробок, щоб забезпечити оптимальний баланс між вентиляційною ефективністю та габаритами виробки.

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

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

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

Відповідно до правил безпеки [1], швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с . У даному випадку розрахункова швидкість руху повітря становить $2,0 \text{ м/с}$, що повністю відповідає вимогам ПБ і забезпечує безпечні умови для працівників.

Вибір типу кріплення проводимо відповідно до інструкцій [16], з урахуванням характеристик порід та габаритів виробки. Для визначення оптимального варіанту кріплення необхідно попередньо розрахувати зміщення порід покрівлі, яке може виникати під час проведення виробки. Цей показник дозволяє оцінити навантаження на кріпильні елементи та забезпечити стійкість виробки протягом усього періоду її експлуатації. Крім того, визначення величини зміщення порід покрівлі допомагає правильно підібрати матеріали та конструкцію кріплення, щоб гарантувати довговічність і безпеку підземних робіт.

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

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

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k_s^l \cdot k_b \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.65)$$

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

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^l – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типові, мм;

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

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

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

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

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_\Pi \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН/м}, \quad (2.66)$$

де k_Π – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт надійності;

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

b – ширина виробки в прохідці, м;

P^H – нормативне навантаження;

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

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 0,8 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 кожну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

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

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

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

Для остаточного закріплення виробки обираємо металеве податливе арочне триланкове кріплення КМП-А3, виготовлене зі спеціального профілю СВП-22 з податливістю 600 мм і оснащене замками ЗПК. Для додаткового підсилення конструкції застосовуються гідравлічні стійки типу 17ГКУ 30, які встановлюються під кожен раму основного кріплення, забезпечуючи підвищену стійкість виробки.

Протяжність ділянок встановлення кріплення посилення визначена наступним чином: 11 – ділянка кріплення перед першим вибоєм становить 30 м; 12 – ділянка кріплення позаду першого вибою дорівнює 65 м; 13 – ділянка кріплення перед другим вибоєм складає 40 м.

Розрахунок комплексної виробки, а також визначення розцінок на роботи проводимо відповідно до методичних рекомендацій [17], результати заносяться до табл. 2.7. Для оцінки обсягу робіт використовується норма на проведення виробки комбайновим способом, що дозволяє врахувати усі етапи технологічного процесу та забезпечити точне планування трудових і матеріальних витрат.

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

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:

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

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

Трудомісткість на зміну:

$$T_{3м} = \frac{Q}{Q_{3м}}, \text{ чол. – зм;} \quad (2.74)$$

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	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном П 110	м	0,51	0,97	0,49	3	2,05	6,15		1297,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	2229,0	523,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	1927,1	1423,96	

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

Трудовістість 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:

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

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

Для прийнятого режиму роботи визначаємо явочну кількість працівників у зміну: для МГВМ VI розряду – 1 особа, для прохідників V розряду – 4 особи.

Чисельність робітників, задіяних у технічному обслуговуванні та ремонті устаткування в ремонтно-підготовчу зміну, розраховується відповідно до методичних рекомендацій [11] і представлена у табл. 2.8. Таблиця містить дані про розрахунок ремонтної складності обладнання, що дозволяє планувати трудові ресурси та організувати роботу персоналу з урахуванням всіх необхідних технічних та організаційних аспектів.

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	П-110	1	1660	1660	ЕНВ-2004
2	Перевантажувач	УПЛ-2М	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2ЛТ100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				9400	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточню встановлюємо явочну чисельність робітників на добу для ефективного виконання виробничих завдань: для МГВМ VI розряду – 4 особи; для прохідників V розряду – 12 осіб; для слюсарів – 4 особи.

Обліковий склад включає всіх зазначених працівників та враховує необхідність присутності персоналу для безперервного виконання технічних операцій, забезпечення підтримки устаткування та організації робіт у виробничому циклі. Крім того, такий склад дозволяє забезпечити своєчасне проведення обслуговування та виконання ремонтних робіт без зниження продуктивності.

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

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;
Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність інженерно-технічного персоналу визначаємо відповідно до затвердженій організаційної структури роботи ділянки. До складу інженерно-технічних працівників входять: начальник ділянки – 1 особа; заступник начальника – 1 особа; помічник начальника – 1 особа; механік ділянки – 1 особа; гірничий майстер – 6 осіб. Такий склад забезпечує безперебійну роботу виробничої ділянки, контроль за технологічними процесами, своєчасне обслуговування обладнання та координацію всіх видів робіт.

Розробка графіку організації робіт здійснюється на основі методичних рекомендацій [18]. Для побудови лінійного графіку процесу комбайнового виймання розраховуємо трудомісткість та тривалість кожної операції, визначаємо час на підготовчі та допоміжні роботи, а також враховуємо резервний час, що відображаємо на графіку. Усі результати розрахунків систематизовані та представлені в табл. 2.9.

Загальна питома трудомісткість на видобуток одного кубічного метра гірничої маси враховує роботу всіх задіяних ланок персоналу та використання відповідного устаткування, що дозволяє оцінити ефективність технологічного процесу і планувати необхідні ресурси для стабільного функціонування очисного вибою.

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

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

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

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час робимо в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

№ п/п	Професія	Тариф. ставка (оклад), грн	Кількість годин		Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн	Сума, грн
			за добу	за місяць		
1	МГВМ VI р	195,48	8	200	8,8	1118,00
2	Прохідник	176,76	40	800	7,57	4810,00
3	Пом. нач. ділянки	3067	6	125	5,56	1205,00
4	Гірничий майстер	2640	8	200	5,08	1016,00
5	Усього					7383,00

Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 2.11.

Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Розрахунок вартості матеріалів

№ п/п	Матеріал	Од. вим	Норма витрат на 1м	Обсяг на мі- сяць	Витрати матеріалів в місяць	Ціна за одиницю, грн	Вартість матеріалів за місяць
1	Кріплення КМП-А3	компл.	1,0	180	150	2000,00	300000,0
2	Затяжка	м ³	0,23		51,75	885,00	30532,50
3	Вент труба	м	1		225	800,00	180000,0
4	Рейки Р 33	т	0,048		7,2	3000,0	21600,0
5	Шпали дерев'яні	м ³	0,064		14,4	180,00	2592,00
6	Усього						434724,5

Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань робимо в табл. 2.13.

Таблиця 2.13– Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань

№ п/п	Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, грн	Витрати на транспорт та монтаж (15%), грн	Первісна стоимость, грн	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн
1	П-110	1	950000,00	142,500,00	1092500,0	20	13656,25
2	2ЛТ100У	1	290400,00	43560,00	333960,00	20	4174,50
3	ВМП	1	11664,00	1749,60	13413,60	20	167,67
4	ЛВД 34	1	9600,00	1440,00	11040,00	20	138,00
5	КТПВ	1	120800,00	18120,00	138920,00	20	931,50
6	ПВИ 250БТ	5	40290,00	6043,50	46333,50	20	579,17
7	АВ 400ДО	2	8040,00	2412,00	18492,00	20	231,15
8	Усього						153638,3

Калькуляцію собівартості 1м виробки робимо в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Калькуляція собівартості 1м виробки

№ п/п	Елемент витрат	Сума витрат, грн/міс	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1м, грн/м	Питома вага, %
1	Витрати на оплату праці	129424,20	180	6862,83	16
2	Відрахування на соц. міри	64064,98	180	4527,10	8
3	Допоміжні матеріали	434724,5	180	20398,16	64
4	Амортизація	153638,3	180	10524,25	12
5	Усього			40712,34	100

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	0,8	1	$140,28 \cdot 1 = 140,28$	$140,28 \cdot 3 = 420,84$	$70,24 \cdot 1 = 70,24$	$70,24 \cdot 3 = 210,7$	§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расплитовка, підтягування і підвіска кабеля	м	0,8	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	0,8	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	0,8	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	0,8	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	0,8	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	0,8	2-5	$145,1 \cdot 1 = 145,1$	$145,1 \cdot 3 = 435,3$	93,7	281,2	§ 2, табл. 52
Нарощування конвеєру	м	0,8	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
Нарощування вент. трубопроводу	м	0,8	2	$3,54 \cdot 1 = 3,54$	$3,54 \cdot 3 = 10,62$	-	$10,62 / 2 = 5,3$	§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	0,8	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			

Таблиця 2.11 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

Професія робітника (посада)	Од. вимір	Обсяг робіт						Чисельність робітників на роботі						За списком	Розцінка, тарифна ставка, оклад, грн.	Фонд оплати праці, грн/м				
		на місяць	на добу	по змінам												пряма з.п.	доплати			Усього
				1	2	3	4	премія	нічні	інші										
МГВМ 6 р	м	180	6	0	2	2	2	4	1	1	1	1	6	195,48	14097,0	3020,50	4810,0	6121,5	21670,50	
Прохідник 5р								9	0	3	3	3	19	176,76	5544,0	1396,20	0	735,62	7675,82	
Електрослюсар 5р								4	4	0	0	0	6	99,06	5094,0	1123,23	902,0	389,56	6748,79	
Начальник ділянки								1	0	1	0	0	1	3408,0	3408,0	256,40	0	49,80	1206,20	
Зам. нач. ділянки								1	1	0	0	0	1	3181,0	3181,0	242,30	0	49,80	1172,10	
Пом. нач. ділянки								1	0	0	1	0	1	3067,0	3067,0	229,50	655,0	49,80	1226,55	
Механік ділянки								1	1	0	0	0	1	3181,0	3181,0	235,10	0	49,80	1144,90	
Гірничий майстер								5	2	1	1	1	6	2640,0	16120,0	1693,56	1016,0	498,56	7866,62	
Оплата непередбач. робіт																			295,60	
Усього								29	9	7	7	6	41		45900,0	8196,79	7383,0	7944,5	129424,20	

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

Доставка видобутого вугілля з очисного вибою здійснюється за допомогою скребкового конвеєра СП 202, який є складовою частиною механізованого комплексу МДМ. Цей конвеєр забезпечує безперервне транспортування вугілля від комбайна до підготовчих виробок і далі на пристовбурний конвеєрний транспорт, що дозволяє підтримувати заданий ритм роботи очисного вибою та забезпечує високу продуктивність процесу.

Для визначення розрахункового вантажопотоку по лаві застосовуємо методику, наведені у джерелі [21]. Вона враховує продуктивність комбайна, швидкість руху конвеєра, коефіцієнти завантаження та додаткові технологічні фактори, які впливають на безперебійну подачу вугілля до транспортної мережі шахти. Розрахунок дозволяє оцінити потребу в конвеєрному обладнанні та оптимізувати параметри його роботи для забезпечення стабільного і безпечного транспортування вугілля по лаві.

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.72)$$

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]);

$$Q_p = \frac{950 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 122 \text{ т/год.}$$

Визначення типу стрічкового конвеєра проводимо з урахуванням двох основних параметрів:

1. Максимальної величини вантажопотоку, яку конвеєр повинен пропускати без перевантажень та простоїв.
2. Допустимої довжини конвеєра, що забезпечує його ефективну роботу в межах розташування виробок і технологічних потреб шахтного поля.

Виходячи з цих умов, проводимо підбір конвеєра таким чином, щоб його продуктивність відповідала розрахунковим вантажопотокам, а довжина та конструктивні характеристики дозволяли безперервно транспортувати вугілля від очисного вибою до пунктів складування або подальшої видачі на поверхню.

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.73)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

Виходячи з графіків застосовності [21], здійснюємо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов оптимальним є конвеєр 2ЛТ 100У, оскільки при його не-

обхідній довжині $L = 1200$ м і куті нахилу $\beta = 2^\circ$ розрахунковий вантажопотік $Q_p = 175$ т/год значно менший за допустимий $Q_t = 650$ т/год. Графічне представлення застосовності конвеєра наведено на рис. 2.7.

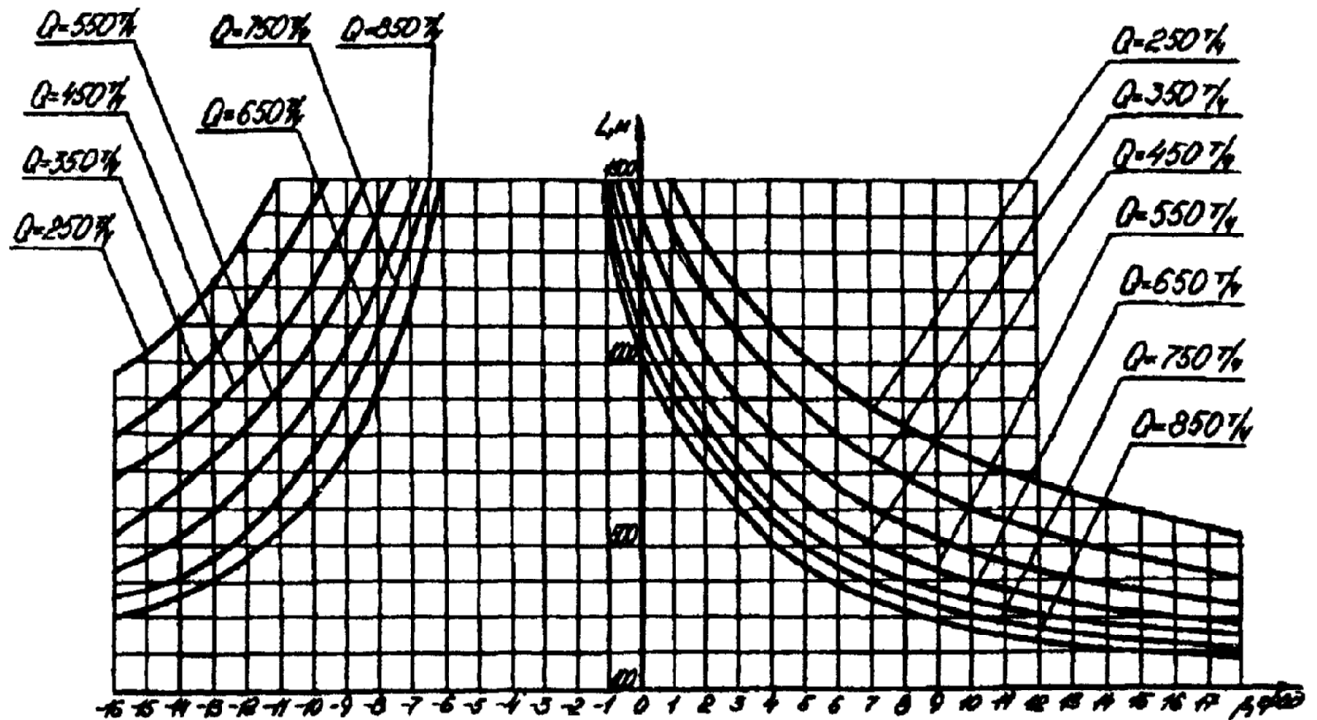


Рисунок 2.9 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ 100У

Для організації перевантаження вугілля з забійного конвеєра СП 202 на стрічковий 2ЛТ 100У використовується скребковий перевантажувач ПС, який входить до складу механізованого комплексу МДМ [2].

Ефективність роботи перевантажувача перевіряється за умовою 2.73, що забезпечує відповідність його пропускної здатності і режиму роботи конвеєра прийнятим технологічним параметрам, виключаючи перевантаження та простой транспортувальної лінії.

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

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.

Для організації транспортування устаткування та матеріалів по бремсбергу обираємо напідшвенну канатну дорогу ДКН 4-2, яка має ширину колії 0,9 м і призначена для вагонеток типу ВГ-3,3.

Для перевезення вантажів по хіднику застосовуємо канатну відкатку з використанням лебідок ЛВД 34, що забезпечує контрольований рух вагонеток та безпечну доставку матеріалів.

Транспортування людей по хіднику здійснюється також за допомогою канатної дороги ДКН 4-2, що дозволяє забезпечити безпечний і своєчасний переміщення робітників між виробками.

Маневрові операції та переміщення вагонеток у виробках виконуються з допомогою лебідок ЛВД 34, що забезпечує точне позиціонування і ефективне управління рухом вантажів та робітників у межах шахтної транспортної мережі.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці пл. с₄^н

Схему провітрювання вибираємо з урахуванням таких факторів: ступеня ізольованості джерел шкідливих виділень у рудничній атмосфері, напрямку руху повітряного потоку з лави, взаємного впливу очисних виробок на ефективність провітрювання, а також взаємного розташування свіжого і відпрацьованого повітряних потоків. Крім того, обрана схема повинна гарантувати безпеку робітників та підтримувати нормальні санітарно-гігієнічні умови праці в шахті.

Відповідно до рекомендацій [22], для даних умов приймаємо схему провітрювання типу 3-В-Н-Г-ПТ, яка оптимально відповідає зазначеним критеріям і забезпечує ефективний розподіл повітряних потоків у виробках.

2.4.4.2. Розрахунок відносної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою пласту с₄^н

Відносна метанообільність виймальної ділянки:

$$q_{\text{діл}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.74)$$

де $q_{\text{пл}}$ – метановиділення з розроблюваного пласту, м^3 ;

$q_{\text{сп}}$ – метановиділення зі зближених вугільних пластів, $\text{м}^3/\text{т.с.д.}$;

$q_{\text{пор}}$ – метановиділення з порід, що вміщують, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}} + k_{\text{е.п}} \cdot (X - X_{\text{о}}), \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.75)$$

де $k_{\text{е.п}}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виймальної ділянки;

$X_{\text{о}}$ – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X_{\text{о}} = X_{\text{о.г}} \cdot k_{\text{WA}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.76)$$

де $X_{\text{о.г}}$ – залишкова метаноносність вугілля, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X_{\text{о.г}} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (2.77)$$

де V^{daf} – вихід летючих речовин, %;

$$X_{\text{о.г}} = 18,3 \cdot 39,9^{-0,6} = 2,05 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

k_{WA} – коефіцієнт перерахування металоносності пласта на вугілля, частки од.

$$k_{WA} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (2.78)$$

де W і A – відповідно пластова вологість і зольність, %;

$$k_{WA} = \frac{100 - 2,1 - 10}{100} = 0,88;$$

$$X_o = 2,05 \cdot 0,88 = 1,8 \text{ м}^3/\text{т};$$

X – природна метанонасність пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X = X_r \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.79)$$

де X_r – природна метанонасність пласта, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$;

$$X = 7,5 \cdot 0,88 = 6,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$q_{o.п}$ – відносне метановиділення з очисного вибою, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o.п} = 0,85 \cdot X \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.80)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення із пласта;

$$k_{пл} = \frac{\ell_{оч} - 2 \cdot b_{з.д}}{\ell_{оч}}, \quad (2.81)$$

де $\ell_{оч}$ – довжина очисного вибою, м;

$$k_{пл} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{200} = 0,89;$$

n – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою, виходу летючих речовин з вугілля та глибини розробки;

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{daf}), \quad (2.82)$$

де a_1, b_1 – коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від V^{daf} ;

$$n = 0,152 \cdot 4,8 \cdot \exp(-0,001 \cdot 460 + (-0,051) \cdot 39,9) = 3,4;$$

$q_{o.y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{o,y} = q^l_{o,y} + q^{ll}_{o,y}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.83)$$

де $q^l_{o,y}, q^{ll}_{o,y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в уклоні відповідно, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q^l_{o,y} = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{т,y} + b_3 \cdot k^l_{т,y}), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.84)$$

$$q^{ll}_{o,y} = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k^{ll}_{т,y}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.85)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що знаходиться відповідно на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од.;

$k_{т,y}, k^l_{т,y}, k^{ll}_{т,y}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробці виймальної ділянки, частки од.;

$$k_{т,y} = a \cdot T^B_{т.л}; \quad (2.86)$$

$$k^l_{т,y} = a \cdot T^B_{т.п.л}; \quad (2.87)$$

$$k^{ll}_{т,y} = a \cdot T^B_{т.к} - a \cdot T^B_{т.л}; \quad (2.88)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля;

$T_{т.л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{т.л} = \frac{\ell_{оч}}{60 \cdot V_{к.л}}, \text{ хв}, \quad (2.89)$$

де $V_{к.л}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, $\text{м}/\text{с}$;

$T_{т.п.л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на підшві в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{т.к}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля у транспортній виробці в межах виймальної ділянки, хв.;

$$T_{т.к} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} \ell_{pi}}{60 \cdot V_{pi}}, \text{ хв}, \quad (2.90)$$

де n_i – кількість ділянок довжиною ℓ_{mi} з різною швидкістю руху вугілля;

ℓ_{mi} – довжина виробки з i -м видом транспорту, м ;

V_{mi} – швидкість транспортування вугілля на ділянці ℓ_{mi} , $\text{м}/\text{с}$;

$$T_{т.к} = \frac{1900}{60 \cdot 2} = 10,8 \text{ хв};$$

$$T_{т.л} = \frac{200}{60 \cdot 1,4} = 2,4 \text{ хв};$$

$$k_{т.у} = 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,097;$$

$$k_{т.у}^l = 0;$$

$$k_{т.у}^{ll} = 0,118 \cdot 10,8^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,103;$$

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot 6,6 \cdot 0,89 \cdot \exp(-3,4) = 0,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^l = 6,6 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-3,4)] \cdot (1 \cdot 0,097 + 0) = 1,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^{ll} = 6,6 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-3,4)] \cdot 1 \cdot 0,103 = 1,2 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у} = 1,1 + 1,2 = 2,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{пл} = 0,3 + 2,3 + 0,03 \cdot (6,6 - 1,8) = 2,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \Sigma q_{сп.п} + \Sigma q_{сп.н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.91)$$

Відносне метановиділення як з пласта (супутника), що підроблюється $q_{сп.п}$, так і з пласта (супутника), що надроблюється $q_{сп.н}$, визначається по формулі:

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_b} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot (1 - \frac{M_{сп}}{M_p}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.92)$$

де $m_{сп.i}$ – сумарна потужність вугільних пачок окремого і-го супутника, м;

$X_{сп.i}$ – природна метаносність і-го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$X_{о.i}$ – природна метаносність і-го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

m_b – виймальна корисна потужність розроблюємого пласту, м;

$M_{сп}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблюємого і підпошвою зближеного (при підробітці) пластів і між підпошвою розроблюємого і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

M_p – відстань по нормалі між розроблюємим і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

При надробітці пологих і похилих вугільних пластів зачення $M_p = 60$ м, а при підробітці пологих і похилих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{у.к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (2.93)$$

де $m_{в.пр}$ – потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних пропластків, м;

$k_{y,k}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею;
 k_L – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження;

$$k_L = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (2.94)$$

де $\alpha_{пл}$ – кут падіння пласта, град.

$$k_L = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 39,9) = 0,9;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot \sqrt{0,85} \cdot (\cos 5 + 0,05 \cdot 0,9) = 277 \text{ м};$$

На підставі аналізу стратиграфічної колонки шахтного поля визначаємо, що в покрівлі пласта c_4^H залягає супутник c_5 , а в підошві пласта – супутник c_3 .

$$q_{спc_5} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,7}{0,85} \cdot (5,4 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{125}{277}\right) = 0,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{спc_3} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{0,85} \cdot (5,6 - 1,8) \cdot \left(1 - \frac{29}{60}\right) = 0,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{сп} = 0,6 + 0,5 = 1,1 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метановиділення вміщуючи порід метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{пор} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{сп} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.95)$$

де $k_{сп}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею і літологічний склад порід, частки. од;

H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$$q_{пор} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot (6,6 - 1,8) \cdot 0,00106 \cdot (460 - 100) = 1,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{діл} = 2,7 + 1,1 + 1,1 = 4,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{оч} = (q_{о.п} + q_{о.у}) \cdot (1 - k_{д.пл}) + k_{в.п} \cdot q_{в.п}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.96)$$

$$q_{діл} = (q_{о.п} + q_{о.у}) \cdot (1 - k_{д.пл}) + q_{в.п}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.97)$$

де $k_{д.пл.}$ – коефіцієнт ефективності дегазації розроблюємого пласта, частки од;
 $k_{в.п.}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в при вибійний, частки од;
 $q_{в.п.}^l$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $м^3/т$;

$$q_{в.п.}^l = [k_{е.п.} (X - X_o) \cdot (1 - k_{д.пл.}) + (\sum q_{сп.пi} + q_{пор}) \cdot (1 - k_{д.сп.}) + \sum q_{сп.пi} (1 - k_{д.сн})] \cdot (1 - k_{д.вп.}^l) \cdot (1 - k_{д.в.о.}), м^3/т; \quad (2.98)$$

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

$$\begin{aligned} q_{в.п.}^l &= [0,03 \cdot (6,6 - 1,8) \cdot (1 - 0) + (0,6 + 1,1) \cdot (1 - 0) + 0,5 (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 2,3 \text{ м}^3/т; \\ q_{оч} &= (0,3 + 1,1) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 2,3 = 1,4 \text{ м}^3/т; \\ q_{дiл} &= (0,3 + 2,3) \cdot (1 - 0) + 2,3 = 4,9 \text{ м}^3/т. \end{aligned}$$

2.4.4.3 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту c_4^H

Визначимо очікуване метановиділення очисної виробки:

$$I_{оч} = \frac{A_{оч} \cdot q_{оч}}{1440}, \text{ м}^3/хв, \quad (2.99)$$

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

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

Для розрахунку середнього абсолютного метановиділення на виймальній ділянці у формулу (2.99) підставимо $q_{дiл}$ з формули (2.74).

$$I_{оч} = \frac{850 \cdot 1,4}{1440} = 1,4 \text{ м}^3/хв.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{дiл} = \frac{850 \cdot 4,9}{1440} = 4,9 \text{ м}^3/хв.$$

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

$$I_{\text{оч}} \succ I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.100)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиделення в лаві (з табл. 6.3 [22]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м²;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.101)$$

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

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

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

$$I_{\text{оч}} = 1,4 \text{ м}^3/\text{хв}. < I_p = 3,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

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

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot I_{\text{оч}} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;
 C – припустима згідно ПБ концентрація газу у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;
 C_o – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

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

Розрахунок витрати повітря, пов'язаний із газами, що виділяються під час вибухових робіт, не проводимо, оскільки таких робіт у шахті не здійснюється, і виділення шкідливих газів відсутнє.

Для визначення необхідної кількості повітря враховуємо чисельність людей, які перебувають у підземних виробках, і орієнтуємося на нормативні витрати повітря на одного робітника. Розрахунок проводиться з метою забезпечення оптимальних умов для праці персоналу, підтримання безпеки та запобігання перевищенню допустимих концентрацій шкідливих речовин у повітрі.

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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 приви́бійного 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:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.104)$$

де $V_{\text{оч}}$ – оптимальна швидкість повітря в при ви́бійному 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:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.105)$$

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

$S_{\text{оч max}}$ – максимальна площа поперечного перерізу приви́бійного 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:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.106)$$

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 відповідає нормативним вимогам.

Приймаємо розрахункову витрату повітря для очисних робіт $Q_{оч} = 277 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Далі проводимо розрахунок витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки з урахуванням постійного виділення газів, що виникають під час експлуатації шахтного поля. Цей розрахунок необхідний для забезпечення безпечного перебування персоналу в виробках та підтримки концентрації шкідливих речовин на допустимому рівні.

$$Q_{дл} = \frac{100 \cdot I_{дл} \cdot k_H}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.107)$$

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

Витрати повітря на підсвіження:

$$Q_{доп} = Q_{дл} - Q_{оч} \cdot \frac{k_{ут.в}}{k_{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.108)$$

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

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

Розраховані витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{доп} \geq 60 \cdot S \cdot V_{min}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.109)$$

де S – площа поперечного перерізу виробки з підсвіжаючим струменем повітря у світлі, м^2 ;

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

Умова виконується.

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

2.4.4.5 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.110)$$

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]);

$$A_{\max} = 850 \cdot 3,7^{-1,67} \cdot \left[\frac{329 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2010 \text{ т/добу.}$$

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

2.4.4.6.1 Розрахунок метанообільності штреку пласта с^н

Метановиділення в виробку, проведену по пласту:

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов } 1} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.111)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов } 2} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.112)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} \cdot (X - X_o) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.113)$$

де V_{Π} – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, м/добу;

k_T – 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.;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{тy}} \cdot (X - X_o), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.114)$$

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.;

$$k_{\text{тy}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.115)$$

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.;

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot \ell_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.116)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м²;

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

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

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

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

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

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

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

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

2.4.4.6.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штреку пласту с₄^н

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{3.\Pi} = \frac{100 \cdot I_{3.\Pi}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.117)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{3.\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.118)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{3.\Pi} = 60 \cdot V_{\Pi \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.119)$$

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

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

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

$$Q_{3.\Pi} = 20 \cdot V_{\text{прив min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.120)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиді-
ленню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.121)$$

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:

$$Q_{п} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.122)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{п} \geq Q_{3.п} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв.}; \quad (2.123)$$

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

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.124)$$

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 $Q_{п} = 320 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.6.3 Вибір засобів провітрювання штрека

При проведенні виробки передбачається застосування нагнітального способу провітрювання.

Щоб зменшити коефіцієнт витоків повітря та аеродинамічний опір гнучких трубопроводів, використовується комбінований трубопровід, що складається з гнучких труб типів 1А і 1Б, усередині яких розташований поліетиленовий рукав. Кінцева ділянка трубопроводу виконана без поліетиленового рукава для забезпечення оптимальної аеродинаміки.

Далі проводимо визначення аеродинамічного опору такого гнучкого комбінованого трубопроводу. Розрахунок враховує довжину, діаметр, тип матеріалу труб, а також наявність поліетиленового рукава та характер повітряного потоку для забезпечення ефективного провітрювання виймальної ділянки.

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр 1}} + 20 \cdot d_{\text{тр 1}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр 1}} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр к}} \cdot (\ell_{\text{тр 2}} + 20 \cdot d_{\text{тр 2}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр 2}} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.125)$$

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

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

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

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

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.126)$$

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

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.127)$$

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

Відповідно до додатку 1 [22] та на основі розрахункових значень витрати повітря Q_p і напору h_p обираємо вентилятор типу ВМЦ-8.

Для визначення режиму роботи вентилятора накладаємо аеродинамічну характеристику трубопроводу на аеродинамічну характеристику вентилятора, що дозволяє визначити фактичний режим його роботи та забезпечити необхідну подачу повітря.

Отримані результати розрахунків узагальнюємо та оформлюємо у вигляді таблиці 2.13, де наведено витрати повітря, напір, робочі параметри вентилятора та відповідність їх технологічним вимогам провітрювання.

Таблиця 2.13 – 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. 2.7).

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

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_p}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_\phi, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.128)$$

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

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_\phi \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.129)$$

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

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

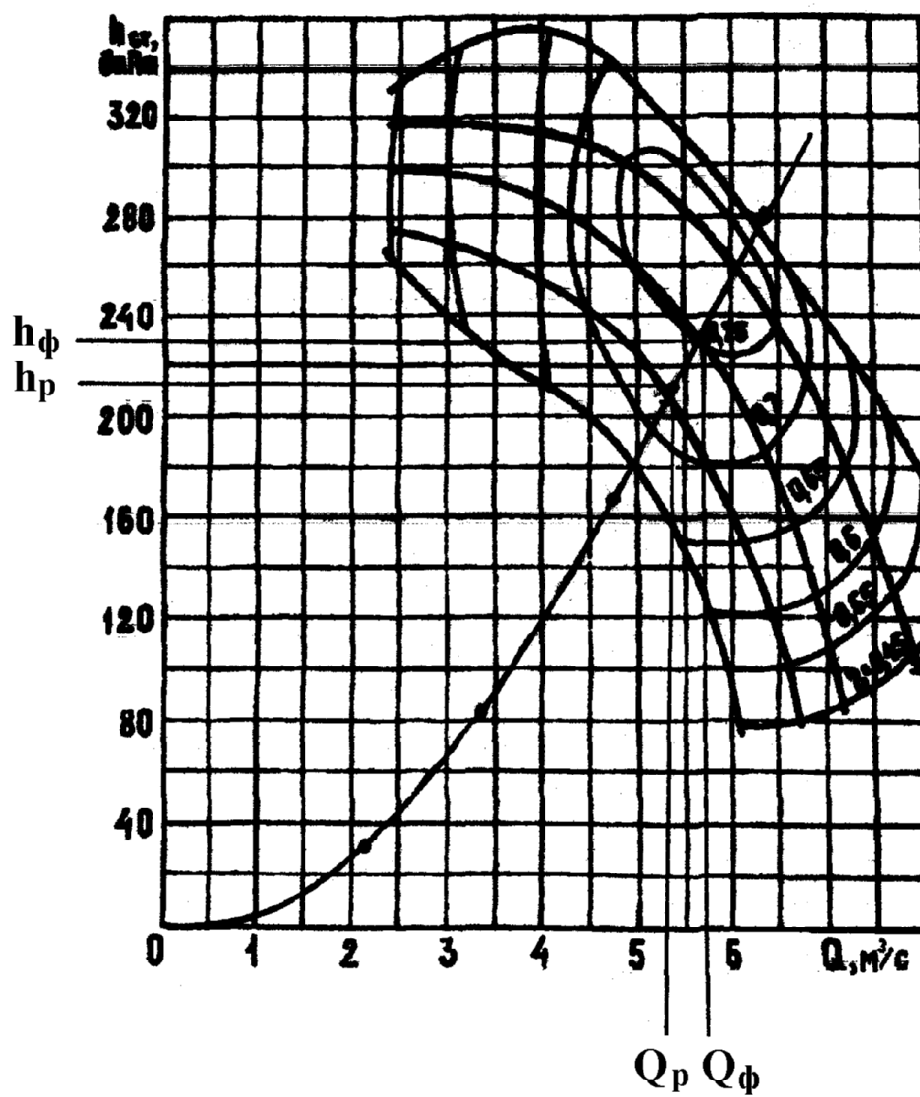


Рисунок 2.7 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8 та вентиляційного трубопроводу

2.4.5 Енергопостачання дільниці

У очисному вибої для механізації робіт застосовується механізований комплекс МДМ, до складу якого входить комбайн 1К 103М та скребковий конвеєр СП 202. Транспортування вугілля по уклону здійснюється за допомогою скребкового перевантажувача ПС, після чого матеріал подається стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У.

Електроживлення устаткування забезпечується напругою 660 В. Основні характеристики споживачів електроенергії наведені у таблиці 2.17, що дозволяє оцінити навантаження на електричну мережу та спланувати ефективну експлуатацію електрообладнання в очисному вибої.

Таблиця 2.17 – Характеристика споживачів дільниці

№ п/п	Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність, кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний
1	1К 103М	660	ЭКВЭ – 200	200	1	200	0,85
2	СП 202	660	ЭДКОФ 53,4	110	2	220	0,91
3	ПС	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

Розрахунок трансформаторної підстанції виконуємо на персональному комп'ютері. Результати виконаних розрахунків представлені у листингу 2.4. Для подальшої експлуатації приймаємо пересувну трансформаторну підстанцію КТПВ 630/6-0,69. Схему електропостачання робочої ділянки наведено на рисунку 2.9.

Електропостачання ділянки здійснюється від підземної розподільної станції РПП – 16, яка живиться від осередку КРУВ – 6. З даного осередку напруга 6 кВ подається по кабелю СБН 63х35 на пересувну суху трансформаторну підстанцію КТПВ – 630. Для підведення живлення до підстанції використовується фідерний кабель перетином 120 мм². Від трансформаторної підстанції електроживлення отримує станція управління СУВ – 350, яка забезпечує електроенергією всі основні механізми ділянки.

Для безпечного запуску конвеєра та комбайна, а також для організації зв'язку між лавою, насипним пунктом і розподільчим пунктом застосовується апаратура гучномовного зв'язку з передпусковою сигналізацією АУС. Система газового захисту представлена апаратурою "Метан", яка здійснює безперервний контроль концентрації метану. У разі досягнення небезпечних концентрацій вона

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ УЧАСТКА,
МОЩНОСТИ ТРАНСФОРМАТОРА И ВЫБОР ТИПА ПОДСТАНЦИИ.**

Входные данные

Вид участка	Номер:ток-приемника	Номинальная мощность:ток-приемника, кВт	Номинальный коэффициент мощности:ток-приемника	Коэффициент загрузки:ток-приемника	Номинальное напряжение, В	Залегание:плата	Кол-во пусковых агрегатов
1	1	200	.85	.7	660	1	5
	2	220	.91	.7			
	3	220	.91	.7			
	4	118	.87	.7			
	5	30	.89	.7			

Выходные данные

Наименование	Значение
УСТАНОВЛЕННАЯ МОЩНОСТЬ НАИБОЛЕЕ МОЩНОГО ТОКОПРИЁМНИКА ,кВт	220
УСТАНОВЛЕННАЯ МОЩНОСТЬ ВСЕХ ТОКОПРИЕМНИКОВ УЧАСТКА, кВт	925.5
КОЭФФИЦИЕНТ СПРОСА	0.573
СРЕДНЕВЗВЕШЕННЫЙ КОЭФФИЦИЕНТ МОЩНОСТИ УЧАСТКА	0.844
РАСЧЕТНАЯ МОЩНОСТЬ ТРАНСФОРМАТОРА ПОДСТАНЦИИ, кВА	544.93
НОМИНАЛЬНАЯ МОЩНОСТЬ ТРАНСФОРМАТОРА ПОДСТАНЦИИ(расчетная), кВА	435.94
К УСТАНОВКЕ ПРИНЯТЬ КТПВ 630 /6-0.69 R _T = .0057 Ом X= .0258 Ом	
ФАКТИЧЕСКИЙ КОЭФФИЦИЕНТ МОЩНОСТИ I-ГО ТОКОПРИЕМНИКА	
0.808 0.890 0.808 0.890 0.808 0.808 0.835	

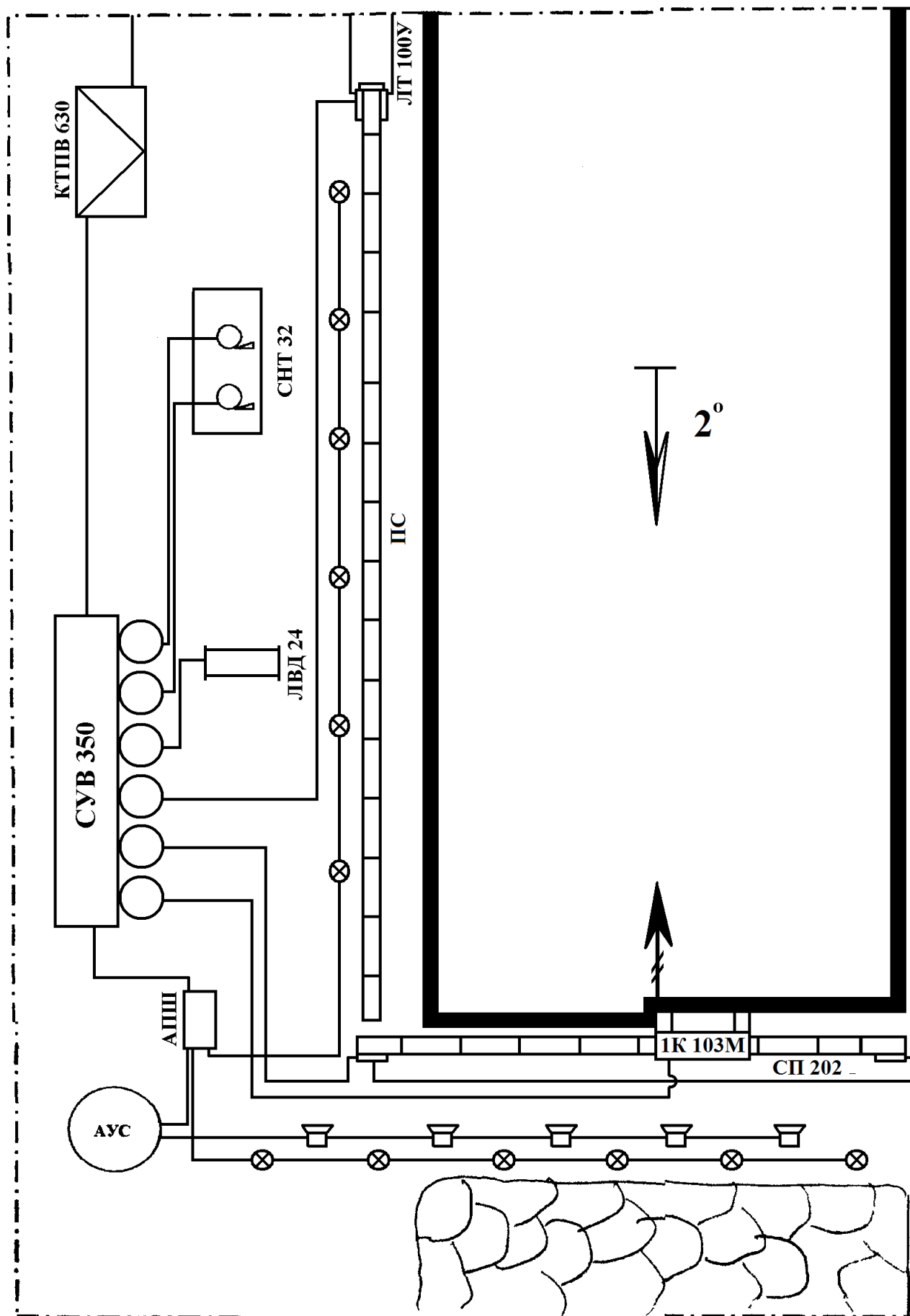


Рисунок 2.9 – Схема електропостачання ділянки

подає сигнал і відключає всі приймачі електричного струму на виймальній ділянці. Дані газового контролю виводяться на пульт оператора АГЗ, що дозволяє контролювати газову обстановку на всій ділянці. При перевищенні допустимого рівня газу апаратура впливає на загальний пускач штреку або фідерний автомат і відключає напругу в загазованій виробці.

Управління комбайном та конвеєром у лаві здійснюється безпосередньо від пульта управління, розташованого на комбайні, що забезпечує оперативний контроль і безпечну експлуатацію обладнання.

Для відключення механізмів у випадку зриву натяжних або приводних станцій застосовуються кінцеві вимикачі, інтегровані в систему управління механізмами. Захист електродвигунів та кабелів від струмів короткого замикання забезпечується максимально-струмовим захистом, який вбудований у пускачі, фідерні автомати та підстанції.

Освітлення підземних гірничих виробок здійснюється світильниками РВЛ – 20, які живляться від пускових агрегатів АПШ – 4. В межах ділянки освітлюються ключові робочі зони, включаючи пункти навантаження та перевантаження вугілля, енергопоїзд лави, конвеєрну лінію, привибійний простір лави та інші необхідні об'єкти для безпечного виконання робіт.

Телефонні апарати встановлюються на обох сполученнях лави зі штреками, а також у місцях перевантаження вугілля на стрічковий конвеєр. Вздовж лави та на конвеєрному штреку передбачено використання гучномовного зв'язку для оперативного оповіщення та комунікації.

У штреку влаштована місцева мережа заземлення, до якої підключаються всі об'єкти, що підлягають заземленню, включаючи металеві частини електротехнічних пристроїв, які зазвичай не перебувають під напругою, але можуть опинитися під нею при пошкодженні ізоляції, а також трубопроводи, сигнальні троси та інше обладнання, розташоване у виробках.

Для заземлення трансформаторної підстанції КТПВ-630/6-0,69, станції управління СУВ 350, пускових агрегатів АПШ та апаратури гучномовного зв'язку АУС застосовується сталева смуга товщиною 3 мм, шириною 20 см і довжиною 3 м, що забезпечує площу контакту 0,6 м². Місцеве заземлення влаштовується у стічній канавці. На дно канавки укладається шар піску товщиною 50 мм, потім розміщується сталева смуга і засипається верхнім шаром суміші піску та дрібної породи товщиною 150 мм. Параметри місцевого заземлення повністю відповідають вимогам правил безпеки.

Схема заземлення ділянки наведена на рисунку 2.10. Місцеві заземлювачі встановлюються біля кожного розподільного пункту, окремого електроприймача та кабельної муфти. У стаціонарних освітлювальних мережах заземлювачі розміщують через кожні 100 м, а не для кожної муфти або світильника. Заземлення муфт гнучких кабелів, корпусів комбайна 1К 103М, конвеєра СП 202, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24 та світильників здійснюється через підключення до загальної мережі заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Обидва кінці заземлюючої жили приєднуються до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

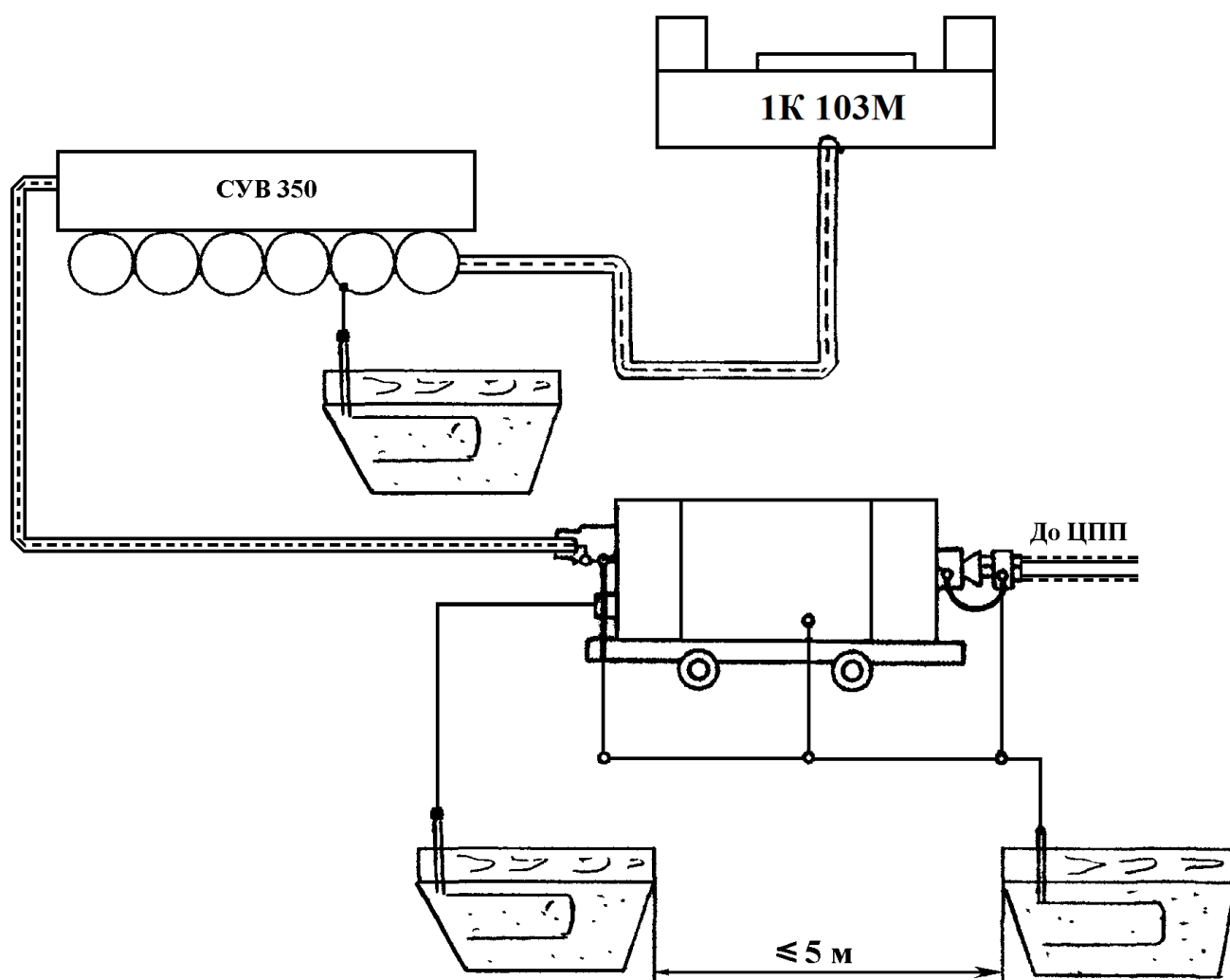


Рисунок 2.10 – Схема заземлення ділянки

Головний заземлювач шахти розташований у водозбірнику пристовбурного двору. Для проведення огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачено влаштування резервного заземлювача у зумпфі допоміжного стовбура. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Крім системи заземлення, захист людей від ураження електричним струмом забезпечується за допомогою реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Час відключення мережі напругою 660 В не перевищує 0,2 секунди, що гарантує високий рівень безпеки під час експлуатації обладнання.

2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт

Для забезпечення безпеки під час проведення очисних робіт необхідно дотримуватися комплексу заходів та правил. Виїмку вугілля в очисному вибої слід виконувати строго відповідно до затвердженого паспорта виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею, застосовуючи всі передбачені заходи для запобігання виникненню небезпечних і шкідливих виробничих факторів. Ведення робіт до моменту первинного осаду основної покрівлі, сам осад покрівлі, а також наближення вибою до технічних меж виймальної ділянки повинно здійснюватися згідно з інструкціями паспорта виїмки, з урахуванням заходів щодо управління покрівлею та підтримання безпеки робіт.

У разі зупинки робіт в очисному вибої на період, що перевищує добу, необхідно вживати спеціальні заходи для попередження обвалення покрівлі в привибійний простір, загазування та затоплення виробки. Під час роботи обов'язково слід проводити перевірку стійкості покрівлі та вибою шляхом візуального огляду та остукування. Лави, обладнані механізованими комплексами, мають бути оснащені гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, які встановлюються через кожні 10 м, а також на сполученнях із іншими виробками.

Первинний осад основної покрівлі здійснюється під безпосереднім керівництвом начальника ділянки або його заступника. Якщо обвалення покрівлі затримується понад встановлений паспортом крок посадки, слід застосовувати штучне обвалення покрівлі, при цьому категорично забороняється виконувати роботи з видобутку вугілля до завершення обвалення. Сполучення очисних виробок із транспортними і вентиляційними виробками повинні бути закріплені механізованим пересувним кріпленням для забезпечення безпечного доступу та надійності конструкції.

Під час монтажно-демонтажних робіт необхідно: закріпити монтажну камеру відповідно до паспорта кріплення; виконувати всі дії строго за умовними сигналами; працювати тільки в закріплених та безпечних місцях; при транспортуванні обладнання по монтажній камері забороняється перебувати перед рухомим устаткуванням; для проходу людей використання доставочного відділення забороняється.

Заходи безпеки під час прохідницьких робіт включають: застосування методів ведення гірничих робіт і підтримки виробок, які виключають обвали порід у робочий простір; своєчасне закріплення всіх гірничих виробок та їх підтримку протягом всього терміну експлуатації відповідно до проектних документів і пас-

портів; використання матеріалів для кріплення відповідно до стандартів, технічних умов та паспортів; заборону проведення робіт без затвердженого паспорта або відступів від нього.

Відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно перевищувати 3 м. На початку нового циклу відставання кріплення від вибою не має перевищувати кроку її установки. Усі порожнечі за кріпленням повинні бути ретельно закладені, забучені або тампоновані.

Відстань від кінця або перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів необхідно навішувати трубу з твердого матеріалу довжиною не менше 2 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби та ефективну подачу повітря у вибійну зону.

Дотримання цих правил і заходів забезпечує безпечне ведення очисних і прохідницьких робіт, мінімізує ризик виникнення аварійних ситуацій та знижує небезпеку для робітників, що працюють у підземних умовах.

2.5 Магістральний транспорт

До складу комплексу магістрального транспорту включені кілька основних видів обладнання та транспортних засобів. Насамперед це стрічкові конвеєри, призначені для безперервного транспортування вугілля від очисної лави до пристовбурного двору по підземних виробках. Крім того, до комплексу входять локомотивний та канатний транспорт, які використовуються для доставки допоміжних вантажів, таких як вибійні механізми, матеріали, устаткування та інші необхідні предмети, а також для перевезення робітників у межах шахтних виробок.

Характеристики стрічкових конвеєрів, що застосовуються в магістральному транспорті, наведені в таблиці 2.15. Продуктивність кожного конвеєра визначається з урахуванням його довжини, кута нахилу, а також максимальної допустимої величини вантажопотоку. Важливо, щоб продуктивність конвеєра забезпечувала перевезення вугілля не менше сумарного розрахункового вантажопотоку, що гарантує безперебійність роботи магістрального транспорту і ефективне забезпечення експлуатації очисних і підготовчих виробок.

$$Q_k = \sum Q_{pi}, \quad (2.130)$$

де Q_k – максимально можлива продуктивність конвеєра, т/год.;

Q_{pi} – розрахунковий вантажопотік і-го пункту завантаження, т/год.;

$$Q_{pi} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{hi}}{t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год}, \quad (2.131)$$

де $Q_{зм}$ – змінна продуктивність і-го пункту завантаження, т/зм.;

k_{hi} – коефіцієнт нерівномірності і-го вантажопотоку ($k_h = 1,5$ [21]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,9$ [21]).

Результати проведених розрахунків заносяться до таблиці 2.15. З аналізу даних таблиці видно, що всі застосовані стрічкові конвеєри повністю відповідають умовам експлуатації та можуть ефективно функціонувати в існуючих гірничо-геологічних і виробничо-технічних умовах.

Для організації доставки допоміжних вантажів приймаємо комплекс транспортних засобів і виробничих шляхів, що забезпечує безперебійне постачання необхідних матеріалів, обладнання та устаткування до робочих місць. До складу комплексу включені напідшвена канатна дорога ДКН 4-2, електровози моделі АМ 8Д, шахтні вагонетки типу ВГ 3,3-900, а також платформи шахтні ПТК 1,6, ПТО 900-20 і П 2,5. Для перевезення вантажів також використовуються контейнери шахтні типу 2К4-Б і візки типу ТДК-600.

Щодо транспортування людей, застосовуються спеціалізовані пасажирські вагонетки типу ВПГ-18, а для переміщення по схилах або нахилених виробках – вагонетки пасажирські наклонні типу ВЛНГ-10Г. Така організація транспорту забезпечує безпечне і своєчасне переміщення робітників і вантажів по всій ділянці.

Таблиця 2.15 – Оцінка можливості експлуатації стрічкових конвеєрів

Місто установки	Тип конвеєра	Довжина, м (кількість)	Кут нахилу, град	Швидкість руху стрічки, м/с	Продуктивність, т/год	Сумарний розрахунковий вантажопотік, т/год	Оцінка можливості експлуатації
Східний конвеєрний штрек пл. с ₄	2ЛТ100У	1200 2	0	2,5	550	205	можлива
Відкотний квершлаг гор. 320 м	Л 200	1200 4	0	2,5	800	615	можлива

2.6 Провітрювання шахти

Витрати повітря для шахти в цілому:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{\text{діл}} + \Sigma Q_{\text{т.в}} + \Sigma Q_{\text{пог.в}} + \Sigma Q_{\text{під.в}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{вит}}), \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.132)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\Sigma Q_{\text{діл}}$ – витрати повітря для провітрювання виймальних ділянок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{т.в}}$ – витрати повітря, що подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{пог.в}}$ – витрати повітря для провітрювання виробок, що погашаються, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{під.в}}$ – витрати повітря для відособленого провітрювання підтримуваних виробок, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{к}}$ – витрати повітря для відособленого провітрювання камер, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{вит}}$ – витоки повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок, $\text{м}^3/\text{хв}$.

Визначимо витрати повітря для провітрювання складу ВМ:

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot V_{\text{к}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.133)$$

де $V_{\text{к}}$ – сумарний обсяг камер складу ВМ, м^3 ;

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot 500 = 35 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо витрати повітря для провітрювання зарядних камер:

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot n_{\text{б}} \cdot k_{\text{е}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.134)$$

де $n_{\text{б}}$ – кількість одночасно заряджаємих батарей, шт.;

$k_{\text{е}}$ – коефіцієнт, що враховує тип заряджаємої батареї;

Витрати повітря для провітрювання зарядної камери:

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot 5 \cdot 0,6 = 90 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря для провітрювання зарядної камери:

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot 5 \cdot 0,6 = 90 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних ділянок:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = \Sigma Q_{\text{вит.г}} + \Sigma Q_{\text{вит.шлі}} + \Sigma Q_{\text{вит.кр}} + \Sigma Q_{\text{вит.зав}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.135)$$

де $\Sigma Q_{\text{вит.г}}$ – витоки повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{вит.шл}}$ – витоки повітря через шлюзи, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{вит.кр}}$ – витоки повітря через кросинги, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\Sigma Q_{\text{вит.зав}}$ – витоки повітря через завантажувальні пристрої, $\text{м}^3/\text{хв}$.

Визначимо витоки повітря:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = 0 + 24 \cdot 162 + 0 + 0 = 3888 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо витрати повітря:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (2181 + 1020 + 0 + 734 + 215 + 3888) = 12874 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо подачу вентиляційної установки:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{вит.з}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.136)$$

де $k_{\text{вит.з}}$ – коефіцієнт зовнішніх витоків повітря;

$$\Sigma Q_{\text{в}} = 12874 \cdot 1,1 = 14320 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо депресію шахти:

$$h_{\text{н}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{п.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \text{ даПа}, \quad (2.137)$$

де $h_{\text{к.в}}$ – депресія каналу вентиляційної установки, даПа;

$$h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{п.в}}, \text{ даПа}, \quad (2.138)$$

де $h_{\text{п.в}}$ – депресія підземних виробок напрямку, даПа;

$$h_{\text{п.в}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа}, \quad (2.139)$$

$h_{\text{к}}$ – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{\text{к.к}}$ – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа.

Визначимо депресію лави:

$$h_{\text{оч}} = R_{\text{оч}} \cdot Q_{\text{оч}}^2, \text{ даПа}, \quad (2.140)$$

де $R_{\text{оч}}$ – загальний аеродинамічний опір лави, кц;

$$R_{\text{оч}} = \frac{0,0612 \cdot (\xi_{\text{вх}} + \xi_{\text{вих}})}{S_{\text{оч}}^2} + 0,01 \cdot r_{100} \cdot \ell_{\text{оч}}, \text{ кц}, \quad (2.141)$$

де $\xi_{\text{вх}}$, $\xi_{\text{вих}}$ – коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави (визначається по табл. 9.1 [22]);

r_{100} – питомий аеродинамічний опір лав з мехкріпленням, км (визначається по табл. 6.5 [22]);

$\ell_{оч}$ – довжина лави, м;

$$R_{оч} = \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{2,4^2} + 0,01 \cdot 0,3 \cdot 200 = 0,79 \text{ км};$$

$$h_{оч} = 0,79 \cdot 4,6^2 = 17 \text{ даПа.}$$

Депресія капітальних і підготовчих виробок:

$$h = \frac{k_{н.р.в} \cdot a \cdot P_B \cdot \ell_B \cdot Q_P^2}{S^3}, \text{ даПа,} \quad (2.142)$$

де $k_{н.р.в}$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок, резерв вентиляційної мережі і резерв вентиляційних установок;

a – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа $\cdot$ с² $\cdot$ м²;

P_B – периметр виробки, м;

- для виробок круглого перетину:

$$P_B = 3,54 \cdot \sqrt{S}, \text{ м;} \quad (2.143)$$

- для виробок аркового перетину:

$$P_B = 3,8 \cdot \sqrt{S}, \text{ м,} \quad (2.144)$$

ℓ_B – довжина виробки, м;

S – перетин виробки, м²;

Q_P – розрахункові витрати повітря по виробках напрямку, м³/с.

Зробимо розрахунок депресії виробок. Результати розрахунків зведемо в табл. 2.16.

Депресія виробок у напрямку вентиляційного стовбура:

$$h_{п}^{\min} = 1,1 \cdot 240 = 264 \text{ даПа};$$

$$h_{п}^{\max} = 1,1 \cdot 298 = 328 \text{ даПа.}$$

Депресія каналу вентиляційної установки

$$h_{к}^{\min} = 0,11 \cdot 264 = 29 \text{ даПа};$$

$$h_{к}^{\max} = 0,11 \cdot 328 = 36 \text{ даПа.}$$

Депресія напрямку

$$h_H^{\min} = 264 + 29 = 293 \text{ даПа};$$

$$h_H^{\max} = 328 + 36 = 364 \text{ даПа}.$$

Величина депресії природної тяги:

$$h_{\text{ГП}} = \frac{P_o \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2), \text{ даПа}, \quad (2.145)$$

де P_o – барометричний тиск, мм рт.ст. ($P_o = 760$ мм рт.ст.);

H – глибина ведення робіт, м;

a_1, a_2 – коефіцієнти;

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{CP}}^{\downarrow}}; \quad (2.146)$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{CP}}^{\uparrow}}, \quad (2.147)$$

де R – газова постійна ($R = 29,27$);

$T_{\text{CP}}^{\downarrow}$ – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі, °К;

$$T_{\text{CP}}^{\downarrow} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ °К}, \quad (2.148)$$

де t_1 – температура на вході у повітроподавальний стовбур, °С (у зимовий час $t_1 = 2$ °С; у літню пору $t_1 = 25$ °С);

t_2 – температура на виході з повітроподавального стовбура, °С;

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6, \text{ °С}, \quad (2.149)$$

де A – коефіцієнт, що змінюється в залежності від того, для якого періоду часу робиться розрахунок (узимку $A = 432$; влітку $A = 1470$);

$T_{\text{CP}}^{\uparrow}$ – середня температура повітря за місяць у повітроподавальному стовбурі;

$$T_{\text{CP}}^{\uparrow} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273, \text{ °К}, \quad (2.150)$$

де t_3 – температура повітря в пристовбурному дворі повітроподавального стовбура, °С;

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{\text{пост.в}}}{30} - t_o, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.151)$$

де t_o – різниця між температурою повітря і порід (узимку $t_o = 5-10 \text{ } ^\circ\text{C}$; улітку $t_o = 3-5 \text{ } ^\circ\text{C}$);

$h_{\text{пост.в}}$ – глибина залягання зони з постійною температурою порід, м;ї

t_4 – температура повітря на виході з повітроподавального стовбура, $^\circ\text{C}$;

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (2.152)$$

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{450}{3,42}} - 19,6 = 21 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{I}} = \frac{25 + 21}{2} + 273 = 296,2 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{690 - 40}{30} - 5 = 26,7 \text{ } ^\circ\text{C}, \text{ охолоджуємо до } 26 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 26 - 0,5 \cdot \frac{450}{100} = 23,3 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{II}} = \frac{26 + 23,3}{2} + 273 = 298 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 286,2} = 0,157;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 298} = 0,155;$$

$$h_{\text{пр.л}} = \frac{760 \cdot 450}{100} \cdot (0,157 - 0,155) = 10 \text{ даПа}.$$

Зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

$$t_2 = \sqrt{432 + \frac{450}{3,42}} - 19,6 = 5,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{I}} = \frac{2 + 5,6}{2} + 273 = 276,8 \text{ }^{\circ}\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{450 - 40}{30} - 10 = 21,6 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$t_4 = 21,6 - 0,5 \cdot \frac{450}{100} = 18,2 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$T_{\text{CP}}^{\text{II}} = \frac{21,6 + 18,2}{2} + 273 = 292,9 \text{ }^{\circ}\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 276,8} = 0,166;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 292,9} = 0,160;$$

$$h_{\text{пр.з}} = \frac{760 \cdot 450}{100} \cdot (0,166 - 0,160) = 30 \text{ даПа.}$$

Визначимо максимальну і мінімальну депресії напрямків з урахуванням депресії природної тяги:

$$H_{\text{в.маx}} = h_{\text{ш.маx}} \pm h_{\text{пр.л}}, \text{ даПа}; \quad (2.153)$$

$$H_{\text{в.миn}} = h_{\text{ш.миn}} - h_{\text{пр.з}}, \text{ даПа}; \quad (2.154)$$

$$H_{\text{в.маx}} = 364 - 10 = 354 \text{ даПа};$$

$$H_{\text{в.миn}} = 293 - 30 = 263 \text{ даПа.}$$

Вибір вентилятора здійснюємо на основі необхідної подачі повітря $Q = 180 \text{ м}^3/\text{с}$ для забезпечення належного провітрювання всіх виробок шахти. При цьому враховуємо, що мінімальна депресія шахти становить 263 даПа, а максимальна – 354 даПа. На підставі цих даних для застосування в системі провітрювання приймаємо вентилятор типу ВОД-30 [23].

Для визначення режиму роботи вентилятора і оцінки ефективності системи провітрювання будуємо характеристику мережі виробок на фоні характеристики вентилятора, враховуючи як максимальну, так і мінімальну депресію. Для цього спочатку визначаємо аеродинамічний опір усієї мережі виробок, що дозволяє зіставити фактичні умови роботи вентилятора з проектними та забезпечити оптимальне переміщення повітря по всій шахті.

$$R = \frac{H}{Q^2}, \text{ кμ.} \quad (2.155)$$

$$R_{\max} = \frac{354}{180^2} = 0,0109 \text{ кμ};$$

$$R_{\min} = \frac{263}{180^2} = 0,0081 \text{ кμ.}$$

Задамося довільною витратою повітря і визначимо депресії:

$$H_{\max} = R_{\max} \cdot Q^2, \text{ даПа;} \quad (2.156)$$

$$H_{\min} = R_{\min} \cdot Q^2, \text{ даПа;} \quad (2.157)$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.17.

Таблиця 2.17 – Результати розрахунків

Q, м ³ /с	80	120	160	200	240
H _{max} , даПа	100	195	300	405	505
H _{min} , даПа	60	135	220	320	400

На основі проведених розрахунків будемо криві аеродинамічних характеристик шахти та накладаємо їх на характеристику вентилятора ВОД-30, що представлено на рис. 2.10. Це дозволяє наочно оцінити відповідність параметрів вентилятора потребам системи провітрювання та визначити його режим роботи при різних значеннях опору мережі.

Режим роботи вентилятора ВОД-30 визначається наступними параметрами:

- при максимальному опорі мережі спостерігається подача повітря $Q_{\text{ф.мах}} = 210 \text{ м}^3/\text{с}$ і напір $H_{\text{ф.мах}} = 345 \text{ даПа}$;
- при мінімальному опорі мережі вентилятор забезпечує подачу $Q_{\text{ф.мін}} = 235 \text{ м}^3/\text{с}$ та напір $H_{\text{ф.мін}} = 326 \text{ даПа}$.

Виходячи з отриманих характеристик, визначаємо резерв вентилятора по продуктивності, який показує, наскільки фактична подача вентилятора перевищує мінімально необхідну для належного провітрювання шахтних виробок, забезпечуючи запас на випадок змін аеродинамічного опору або тимчасового збільшення потреби у подачі повітря.

$$k_p = \frac{Q_{\text{MAX}}}{Q_B} \geq 1,15, \quad (2.158)$$

де Q_{max} – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

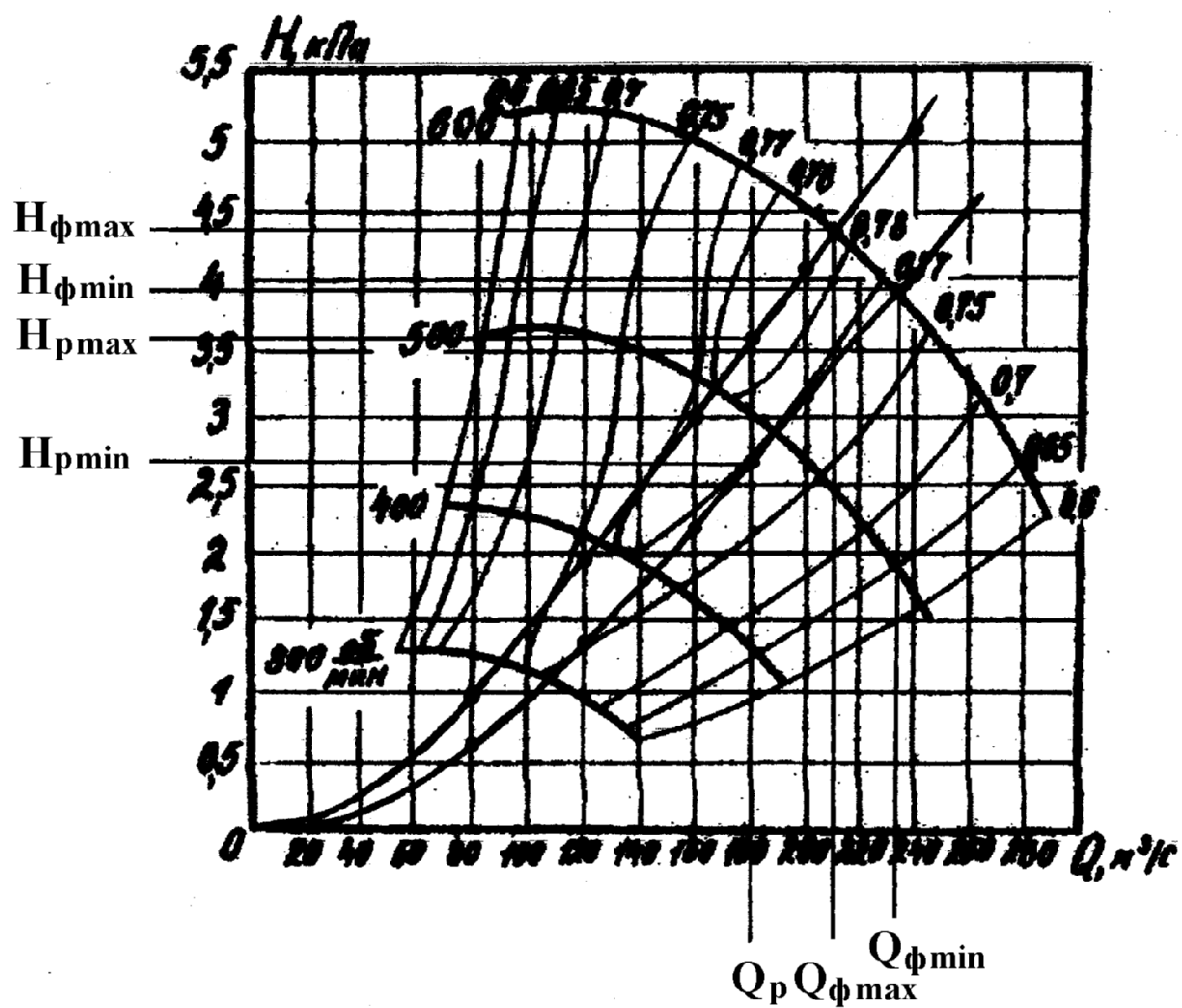


Рисунок 2.10 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВОД-30 і режим його роботи на вентиляційну мережу

$$k_p = \frac{210}{180} = 1,17 \geq 1,15.$$

Умова виконується.

2.7 Стационарні установки

Головна водовідливна установка

Нормальний приплив підземних вод на шахті становить 496,6 м³/годину, тоді як максимальна витрата досягає 580,5 м³/годину. Після впровадження проектних заходів обсяг припливу води та розташування камер водовідливу залишаються без змін, тому заміна насосних агрегатів не передбачається. Інформація про технічні характеристики та параметри водовідливних установок наведена в таблиці 2.18. Ці дані дозволяють оцінити наявні ресурси для ефективного водовідведення та забезпечення безпеки експлуатації шахти при будь-яких режимах її роботи.

Таблиця 2.18 – Дані водовідливних установок

Найменування показника	Од. вимір	Місце розташування
		ОКД
Тип насосної установки		ЦНС-300/600
Кількість насосів в роботі	шт.	4
Кількість насосів в резерві	шт.	4
Тип двигуна		ВАО
Потужність двигуна	кВт	500
Кількість двигунів	шт.	3
Число оборотів двигуна	об/хв	1500
Діаметр трубопроводу	мм	159
Кількість трубопроводів	шт.	2
Місце видачі води		пруд на проммайданчику
Кількість гілок водозбірника	шт.	4
Місткість водозбірника	м ³	7900
Механізація очистки водозбірника		ручна
Тип апаратури автоматизації		ВАН

2.8 Технологічний комплекс поверхні шахти

Технологічний комплекс розташований у безпосередній близькості від клітьового стовбура шахти. Він включає в себе систему обміну вагонеток, спеціальний пристрій для спуску довгомірних матеріалів, а також приймання та завантаження породи в автосамоскиди. Процес обміну вагонеток здійснюється за допомогою агрегатів АЦТ-0,5, а також поворотних платформ і товкачів. Транспорт породи від приймального бункера до пункту завантаження організовано за допомогою стрічкових конвеєрів. Доставка платформ з матеріалами та обладнанням до стволів проводиться із застосуванням електровозу.

Для приймання та тимчасового зберігання матеріалів і обладнання, що надходять з центрального промислового майданчика шахти автотранспортом, передбачено склад за поточними витратами, розташований у блоці надшахтних споруд повітряподавального стовбура. Для механізації робіт на складі використовується

підвісний електричний кран вантажопідйомністю 5 тонн. Склад з'єднаний зі стволами вузькоколійним шляхом для забезпечення безперервного постачання.

Вивезення породи з шахти на відвал здійснюється за допомогою автомобілів КРАЗ-256Б1 з вантажопідйомністю 12 тонн. Дійсний проект передбачає збереження технологічного комплексу поверхні, допоміжних цехів і ремонтно-складського комплексу без змін. Генеральний план розташування поверхневих споруд та технологічного комплексу представлений на рисунку 2.12, що дозволяє оцінити взаємне розташування всіх об'єктів та організацію транспортних і технологічних потоків.

2.9 Охорона праці

2.9.1 Заходи безпеки при проведенні підготовчих виробок

Для забезпечення безпечного виконання будівельних і гірничих робіт необхідно суворо дотримуватися проектної документації, паспортів кріплення виробок та паспортів на буропідривні роботи, а також правильно експлуатувати транспортні засоби, машини, механізми і гірниче устаткування, враховуючи стан гірничого масиву та атмосферу в виробках. Разом з проектною документацією обов'язковим є складання паспортів ведення гірничих виробок, які підлягають обов'язковому застосуванню. Правильність складання та актуальність паспортів повинні періодично перевірятися технічним директором виробничого об'єднання або будівельної організації. Будь-яке порушення вимог паспортів кріплення виробок або правил проведення буропідривних робіт категорично забороняється.

У разі зміни гірничо-геологічних умов або виробничих факторів паспорт проведення і кріплення підземних виробок підлягає перегляду протягом доби. До моменту внесення змін роботи повинні здійснюватися з дотриманням додаткових заходів безпеки, що зазначені у книзі нарядів ділянки та наряд-путівках посадових осіб. Перед початком робіт керівник ділянки або його заступник (помічник) обов'язково знайомить робітників та посадових осіб під розписку з паспортом, а також із внесеними змінами.

Вибухові роботи на шахтах виконуються згідно з Єдиними правилами безпеки при проведенні вибухових робіт, із застосуванням пластичної інгібіторної забійки. Поперечні перетини гірничих виробок повинні відповідати типовим перетинам. Площа поперечного перерізу виробки визначається розрахунком, який враховує допустиму швидкість повітряного струменя для провітрювання, габарити рухомого складу та устаткування, мінімальні допустимі зазори та величину усадки кріплення після дії гірничого тиску. У разі утворення порожнин за кріпленням вони повинні бути своєчасно закладені або заповнені важкогорючим матеріалом.

Зведення постійного кріплення та прибирання вугілля і породи після вибухових робіт у підготовчих виробках проводяться під захистом тимчасового кріплення. В слабких і нестійких породах (сипких, м'яких, пливучих, схильних до обвалення) роботи виконуються із застосуванням передового кріплення, щитів або інших спеціальних методів. Робітники, які виконують оборку покрівлі, повинні перебувати під закріпленою ділянкою виробки.

Збійка виробок здійснюється за спеціальними заходами, затвердженими головним інженером шахти. Відставання постійного кріплення вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно перевищувати 3 м. Допускається відставання постійного кріплення від вибою на відстань більше кроку установки, але менше подвійного кроку, при міцності порід за шкалою Протод'яконова понад 7. При проведенні підготовчих виробок із підриванням бічних порід відстань між порідним та вугільним вибоями не повинна перевищувати 5 м. У підготовчих виробках, що виконуються після очисного забою, відстань між порідним та вугільним вибоями не повинна перевищувати 5 м при застосуванні індивідуального кріплення, 8 м – при механізованому кріпленні та 11 м – при виїмці вугілля стругами.

Обмін гірничопрохідницького устаткування у вибої виробки дозволяється з дотриманням таких вимог: при розміщенні пульта управління в кабіні або торці устаткування зазор між рухомим і нерухомим устаткуванням повинен бути не менше 0,2 м, а між устаткуванням і кріпленням – не менше 0,25 м з обох боків; при боковому розташуванні пульта зазор між рухомим і нерухомим устаткуванням не менше 0,2 м, а між устаткуванням і кріпленням – 0,7 м на висоті 1,8 м з боку рухомого та 0,25 м – з боку нерухомого; під час розминовки один із механізмів повинен залишатися нерухомим; при використанні самохідних вагонеток зазори до кріплення повинні складати по 0,7 м з обох боків на висоті 1,8 м від підосви.

Провітрювання тупикових виробок здійснюється за допомогою ВМП або, за потреби, із застосуванням ежекторів, а також може здійснюватися за рахунок загальношахтної депресії. ВМП повинні працювати безперервно, обслуговування вентиляційного обладнання здійснюють спеціально призначені та навчені особи. У разі зупинки ВМП або порушення вентиляції роботи в тупиковій частині виробки повинні бути негайно припинені, електроустаткування знеструмлене, а працівники евакуйовані у провітрювану виробку. На гирлі тупикової виробки обов'язково встановлюється заборонний знак. Відновлення робіт дозволяється тільки після належного провітрювання та перевірки стану виробки керівниками робіт.

Тупикові виробки, які мають довжину понад 200 м і проходять по вугільному пласту в газових шахтах III категорії та вище, повинні оснащуватися резервними вентиляційними машинами потужності (ВМП) з електроживленням від окремих підстанцій для забезпечення резервування. Виробки довжиною до 200 м допускається обладнати резервними ВМП із живленням від резервного пускача. При веденні виробок у викидонебезпечних вугільних пластах або породах як резервні можуть застосовуватися ВМП з пневматичними двигунами.

Подача ВМП не повинна перевищувати 70 % від витрати повітря у виробці на місці його встановлення. У разі установки декількох вентиляторів у одній виробці, що працюють на окремі трубопроводи і розташовані на відстані менше 10 м один від одного, сумарна їх подача не повинна перевищувати 70 % витрати повітря у виробці в місці установки першого вентилятора, рахуючи по ходу струменя. Якщо відстань між вентиляторами перевищує 10 м, подача кожного вентилятора не повинна перевищувати 70 % витрати повітря у виробці на місці його монтажу.

ВМП з електродвигунами не допускається встановлювати у виробках із відробленим струменем повітря на пластах, небезпечних щодо раптових викидів вугілля або газу. Відстань від кінця вентиляційних труб до забою в газових шахтах не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів обов'язково повинні навішуватися труби з жорсткого матеріалу завдовжки не менше 2 м, або встановлюватися жорсткі кільця (не менше двох) розпорів, що забезпечують нормальний перетин вихідного отвору труби. Гнучкий повітропровід підключається до ВМП за допомогою металевого перехідного патрубка завдовжки не менше 1 м.

Провітрювання тупикових виробок газових шахт не допускається здійснювати за рахунок дифузії, за винятком безвихідних виробок завдовжки до 6 м, якщо в них відсутні шарові або місцеві скупчення метану. Розміщення електроустаткування у таких виробках дозволяється лише за умови встановлення датчиків автома-

тичного контролю метану. Засоби місцевого провітрювання в газових шахтах повинні бути встановлені до початку проведення робіт у виробці.

Всі гірничі машини, механізми, електроустаткування, прилади, апаратура, засоби захисту та матеріали допускаються до експлуатації тільки за наявності дозволу Держнаглядохоронпраці України. Експлуатація, обслуговування, монтаж, демонтаж та зберігання машин і устаткування проводяться відповідно до вимог чинних Правил і інструкцій з експлуатації. Будь-які зміни конструкції машин, устаткування, схем управління або захисту без погодження з підприємством-виробником заборонені.

У паспорті, інструкціях та іншій експлуатаційній документації на гірничошахтне устаткування повинні бути зазначені параметри шкідливих виробничих чинників, що створює обладнання, а також потенційні небезпеки для робітників. Всі нормовані параметри шкідливостей необхідно підтримувати протягом усього терміну експлуатації обладнання, як до, так і після капітального ремонту.

Рухомі частини устаткування, які є джерелом небезпеки, повинні бути захищені, за винятком тих елементів, огорожа яких неможлива через функціональне призначення (робочі органи та системи подачі забійних машин, конвеєрні стрічки, ролики, тягові ланцюги та інші). Якщо небезпечні машини або їх робочі органи не можуть бути захищені (пересувні машини, конвеєри, канатні та монорельсові дороги, штовхачі, маневрові лебідки тощо), підприємства-виробники повинні передбачити попереджувальну сигналізацію про запуск машини, а також засоби зупинки і відключення від джерела енергії.

Передпусковий сигнал повинен бути звуковим із тривалістю не менше 6 с та чутним у всій зоні, небезпечній для людей. При зміні гірничо-геологічних або виробничих умов паспорт виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок підлягає перегляду протягом доби. До перегляду паспорта роботи повинні виконуватися з дотриманням додаткових заходів безпеки, зазначених у книзі нарядів ділянки та наряд-путівках посадових осіб.

Перед початком робіт керівник ділянки або його заступник (помічник) зобов'язані ознайомити робочих і посадових осіб під розписку із паспортом, а також із внесеними змінами. Поперечні перетини виробок повинні відповідати типовим перетинам, а площа поперечного перерізу визначається розрахунком із урахуванням допустимої швидкості повітряного струменя, габаритів рухомого складу та устаткування, мінімальних зазорів і усадки кріплення під дією гірничого тиску.

Порожнечі за кріпленням необхідно закладати або заповнювати негорючим матеріалом. Відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом і не повинно перевищувати 3 м. На початку нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинно перевищувати крок установки кріплення. При проведенні похилих виробок працівники повинні захищатися від падіння зверху вагонеток і інших предметів за допомогою щонайменше двох міцних загород, конструкція та місце розташування яких затверджуються головним інженером шахти.

2.9.2 Розробка плану ліквідації аварії

На шахті "Павлоградська" можуть виникати різні надзвичайні ситуації, серед яких пожежі, завали, затоплення гірничих виробок та інші потенційні аварії. Для кожної діючої, реконструйованої або новозбудованої шахти обов'язково складається план ліквідації аварій (ПЛА), який є основним документом для організації швидкого та ефективного реагування на надзвичайні події.

Загальні положення ПЛА передбачають, що його розробка здійснюється кожні шість місяців головним інженером шахти спільно з командиром гірничорятувального взводу, який обслуговує шахту. План узгоджується з командиром вєнізованого гірничорятувального загону ДВГРС та затверджується технічним керівником об'єднання щонайменше за п'ятнадцять днів до його введення в дію.

ПЛА повинен містити титульний лист із підписами осіб, відповідальних за розробку, узгодження та затвердження документа, а також зміст, що включає: оперативну частину, перелік обов'язків учасників ліквідації аварій та порядок їх дій, список посадових осіб і установ, які повинні бути негайно сповіщені про аварію, основні правила поведінки працівників шахти під час надзвичайних ситуацій та конкретні вказівки щодо ліквідації наслідків аварійних ситуацій, таких як загазування, обрив кліті, ураження електричним струмом та інші, які розробляються на основі типових методичних рекомендацій.

До оперативної частини плану обов'язково додаються наступні документи: схема вентиляції шахти, виконана відповідно до вимог «Інструкції зі складання вентиляційних планів»; схема гірничих виробок та генеральний план поверхні з нанесенням розташування засобів пожежегасіння, сигналізації про аварію, засобів групового рятування робітників у випадку аварії, принципової схеми подавання води в шахту із водоймищ, резервуарів та інших джерел, а також під'їзних шляхів до стволів і шурфів. Також додаються плани гірничих робіт по пластах або горизонтах із зазначенням напрямку руху повітря, місць встановлення телефонів та їхніх номерів; мікросхеми гірничих виробок шахти додаються лише до екземпляру плану, що зберігається у ДВГРС, з нанесенням напрямку руху повітря, розташуванням телефонів, номерами диспетчера й головного інженера, довжиною і кутами нахилу основних виробок.

Всі плани з додатками повинні зберігатися у гірничого диспетчера та в гірничорятувальному взводі, що обслуговує шахту, для забезпечення оперативного доступу під час надзвичайної ситуації.

Для прикладу оперативної частини ПЛА розглядається випадок пожежі. План ліквідації аварії у випадку пожежі розроблений для сполучення східного конвеєрного штрека пл. с₄^н із головним повітряподавальним штреком і представлений у таблиці 2.19. Він містить конкретні заходи щодо евакуації, гасіння полум'я, координації дій рятувальних бригад та обов'язки персоналу у зоні небезпеки, що забезпечує максимально ефективне реагування на надзвичайну подію.

Таблиця 2.19 – Оперативна частина плану ліквідації аварії

№ п/п	Заходи щодо порятунку людей і ліквідації аварії	Відповідальний за виконання заходів	Шляхи і час виходу людей з шахти	Шляхи руху і завдання відділенням ГВГРЧ
1	Викликати взвод ВГРО і посадових осіб за списком № 1	Гірничий диспетчер Телефоністка	Робітники, що знаходяться в 1 східній лаві пл. с ₄ ^н , включившись в саморятувальники, спускаються до головного повітряподавального штрека пл. с ₄ ^н на свіжий струмінь повітря, йдуть по ньому до повітряподавального квершлага. Далі по квершлагоу йдуть до ОКД і по клітьовому стволу виїжджають на поверхню. Робітники, що знаходяться в східній лаві пл. с ₄ ^н виходять аналогічним шляхом. Час виходу людей 1 год.	1-е відділення ГВГРЧ по клітьовому стволу спускається до ОКД, потім по повітряподавальному квершлагоу, головному повітряподавальному штреку йде до східної лави для виводу людей зворотнім шляхом на поверхню. 2 частина відділення аналогічним чином слідує для виводу людей з східної лави. 2-е відділення ГВГРЧ по клітьовому стволу спускається до ОКД, потім по повітряподавальному квершлагоу, головному повітряподавальному штреку слідує до місця пожежі для її ліквідації. 3-є відділення ГВГРЧ по розсуду відповідального керівника робіт з ліквідації аварії направляється в шахту в залежності від аварійної обстановки
2	Забезпечити прибуття на шахту 3 відділень ВГРЧ і 3 автомобілів з технікою гасіння пожеж водою та піною згідно з диспозицією	Командир взводу Черговий у телефону ВГРЧ		
3	Збільшити продуктивність ВГП за рахунок повного відкриття лопаток направляючого апарату	Головний механік Гірничий диспетчер, черговий слюсар ЕМО		
4	Відключити електроенергію в лаві і на шляху відробленого струменя повітря	Головний енергетик Черговий поверхностної підстанції		
5	Сповістити про аварію системою ІГАС-3 і телефонами і вивести всіх людей із шахти. Виставити пости оціплення, які виключають прохід людей в лаву	Гірничий диспетчер Телефоністка Змінний ІТР ділянок, члени ВГР		
6	Провести р азгазування виробки згідно з "Інструкцією по разгазуванню гірничих виробок"	Гірничий диспетчер Начальник ВТБ Члени ВГР		

2.10 Охорона навколишнього середовища

Шахта "Павлоградська" у ході своєї діяльності чинить негативний вплив на навколишнє середовище, що включає атмосферу, гідросферу та літосферу. Це проявляється через викиди шкідливих речовин та пилу в повітря, скиди нафто-продуктів та солей у водні об'єкти, а також осідання дрібних частинок вугілля і породи на поверхні ґрунту.

Окрім цього, значні площі родючих земель використовуються для розміщення породних відвалів, а також є зайнятими порушеними ділянками земної поверхні, що погіршує екологічний стан території та зменшує потенційно придатні для сільськогосподарського використання землі.

2.10.1 Охорона атмосфери

Найбільш значний вплив на стан навколишнього середовища здійснює котельня, розташована на території промислового майданчика, що працює на твердому паливі, зокрема на вугіллі. Обсяг викидів шкідливих речовин із котельної в атмосферне повітря наведено в таблиці 2.20. Ця котельня є основним джерелом забруднення повітряного середовища на території шахти та безпосередньо впливає на екологічну ситуацію в прилеглих районах.

Таблиця 2.20 – Викиди шкідливих речовин в атмосферу від котельні

Шкідливі речовини	Кількість, г/с
Окис вуглецю (CO)	20,1
Діоксид сірки (SO ₂)	18,6
Діоксид азоту (NO ₂)	2,5
Пил	9,2

На котлоагрегатах котельні встановлені пиловловлювачі типу БЦ-2,5 (4+2), які забезпечують ефективність очищення димових газів від пилу на рівні 76,5 %. Котельня обладнана однією димовою трубою діаметром 2 м і висотою 60 м. Середня швидкість виходу газоповітряної суміші через устя джерела викиду становить 2,57 м/с.

Максимальна можлива фактична концентрація шкідливих речовин у відпрацьованих газах визначається виходячи з ефективності пиловловлювачів і параметрів димової труби, що дозволяє оцінити реальний рівень забруднення атмосферного повітря в районі розташування котельні.

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}} \cdot \eta, \text{ мг/м}^3, \quad (2.149)$$

де А – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери;

М – маса шкідливої речовини (максимальний викид), що викидається в

атмосферу в од. часу, г/с;

F – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі;

H – висота джерела викиду над рівнем землі, м;

V_1 – витрата газоповітряної суміші, м³/с;

$$V_1 = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot \omega, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.150)$$

де D – діаметр устя джерела викиду, м;

ω – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду, м/с;

ΔT – різниця між температурою газоповітряної суміші T_r і температурою навколишнього повітря, T_b , °C;

η – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості;

m і n – коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші устя джерела викиду (визначаються в залежності від параметрів f , V'_m , V_m , f_c).

$$V_1 = \frac{3,14}{4} \cdot 2^2 \cdot 2,57 = 8 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$\Delta T = 131 - 23 = 108 \text{ °C}.$$

Параметри f , f_c визначаються з виражень:

$$f_c = 800 \cdot (V'_m)^3; \quad (2.151)$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}. \quad (2.152)$$

Визначимо параметри V_m , V'_m :

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}, \text{ м/с}; \quad (2.153)$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{\omega \cdot D}{H}, \text{ м/с}; \quad (2.154)$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{8 \cdot 108}{60}} = 1,6 \text{ м/с};$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{2,57 \cdot 2}{60} = 0,11 \text{ м/с};$$

$$f_c = 800 \cdot (0,11)^3 = 1,1;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{2,57^2 \cdot 2}{60^2 \cdot 108} = 0,03.$$

Так як $f < 100$, то m визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}}; \quad (2.155)$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{0,03} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,03}} = 1,26.$$

Так як $0,5 \leq V_m < 2$, то n визначається по формулі:

$$n = 1,31 \cdot V_m^2 - 3,34 \cdot V_m + 3,13; \quad (2.156)$$

$$n = 1,31 \cdot 1,6^2 - 3,34 \cdot 1,6 + 3,13 = 1,14.$$

Визначимо максимальні приземні концентрації шкідливих речовин:

$$C_{MCO} = \frac{200 \cdot 20,1 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,2 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{MSO_2} = \frac{200 \cdot 18,6 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,16 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{MNO_2} = \frac{200 \cdot 2,5 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,02 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{M\text{зола}} = \frac{200 \cdot 9,2 \cdot 2,5 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,21 \text{ мг/м}^3.$$

Отримані значення C_M порівнюємо з ГДК.

Таблиця 2.21 – Порівняння результатів з ГДК

Шкідливі речовини	ГДК, мг/м ³	Отримані результати, мг/м ³
CO	3,0	0,2
SO ₂	0,5	0,16
NO ₂	0,085	0,02
Зола	0,5	0,21

Проведений порівняльний аналіз викидів від найбільш потужного стаціонарного джерела показав, що максимальні концентрації шкідливих речовин у приземному шарі повітря не перевищують гранично допустимих концентрацій (ГДК). З урахуванням цього, розробка додаткових заходів щодо охорони атмосферного повітря вважається недоцільною.

2.10.2 Охорона гідросфери

Водопритоки, що формуються в процесі видобутку вугілля з геологічних структур, становлять близько 2300 тис. м³ на рік, що в середньому дорівнює приблизно 6,5 тис. м³ на добу. Після проведення механічної очистки та обеззараження, частина цієї води повторно використовується всередині шахти для потреб пилопридушення, що складає близько 1100 тис. м³ на рік. Хімічний склад шахтних вод, що скидаються, наведений у таблиці 2.22.

Таблиця 2.22 – Якісна характеристика шахтних вод

№ п/п	Показник якості	Концентрація речовин		Затверджені допустимі концентрації мг/л
		до очисних споруд, мг/л	після очисних споруд, мг/л	
1	Завислі речовини	17,6	12,5	15
2	БПК ₅	5,9	4	5
3	Сульфати	847	610	720
4	Хлориди	1273	980	1082
5	Мінералізація	262	2100	2230
6	Нафтопродукти	0,059	0,04	0,05
7	Азот амонійний	0,59	0,5	0,5
8	Нітроти	0,09	0,07	0,08
9	нітрати	11,7	10	10
10	Фосфати	0,12	0,09	0,1
11	Залізо	0,15	0,12	0,13

Очищення шахтних вод здійснюється за допомогою традиційних для вуглевидобувної галузі споруд, призначених для зниження підвищених концентрацій завислих речовин. До таких споруд належать трисекційний горизонтальний відстійник, станція фізико-хімічної очистки та хлораторна. Проектна пропускна здатність цих очисних споруд становить 6,2 тис. м³ на добу. За показником «ступінь очистки» ефективність роботи очисних споруд знаходиться на рівні 80–85 %.

Шахтна вода, що містить до 250 мг/л завислих речовин, насосами шахтного водовідливу подається у трисекційний горизонтальний відстійник, де відбувається первинне відстоювання. Далі вода проходить хлорування в спеціальному контактному резервуарі. Після цього вода надходить у резервуар ємністю 3000 м³, з якого насосами транспортується на майданчик станції фізико-хімічної очистки

шахтних вод для подальшої обробки.

Після очищення шахтна вода, вміст завислих речовин у якій знижено до 15–16 мг/л, частково використовується для систем пилопридушення в шахті, а частково спрямовується на гірничо-збагачувальну фабрику. Очищена вода в обсязі до 1 млн. м³ на рік скидається у річку через спеціально облаштований випуск, розташований на правому березі.

Для додаткового зниження концентрацій завислих речовин, сульфатів, мінералізації та заліза необхідно провести чистку горизонтального відстійника, що забезпечить підвищення ефективності очищення та зменшення негативного впливу на навколишнє середовище.

2.10.3 Охорона літосфери

Породне господарство шахти формується навколо породного відвалу, висота якого складає 52 м, площа охоплює 18 га, а об'єм досягає 12 093 600 м³ (приблизно 29 024 400 т). Для забезпечення ефективного захисту літосфери рекомендовано вести розробку всіх породних відвалів відповідно до методики ВНДІОСвугілля.

Порода не містить цінних мінералів, речовин чи металів промислового значення, тому її поділ за призначенням здійснюється таким чином: як баласт при будівництві автомобільних та залізничних доріг буде використано 50 % загальної кількості (приблизно 14 500 тис. т), для виробництва цементу марки М 50 – 10 % (приблизно 2 900 тис. т), для виготовлення шлакоблоків для невідповідального будівництва – 10 % (приблизно 2 900 тис. т), а для рекультивації яробалочної системи – 30 % (приблизно 8 700 тис. т).

Щорічне використання породи розподіляється наступним чином: на баласт для будівництва авто- та залізничних доріг витрачається 1 610 тис. т породи, на виробництво цементу М 50 – 320 тис. т, на виготовлення шлакоблоків – 320 тис. т, а на рекультивацію яробалочної системи – 960 тис. т.

Таким чином, річний видобуток породи буде розраховуватися з урахуванням зазначених потреб для різних напрямів використання, що забезпечує раціональне та екологічно безпечне ведення породного господарства шахти.

$$Q_p = Q_d + Q_c + Q_{шл} + Q_{яр}, \text{ тис.т,} \quad (2.157)$$

де Q_d – річний видобуток породи на будівництво доріг, т;

Q_c – річний видобуток породи на виробництво цементу, т;

$Q_{шл}$ – річний видобуток породи на виробництво шлакоблоку, т;

$Q_{яр}$ – річний видобуток породи на рекультивацію ярів та балок, т;

$$Q_p = 1610 + 320 + 320 + 960 = 3210 \text{ тис. т.}$$

Строк розробки відвалу складе:

$$T = \frac{Q_v}{Q_p}, \text{ років;} \quad (2.158)$$

$$T = \frac{29000}{3210} = 9 \text{ років.}$$

Після завершення розробки породного відвалу необхідно здійснити рекультивацію земель, яка є комплексним заходом, що включає гірничотехнічні, інженерно-господарські та лісові роботи. Метою рекультивації є відновлення родючості поверхневого шару ґрунту після завершення гірничих робіт і приведення земель у стан, придатний для цільового використання. Рекультиваційні роботи виконуються у два основних етапи: технічний та біологічний.

Технічний етап передбачає підготовку порушених земель до подальшого ефективного використання в народному господарстві. До завдань цього етапу входять: планування території, формування укосів, зняття і транспортування родючого ґрунтового шару, його нанесення на рекультивовані ділянки, облаштування дренажної системи, а також інші роботи, спрямовані на відновлення структури та рельєфу земель. Ці роботи виконуються гірничими підприємствами або спеціалізованими організаціями, які мають відповідну техніку та кваліфікацію.

Біологічний етап спрямований на відновлення родючості земель та їх природного потенціалу. До цього етапу належать: посів трав-меліораторів, внесення сидератів, використання органічних і мінеральних добрив, а також заходи з озеленення та стабілізації ґрунту. Ці роботи виконуються сільськогосподарськими, лісгосподарськими або спеціалізованими агротехнічними організаціями.

Після завершення обох етапів рекультивації відновлені землі можуть бути використані для ведення сільськогосподарської діяльності, створення дачних або садово-огородніх товариств, а також облаштування паркових і рекреаційних зон відпочинку, що забезпечує багатофункціональне використання відновлених територій та їх екологічну стабільність.

2.11 Цивільна оборона

2.11.1 Прогнозування можливих надзвичайних ситуацій на території підприємства, їх характеристика

Для шахти «Павлоградська» найбільш ймовірними надзвичайними ситуаціями є кілька категорій аварій, катастроф і стихійних лих. Серед них можна виділити наступні: аварії на об'єктах, що містять хімічно небезпечні речовини, пожежі, вибухи та руйнування як під землею, так і на поверхні шахти, загрози небезпечних гідрометеорологічних явищ, а також масові інфекційні захворювання серед людей. Кожній з цих ситуацій присвоєно певний номер надзвичайної ситуації для класифікації та оперативного реагування.

Характеристика хімічно небезпечних об'єктів включає в себе, зокрема, хлораторну, розташовану на промисловому майданчику шахти. Тут зберігаються сталі балони по 50 кг з хлором, який використовується для знезараження шахтних і стічних вод. Найбільша кількість балонів одночасно становить два. Найбільш ймовірними аварійними ситуаціями на цьому об'єкті є підвищення тиску у балоні при зміні температури, пошкодження клапанів надлишкового тиску, переповнення ємностей, а також пожежі чи вибухи. У разі виникнення аварії на хлораторній для захисту працівників, службовців і населення застосовується спеціальний план захисту від хімічно небезпечних речовин. Оповіщення про аварію здійснюється черговим диспетчером шахти та черговою телефоністкою за допомогою сирени гучномовного зв'язку.

Аварії, пов'язані з вибухами, пожежами та руйнуваннями в шахті або на її поверхні, можуть виникати при випадковій зупинці вентилятора головного провітрювання, загальношахтного відключенні електроенергії. Під час видобутку вугілля можливі загазування, пожежі, обвали гірничих порід, гірничі удари, прориви ґрунтових вод та інші небезпечні явища. Також можливі пожежі у надшахтних будинках, трансформаторних підстанціях та будинках головного вентилятора. У разі надзвичайної ситуації негайно організовується комісія техногенно-екологічної безпеки та комісія надзвичайних ситуацій. Відповідальним керівником робіт з ліквідації аварій є головний інженер шахти або призначена ним особа. До прибуття головного інженера усі дії координує гірничий диспетчер, який несе повну відповідальність за виконання заходів, передбачених планом ліквідації аварій.

Працівники шахти у разі виникнення пожежі користуються індивідуальними засобами захисту, такими як протигазові респіратори РПГ-67, РУ-60М та РУ-60МУ, призначені для захисту органів дихання від пилу та диму при концентрації до 10–15 ГДК. Респіратори оснащені гумовою маскою, фільтруючо-поглинальними патронами, клапанами вдиху і видиху, трикотажним обтюратором та наголовником для фіксації. Крім того, застосовуються шахтні саморятівники, що включають регенеративний патрон, дихальний мішок з клапаном надмірного тиску, з'єднувальну трубку або шланг із згубником і носовим затискачем. Тривалість захисної дії саморятівника при виході з небезпечної зони складає від 20 до 50 хвилин, а температурний діапазон використання – від 10 до 50 °С.

Для забезпечення безпечної роботи підприємства під час пожежі передбачено розташування вогнегасників через кожні 20 метрів, встановлення гідрантів уздовж виробок, наявність піску біля машин і механізмів, а також постійну готовність медичного персоналу. Поширення вогню локалізується шляхом проведення реверсу, тобто припинення подачі кисню через встановлення глухих перемичок. Працівники проходять навчання з цивільної оборони, включаючи відпрацювання правил поведінки під час надзвичайних ситуацій та евакуації, а також обов'язкове навчання користуванню засобами індивідуального захисту. Стійка робота систем зв'язку та оповіщення є важливим фактором безпеки.

Небезпечні гідрометеорологічні явища включають хуртовини, великі снігопади, снігові замети та ожеледь. Найчастіше сніговий покрив формується в січні та лютому, тривалість його може складати від кількох годин до трьох діб. Середня кількість днів із хуртовинами становить до 25 діб на рік. Особливо небезпечними є хуртовини тривалістю понад три доби зі швидкістю вітру 15 м/с і більше. Великі опади до 40 см у поєднанні з хуртовинами призводять до утворення снігових заметів, що ускладнюють роботу транспорту та систем зв'язку. Різкі перепади температури спричиняють обледеніння дротів ліній електропередач і ожеледицю на дорогах, що призводить до затримок у перевезенні працівників і транспортуванні матеріалів.

Масові інфекційні захворювання серед людей можуть виникати внаслідок дефіциту якісної питної води, порушення правил особистої гігієни, недостатньої ефективності очисних споруд шахти або поганої роботи водопровідно-каналізаційного обладнання. Хоча природних осередків таких інфекцій на території міста не зареєстровано, бактеріологічні осередки гострих кишкових захворювань можуть утворитися через зазначені фактори.

Наслідки великих аварій і техногенних катастроф можуть проявлятися у вигляді розливів та викидів отруйних речовин, утворення осередків хімічного зараження, руйнування виробничих потужностей та нанесення шкоди здоров'ю людей. Всі заходи щодо запобігання та ліквідації надзвичайних ситуацій здійснюються відповідно до розроблених планів ліквідації аварій, інструкцій з охорони праці та правил безпеки шахти.

2.11.2 Методи забезпечення захисту співробітників підприємства в надзвичайних ситуаціях

Захист працівників і службовців шахти від надзвичайних ситуацій техногенного та природного характеру представляє собою комплексну систему організаційних, технічних, медико-біологічних та інших заходів, спрямованих на запобігання виникненню надзвичайних ситуацій і оперативне реагування на їх наслідки. Ці заходи реалізуються центральними та місцевими органами виконавчої влади, органами місцевого самоврядування, а також силами і засобами підприємств, установ і організацій незалежно від форми власності. Система захисту спрямована на охорону працівників і службовців шахти, населення, територій, а також матеріальних і культурних цінностей від негативних наслідків надзвичайних ситуацій.

Захист людей і територій від надзвичайних ситуацій здійснюється на основі таких принципів: пріоритетності завдань, спрямованих на рятування і збереження здоров'я людей та охорону навколишнього середовища; безумовного пріоритету раціональної безпеки; забезпечення вільного доступу працівників, службовців і населення до інформації щодо заходів захисту; особистої відповідальності громадян за власну безпеку та неухильного дотримання правил поведінки в надзвичайних ситуаціях; відповідальності посадових осіб у межах своїх повноважень із дотриманням вимог Закону України «Про захист населення і територій від надзвичайних ситуацій техногенного та природного характеру»; обов'язковості своєчасного виконання заходів, спрямованих на запобігання виникненню надзвичайних ситуацій; урахування економічних, природних та інших особливостей територій і реального ступеня небезпеки; а також максимально ефективного та комплексного використання наявних сил і засобів для запобігання і реагування на надзвичайні ситуації.

У режимі надзвичайної ситуації відповідні комісії з питань техногенно-екологічної безпеки та надзвичайних ситуацій беруть на себе безпосереднє керівництво функціонування системи захисту працівників, службовців і території шахти. Вони здійснюють висування оперативних груп у зону надзвичайної ситуації, залучають необхідні сили і засоби, організовують роботи з підтримки стійкого функціонування важливих галузей економіки та об'єктів, а також забезпечують першочергове життєзабезпечення постраждалого населення. Комісії визначають межі територій, на яких виникла надзвичайна ситуація, здійснюють безперервний контроль за її станом, а також за обстановкою на аварійних об'єктах і прилеглих територіях. Інформація про розвиток надзвичайної ситуації надається вищому керівництву, а працівники, службовці та населення своєчасно оповіщаються.

Для захисту від надзвичайних ситуацій різного характеру використовуються протирадіаційні укриття (ПРУ). Захисні споруди призначені для забезпечення безпеки найбільшої робочої зміни працівників. Так, ПРУ на поверхні закріплено за ділянкою АПК і розраховане на укриття 230 робітників. Підземні протирадіаційні укриття розташовані в гірничих виробках околостовбурового двору на горизонтах 451 м та 530 м, призначені для укриття найбільшої робочої зміни підземних працівників у кількості 450 осіб і закріплені за ділянкою ВШТ. Укриття забезпечують надійний захист працівників шахти в умовах різноманітних надзвичайних ситуацій і є важливою складовою комплексної системи безпеки підприємства.

2.11.3 Управління підприємством у надзвичайній ситуації

При ліквідації надзвичайних ситуацій з метою забезпечення безпеки необхідно дотримуватися низки організаційних та практичних заходів, що охоплюють всі етапи реагування та забезпечення стійкої роботи об'єкта.

Для забезпечення стабільності функціонування підприємства слід: підготувати комунальні та енергетичні мережі для швидкого й безпечного відключення при подачі екстрених команд, забезпечити безаварійну зупинку технологічних процесів, а також заздалегідь визначити порядок дій персоналу на випадок аварій.

Під час проведення рятувальних операцій необхідно ретельно проводити розвідку місць майбутніх робіт, суворо дотримуватися правил техніки безпеки при роботі з механізованими засобами, пневмо- та електроінструментами, вибухо- та пожежонебезпечними речовинами. Слід закріплювати або демонтувати конструкції будівель і споруд, які можуть становити загрозу обвалу, встановлювати попереджувальні і сигнальні знаки в зонах робіт, а керування інженерними машинами здійснювати за допомогою чітких сигналів, прапорців або ліхтарів із призначеними для цього підготовленими особами. Не допускається перевищення встановлених норм тривалості безперервної роботи людських сил, використання ізолюючого одягу та інших засобів захисту.

При гасінні пожежі обов'язково здійснювати розвідку осередків вогню, суворо дотримуватися обмежень часу перебування людей поблизу вогню (не більше 30 хвилин), діяти в ізолюючих протигазах у середовищі з непридатним для подиху повітрям, застосовувати страхувальні пристосування при роботі на висоті, відключати електричні мережі перед початком робіт із розкриття та розбирання конструкцій. При скиданні конструкцій і предметів із дахів або поверхів слід стежити, щоб не постраждали люди, техніка та електропроводи. У разі загрози вибуху, обвалу або кипіння нафтопродуктів у резервуарах необхідно терміново вивести людей у безпечне місце, а також не допускати падіння горючих сумішей на техніку.

Під час робіт у темний час доби або за умов обмеженої видимості, таких як дощ, туман або снігопад, потрібно заздалегідь позначати межі та ділянки аварії, забезпечувати наявність світлових і сигнальних знаків на автомобілях та техніці, які добре видно у темряві.

У зимових і холодних умовах рятувальні групи повинні бути забезпечені теплим одягом і взуттям, ознайомлені із заходами запобігання обмороженню, дотримуватися питного режиму, мати організовані медпункти у теплих приміщеннях або наметах із необхідними медикаментами для надання допомоги обмороженим і підготовлені для евакуації. Перевезення людей здійснюється транспортом із тентами, на привалах і зупинках проводяться розминки, для укриття від вітру вибираються лісисті ділянки або яри, а допомога обмороженим надається своєчасно. Важливо стежити, щоб люди та техніка не відставали, негайно організовувати допомогу відстаючим та пошук загублених.

Під час повеней рятувальні роботи включають пошук людей на затопленій території, їх завантаження на плавзасоби, транспорт або вертольоти та евакуацію у безпечні зони. Люди, які перебувають у зоні повені, повинні зберігати спокій, демонструвати впевненість у наданні допомоги, особистим прикладом та словами заспокоювати оточуючих, допомагати дітям, старим та хворим, використовувати наявні плавзасоби або виготовляти найпростіші плавучі пристрої з підручних матеріалів, таких як колоди, дошки, автомобільні камери, бочки чи сухий очерет. Кожна особа має суворо виконувати вказівки комендантської служби та рятувальних підрозділів, щоб не наражати на небезпеку власне життя та життя тих, хто здійснює рятувальні роботи.

Виконання заходів цивільної оборони (ЦО) при загрозі повені передбачає послідовне здійснення низки організаційних і практичних дій, спрямованих на захист людей, матеріальних цінностей та об'єктів інфраструктури.

1. Необхідно оповістити керівний склад, зібрати його для оцінки обстановки, привести в готовність органи управління ЦО об'єкта та поставити завдання щодо виконання заходів при загрозі повені. Орієнтовний час виконання цього етапу – 40 хвилин.
2. Організовується спостереження та чергування тимчасових постів для контролю за коливаннями рівня води в річці Лугань. На виконання цієї дії відводиться близько 1 години.
3. Проводиться розвідка стану дамб, гребель, перекриттів, запірних пристроїв, переходів каналізаційних мереж, водозливних систем, ливнівок і водостоків; у разі необхідності вони приводяться в належний стан. Тривалість робіт складає близько 2 годин.
4. Зводяться відсутні дамби та греблі, здійснюються обвалування навколо важливих об'єктів, яким загрожує повінь, підготовляються колодязі для закриття, визначаються місця для встановлення насосних станцій. На ці заходи відводиться приблизно 4 години.
5. Проводиться планування або уточнення евакуації населення з відомчих будинків та вивезення матеріальних цінностей із зон можливого затоплення. Час виконання – 30 хвилин.
6. Підготовляються плавзасоби та спецодяг для рятувальних робіт, що дозволяє оперативно реагувати на небезпечні ситуації. Орієнтовний час – 30 хвилин.
7. Приводяться в готовність формування ЦО та захисні споруди. На це відводиться ще 30 хвилин.
8. Організовується зв'язок із постами спостереження, розвідувальними групами та оперативною групою у заміській зоні, а також на пунктах управління. Час виконання – 40 хвилин.
9. Проводяться заходи з підвищення стабільності енергопостачання, зв'язку, забезпечення захисту готової продукції та сировини. На цей етап відводиться приблизно 1 година.
10. Організовується цілодобове чергування керівного складу на об'єкті та пунктах управління для контролю ситуації і координації дій. Час – 30 хвилин.

При безпосередньому затопленні об'єкта дії ЦО змінюють акценти та розподіляються наступним чином:

1. Збирається керівний склад, доводиться обстановка та уточнюються завдання для кожного підрозділу. Орієнтовний час – 40 хвилин.
2. Приводяться в готовність органи управління, зв'язку та оповіщення, організовується збір даних з постів спостереження за рівнем води в річці Лугань. Час – 1 година.
3. Організуються роботи зі зміцнення існуючих або зведення нових захисних споруд, які перешкоджають поширенню води. Всі колодязі повинні бути закриті. Тривалість робіт – 2 години.

4. Надається допомога населенню в районах затоплення, здійснюється підтримка при втопленнях, переломах та інших нещасних випадках. Час виконання – 3 години.
5. Проводиться евакуація населення та вивезення матеріальних цінностей із зон, які знаходяться під загрозою затоплення. Орієнтовний час – 2 години.
6. При необхідності здійснюється часткове обмеження або повне припинення робіт на об'єкті для забезпечення безпеки людей і майна. Час виконання – 2 години.

Дотримання зазначених заходів забезпечує максимальну ефективність реагування на загрозу повені та мінімізацію негативних наслідків для людей, майна та інфраструктури.

Проведення рятувальних робіт, ліквідація наслідків повені та відновлення нормальної роботи підприємства передбачає низку чітко визначених дій, спрямованих на забезпечення безпеки людей і мінімізацію втрат виробництва.

1. Спершу проводяться рятувальні та інші невідкладні роботи на об'єкті для забезпечення безпеки людей і збереження матеріальних цінностей. Орієнтовний час виконання цих заходів складає близько 3 годин.
2. Після завершення рятувальних робіт здійснюється оцінка стану виробництва після повені, включно з аналізом пошкоджень і розрахунками для відновлення порушених технологічних процесів. Час на цей етап – приблизно 2 години.
3. Наступним кроком є відновлення порушеного енергопостачання, систем зв'язку, матеріально-технічного забезпечення та інших необхідних ресурсів, а також запуск виробничого циклу у нормальному режимі. На цей процес відводиться близько 4 годин.

Дії при організації евакуації населення та працівників:

1. Евакуація населення та трудового колективу здійснюється негайно відповідно до затвердженого плану евакуації.
2. Заступник начальника ЦО, відповідальний за евакуацію, а також голова об'єктової евакуаційної комісії організовують роботу комісії та пунктів посадки на транспорт. Вони забезпечують своєчасне проведення евакуаційних заходів, уточнюють списки осіб, які підлягають евакуації, швидко інформують всіх працівників об'єкта про майбутні дії та підтримують взаємодію з приймальними евакуаційними комісіями району. Евакуаційні заходи проводяться без зупинки основного виробництва.
3. Начальник служби евакуації та пункту посадки організовує роботу пункту, розгортає необхідні засоби та забезпечує координацію дій із начальником ЦО району.
4. Начальник транспортної служби ЦО відповідає за подачу транспорту відповідно до плану, визначає час прибуття транспорту, контроль за пунктами посадки, організацію підвезення речей, дітей та хворих, а також забезпечує евакуацію пішим порядком до проміжних пунктів. Встановлюється тісна взаємодія з транспортною службою району.

5. Начальник медичної служби організовує медичне забезпечення евакуаційних заходів, готовність надання першої допомоги постраждалим, хворим та пораненим.
6. Начальник служби охорони громадського порядку забезпечує дотримання порядку на пунктах збору евакуйованих, у зонах посадки та висадження, а також під час пересування пішим порядком.
7. Начальник служби зв'язку та оповіщення ЦО відповідає за трансляцію повідомлень по радіомережі об'єкта, інформування працівників, членів їхніх родин та населення про порядок проведення евакуації та заходи безпеки.
8. Весь керівний склад організовує роботу серед працівників, службовців і членів їхніх родин для запобігання паніки та підтримки дисципліни під час евакуації.
9. Начальники ЦО цехів, відділів і служб без зволікань приступають до евакуації працівників, членів їхніх родин та населення, а також організовують вивезення матеріальних цінностей у безпечні заміські райони.

Такий послідовний порядок дій дозволяє максимально ефективно забезпечити безпеку людей, зберегти майно та мінімізувати виробничі втрати під час по-
вені.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Розробка комплексу заходів для зниження температури рудникового повітря

Оскільки шахта «Павлоградська» здійснює видобуток вугілля на глибинах від 800 до 1000 метрів у регіоні з підвищеним геотермічним режимом, роботи проводяться в умовах значного підвищення температури шахтного повітря, яка іноді досягає позначки 35°C. Згідно з планами розвитку шахти, по мірі збільшення глибини видобутку та інтенсивності виробничих процесів умови температурного режиму у виробках стануть ще більш складними. У зв'язку з цим стає необхідним визначити основні чинники, що спричиняють підвищення температури, та обрати найбільш ефективні способи зниження теплового навантаження на робочі місця.

На даному етапі, відповідно до сучасних досліджень [22-25], роботи з вивчення теплових умов і кондиціонування шахтного повітря виконуються за кількома основними напрямками:

1. Виявлення та детальне вивчення різних джерел тепла, що впливають на стан атмосфери в шахті, і оцінка характеру їх дії на повітряний режим у виробках.
2. Розробка та впровадження технічних заходів для зниження температури шахтного повітря, що включає локалізацію або повне усунення джерел теплового випромінювання, обмеження їхнього впливу на мікроклімат шахтної атмосфери, модернізацію систем вентиляції та застосування кондиціонерів і охолоджувальних пристроїв для підтримки комфортного температурного режиму.
3. Аналіз нерівномірності геотемпературного режиму на різних ділянках шахтного поля, визначення причин такої нерівномірності та складання прогнозу теплового стану повітря по конкретних ділянках видобувного горизонту.
4. Дослідження впливу різних гірничотехнічних факторів на стан теплового режиму шахтного повітря, включно з інтенсивністю видобутку, роботою механізованого обладнання, характером вентиляційних потоків та тепловиділенням порід.
5. Оцінка перспектив розвитку шахти з точки зору збільшення глибини та обсягів видобутку, прогнозування майбутніх теплових умов та підготовка рекомендацій щодо їх нормалізації, включаючи комплексні заходи з підтримки оптимальної температури і створення безпечних і комфортних умов праці для шахтарів.

Такий підхід дозволяє системно вивчати та контролювати тепловий режим шахти, прогнозувати його зміну та ефективно застосовувати заходи для підтримки прийняттого температурного середовища на виробництві.

3.1 Джерела тепловиділення в шахті

Підвищення температури шахтного повітря зумовлюється впливом низки різноманітних джерел тепла. Згідно з даними [22], для глибоких шахт Донбасу

розподіл тепловиділення має такий характер: близько 50 % тепла виділяється від навколишніх порід; приблизно 25 % – внаслідок процесів окислення вугілля та деревини; близько 10 % припадає на тепловиділення від свіжовидобутого вугілля; решта 15 % надходить від інших джерел.

В окремих випадках значний внесок у підвищення температури роблять підземні води, які дренуються гірничими виробками, особливо у глибоких шахтах. У зв'язку з цим для шахти «Павлоградська» доцільно виділити основні джерела тепла в гірничих виробках, які потребують контролю та врахування при організації охолодження повітря:

1. Гірничі породи, що оточують виробки, та здобуте вугілля, яке має власне тепловиділення.
2. Процеси окислення вугілля та деревини, що спричиняють додаткове виділення тепла в шахтних умовах.
3. Шахтні води, які, проходячи через виробки, можуть передавати значну теплову енергію повітря.
4. Працюючі механізми та обладнання, що експлуатуються у виробках, включаючи видобувні машини, конвеєрні системи та вентиляційні установки.

Визначення цих джерел тепла є необхідною передумовою для розробки ефективних заходів по нормалізації температурного режиму в шахті та забезпечення безпечних і комфортних умов праці для персоналу.

3.1.1 Теплота вміщуючих порід

Як уже зазначалося раніше, головним джерелом теплової енергії в гірничих виробках є породи, що оточують виробки. Тепловий стан цих порід і характер впливу тепла, що надходить із глибинних надр Землі, визначають геотермічні умови шахтного поля. Дослідження геотермічних умов є надзвичайно важливою складовою завдання нормалізації мікроклімату в глибоких вугільних шахтах, оскільки від цього залежить ефективність систем вентиляції і забезпечення безпечних умов праці для шахтарів.

Розподіл температур у надрах Землі, який виникає внаслідок взаємодії різних природних факторів, формує так зване геотемпературне поле. У межах цього поля виділяються дві основні зони, які відрізняються між собою тепловим режимом: верхня зона, що називається геліотермозоною, і нижня, яку прийнято називати геотермозоною [22]. Геліотермозна характеризується періодичними змінами температури у відповідь на коливання сонячного опромінення поверхні Землі. Зазвичай ця зона поширюється на глибину від 15 до 25 метрів і завершується так званім нейтральним шаром, де температура залишається відносно стабільною і відповідає середньорічній температурі місцевості. Для території шахтного поля середньорічна температура повітря складає приблизно 8 °С.

У геотермозоні, яка починається від нейтрального шару, спостерігається поступове збільшення температури з глибиною. Показник підвищення температури в градусах Цельсія на одиницю глибини визначають як геотермічний градієнт. Відповідно, зворотним показником є геотермічний ступінь, тобто глибина, на яку необхідно зануритися, щоб температура збільшилася на один градус. Для Донбасу

середній геотермічний градієнт становить приблизно $2,7\text{ }^{\circ}\text{C}$ на 100 метрів, а середній геотермічний ступінь дорівнює близько 32 метрів.

Слід зазначити, що вугленосні формації характеризуються значно вищим геотермічним режимом порівняно з кристалічними масивами. Для прикладу, розташований поруч із Донбасом Український кристалічний щит має геотермічний градієнт майже в 3,5 рази менший, ніж у вугленосних шарах, і складає близько $0,8\text{ }^{\circ}\text{C}$ на 100 метрів, порівняно з $2,7\text{ }^{\circ}\text{C}$ на 100 метрів для Донбасу.

Для оцінки теплового стану вміщуючих порід у гірничих виробках проводилися прямі вимірювання температури за допомогою стандартних термометрів. Замірювання здійснювалися у спеціально пробурених свердловинах завдовжки 1,5-2,0 метра, розташованих у забоях та на стінках виробок, що дозволяло отримати точні дані про температурний режим на різних горизонтах шахти. Це дослідження дозволяє визначити основні джерела тепла та прийняти ефективні заходи для регулювання мікроклімату в глибоких гірничих виробках.

3.1.2 Виділення тепла за рахунок окислювальних процесів

Після того як основне тепло виділяють вміщуючі породи, наступним за значущістю джерелом теплової енергії в гірничих виробках виступають окислювальні процеси [22-25], які на сьогодні залишаються недостатньо вивченими. Це пояснюється тим, що неможливо безпосередньо спостерігати тепловиділення від окислення вугілля або деревини в чистому вигляді. Практичні дослідження теплових умов у шахтах показують, що точну величину підвищення температури шахтного повітря через окислювальні процеси визначити складно, і її можна оцінити лише приблизно.

За результатами, наведеними в [22, 23], встановлено, що окислювальні процеси чинять помітний вплив на підвищення температури рудникового повітря, значно збільшуючи теплове навантаження на атмосферу шахтних виробок і потребуючи врахування при плануванні заходів з нормалізації кліматичних умов у глибоких шахтах.

3.1.3 Вплив шахтних вод на стан атмосфери в гірничих виробках

Шахтні води суттєво впливають на тепловий режим і вологість повітря в шахтах. Найбільш поширеними джерелами води у глибоких шахтах цього району є гірничі виробки, що залишилися після відпрацьованих верхніх горизонтів, а також насичені водою ділянки тріщинуватого вугілля та прилеглих порід. Розвиток тріщинності у цих зонах відбувається внаслідок дії опорного тиску на межі з виробленими просторами верхніх горизонтів. Вода, яка накопичується в старих вироблених просторах відпрацьованих горизонтів та у тріщинуватих породах, надходить у діючі лави у вигляді капежу або струменів. При значних притоках вода потрапляє на відкатні штреки і далі через водовідливні канавки направляється до водовідливних установок у пристовбурних дворах. При незначних притоках вода вбирається у відбитий вугіллям. Зазвичай притоки води в лави становлять 2–3 м³/год, але інколи можуть сягати 10–15 м³/год.

Такий характер надходження води і обводнення гірничих виробок створює великі контактні поверхні води з вентиляційними струменями, що сприяє як інтенсивній тепловіддачі, так і зволоженню повітря. Тепловиділення при охолодженні шахтних вод насамперед визначається різницею температур води і повітря, яка може змінюватися в широких межах. У глибоких шахтах поблизу пристовбурних дворів, де надходить повітря з відносно низькою температурою (10–20 °С), підвищення температури води над температурою повітря може досягати 10–15 °С і більше. На ділянках, що знаходяться на значній відстані від рудникових дворів, де температура повітря наближається до температури вміщуючих порід, різниця температур води і повітря є меншою і складає лише 1–2 °С. У таких умовах підвищення температури повітря за рахунок шахтних вод мінімальне і може взагалі не спостерігатися, оскільки випаровування супроводжується поглинанням тепла. Проте загальна теплова місткість (ентальпія) зволоженого повітря при цьому підвищується.

Внаслідок контакту шахтного повітря з відкритою поверхнею води на всьому шляху руху вентиляційних потоків відбувається інтенсивне зволоження повітря. На віддалених ділянках глибоких шахт відносна вологість повітря зазвичай знаходиться у межах 85–95 %, тоді як на сильно зволожених ділянках вона може досягати 98–100 %. Така висока вологість значно впливає на теплові умови праці і потребує врахування при нормалізації мікроклімату шахтних виробок.

3.1.4 Виділення тепла працюючими механізмами

Основні елементи механізації процесів видобутку вугілля на шахті включають роботу електровозів, роботу конвеєрів, а також роботу механізмів у підготовчих і очисних забоях. Переміщення вантажів у шахті здійснюється переважно електровозами, які перевозять вагонетки з роликowymi підшипниками. Згідно з даними [22], приріст температури вентиляційного потоку при цьому визначається витратою електроенергії, довжиною маршруту перевезення та масою вантажу.

Усі горизонтальні підготовчі гірничі виробки — квершлагі, штреки та уклони — обладнані породонавантажувальними машинами та комбайнами. Очисні лави оснащені електричними комбайнами, що сприяють додатковому тепловиділенню у підготовчих виробках. У подальшому, з нарощуванням виробничої потужності шахти, очікується збільшення кількості працюючих механізмів, що призведе до додаткового тепловиділення як від роботи електродвигунів, так і від трансформаторів. Це необхідно враховувати при нормалізації температурного режиму шахтного повітря та плануванні ефективної вентиляції виробок.

3.2 Вплив гірничотехнічних умов на тепловий режим

За результатами спостережень теплових умов у шахтах було визначено, що певні гірничотехнічні фактори істотно впливають на стан температурного режиму, і цей вплив можна враховувати при плануванні заходів щодо нормалізації кліматичних умов у виробках. Основними факторами такого впливу, згідно з даними [22], є:

- глибина ведення розробки, яка визначає геотермічний вплив порід на повітряний потік;
- розміри шахтного поля, що впливають на тривалість та шляхи проходження вентиляційних струменів;
- швидкість просування очисних робіт, яка прямо пов'язана з інтенсивністю виділення тепла від працюючих механізмів та окислювальних процесів у вугіллі.

Врахування цих чинників дозволяє прогнозувати зміни температурного режиму та вибрати ефективні методи кондиціонування повітря в шахтах.

3.2.1 Глибина розробки

У теплових розрахунках стан шахтного повітря ключовим фактором виступає тепловий стан гірничих порід, що оточують виробку. Розподіл температур у цих породах безпосередньо залежить від глибини закладення виробки: зі збільшенням глибини температура зростає, що визначає геотермічний режим шахтного поля та впливає на теплове навантаження на вентиляційні потоки.

$$t_n = t_{n.c} + \sigma (H - H_0) \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (3.1)$$

де t_n – температура гірських порід на глибині H $^\circ\text{C}$;

H – глибина місця визначення температури, м;

$t_{n.c}$ – температура порід нейтрального шару, рівна середньорічній температурі зовнішнього повітря $^\circ\text{C}$;

H_0 – глибина залягання нейтрального шару, м;

σ – геотермічний градієнт $^\circ\text{C}/\text{м}$.

3.2.2. Розміри шахтного поля

Спостереження за тепловим станом повітря в гірничих виробках показують, що на температурний режим суттєво впливає протяжність крил шахтних полів, тобто відстань від очисних забоїв до повітроподаючих стовбурів. Аналіз результатів спостережень [22, 23] свідчить, що за сприятливих умов, коли температура повітря у виробках практично дорівнює температурі вміщаючих порід, видобувні ділянки, розташовані на відстані близько 2000 м від стовбурів, не створюють значного підвищення температури повітря. Однак при більшому видаленні забоїв температура вихідного повітря, як правило, перевищує температуру навколишніх порід, що веде до підвищеного теплового навантаження. На багатьох шахтах, де фіксуються значення температури, близькі або навіть перевищують допустимі межі, впроваджуються різноманітні технічні заходи для нормалізації теплового стану виробок і підтримання прийнятного кліматичного режиму. Таким чином, з урахуванням отриманих даних і багаторічного досвіду експлуатації шахт у різних геотехнічних умовах можна зробити висновок, що на шахтах з протяжністю крил понад 2000 м необхідно здійснювати спеціальні інженерно-технічні заходи, спрямовані на регулювання теплового режиму, особливо на тих ділянках, де темпера-

тура порід досягає 26-28 °С, щоб забезпечити безпечні та комфортні умови праці для робітників. Це передбачає систематичний контроль температури повітря, оптимізацію вентиляційних потоків, застосування охолоджувальних установок та інших технічних рішень, що дозволяють зменшити вплив підвищеної температури на робочі процеси та організм людей.

3.2.3 Швидкість посування очисних забоїв

В процесі ведення робіт з видобутку вугільних пластів на глибоких шахтах встановлено, що температура шахтного повітря безпосередньо залежить від швидкості просування очисних вибоїв. Чим швидше оновлюються поверхні бічних порід та вугільного вибою в лаві, тим більш інтенсивно тепло передається вентиляційному потоку, що контактує з ними. Особливо помітне підвищення температури повітряного струменя спостерігається в тих шахтах, де температура порід на діючих горизонтах сягає або перевищує 35 °С, оскільки при цих умовах навіть невелике прискорення просування лави призводить до значного збільшення теплового навантаження на повітря. Аналогічно, зменшення швидкості переміщення очисних забоїв знижує тепловіддачу і веде до охолодження вентиляційного струменя, що створює більш сприятливі умови для роботи людей і механізмів. Згідно з результатами теплових вимірювань [22], при тимчасовій зупинці просування лави температура повітря на виході з неї знизилася приблизно на 4 %, незважаючи на те, що температура повітря перед входом у лаву зросла на 1 %. Це свідчить про високий вплив динаміки просування забоїв на тепловий режим шахтного повітря і підкреслює необхідність врахування цього фактора при розробці технічних заходів для нормалізації теплових умов. Планування швидкості просування очисних вибоїв повинно проводитися з урахуванням температурного режиму порід, інтенсивності вентиляційного потоку та інших факторів, що впливають на кліматичні умови виробок, щоб забезпечити безпечну та ефективну роботу шахти на глибоких горизонтах.

3.3 Технічні заходи, вживані на шахтах для нормалізації теплових умов

Для забезпечення нормалізації теплового режиму в шахтних виробках застосовуються комплексні технічні заходи, які включають кілька основних напрямів.

Перший напрямок полягає у використанні польової підготовки виробок із застосуванням металоаркового кріплення та залізобетонного затягування. Використання залізобетонних затягувань у поєднанні з безвугільним оточуючим масивом гірничих порід практично повністю знижує виділення тепла в свіжий вентиляційний потік, яке виникає внаслідок окислювальних процесів.

Другий напрямок включає спорудження та введення в експлуатацію стаціонарних холодильних установок, що дозволяють штучно знижувати температуру повітря, що подається в робочі ділянки шахти.

Третій захід спрямований на усунення зовнішніх витоків повітря шляхом ремонту і точного регулювання ізолюючої системи порідних і вугільних розванта-

жень. Це дозволяє оптимізувати рух повітря і забезпечити стабільність мікроклімату у виробках.

Четвертим заходом є розчищення і перекриття водовідливних каналів, що дозволяє зменшити вологовміст шахтного повітря і, відповідно, полегшити теплові умови для персоналу та механізмів.

П'ятий напрямок включає ремонт і розширення повітроподаючих виробок з метою підвищення їх пропускної здатності по повітрю, що сприяє більш ефективному видаленню тепла та вологості.

Шостий напрямок передбачає використання в тупикових очисних забоях спеціальних аераторів та кондиціонерів, що дозволяє підтримувати прийнятний рівень температури навіть у найвіддаленіших ділянках лави.

Усі ці технічні заходи, які виконуються на шахтах для нормалізації кліматичних умов, можна об'єднати в три основні групи:

- підвищення ефективності вентиляції та поліпшення циркуляції повітря;
- усунення або зменшення впливу джерел тепла, що спричиняють підвищення температури шахтного повітря;
- штучне охолодження повітря, яке подається для провітрювання гірничих виробок.

Таке системне поєднання заходів дозволяє підтримувати безпечні і продуктивні умови праці у глибоких шахтах навіть за високих геотермічних навантажень.

3.3.1 Збільшення інтенсивності вентиляції

У системі заходів з нормалізації теплових умов на шахтах особливе значення приділяється удосконаленню вентиляційних систем. Це пояснюється тим, що ефективна вентиляція виступає універсальним технічним засобом, за допомогою якого вирішується широкий спектр важливих технологічних завдань вугільного виробництва. Насамперед вентиляція забезпечує нормальний пилогазовий режим, знижує вологість шахтного повітря та створює прийнятні умови для роботи персоналу. Оскільки вентиляційні пристрої працюють постійно і зазвичай мають значний запас продуктивності, їхнє використання для регулювання теплового режиму шахти є практично безперешкодним. Збільшення інтенсивності вентиляційного потоку вважається найбільш ефективним способом зниження температури повітря у виробках.

Допустимі температурні показники для повітря, де постійно перебувають люди, визначаються на основі гігієнічних досліджень із урахуванням вологості повітря та швидкості вентиляційного струменя. Підвищення інтенсивності провітрювання до певних меж є ключовим засобом регулювання теплового режиму на шахтах регіону. Ці межі визначаються, перш за все, правилами безпеки, які регламентують максимально допустиму швидкість руху вентиляційного струменя у гірничих виробках. Для різних шахт ці межі досягаються на різних глибинах залежно від геотермічного режиму, розмірів шахтного поля, стану виробок та інших факторів.

Підвищення інтенсивності вентиляції, завдяки простоті виконання та ефективності, й надалі залишатиметься одним із основних засобів регулювання температурного режиму. Роботи з цього напрямку ведуться за двома основними напрямками: збільшення продуктивності вентиляторних установок та підвищення пропускної спроможності гірничих виробок.

Збільшення пропускної здатності виробок для подачі більшої кількості повітря здійснюється через наступні заходи: будівництво нових шахтних стовбурів, розширення поперечного перетину підготовчих виробок, розширення існуючих гірничих виробок і збільшення ширини робочого простору очисних лав.

Потреба у додаткових стовбурах на великих глибинах обумовлена необхідністю покращення вентиляції та збільшення засобів підйому. Крім того, підвищений гірничий тиск на великих глибинах призводить до пошкоджень кріплення, що потребує періодичних ремонтів із зупинками підйомних робіт і руху у стовбурах. У зв'язку з цим на шахтах, які наразі працюють на глибинах близько 1000 м і планують поглиблення, передбачено спорудження додаткових стовбурів. Нові стовбури на великих горизонтах споруджуються з внутрішнім діаметром не менше 8 м, а для кріплення на нових стовбурах та заглиблюваній частині існуючих використовується монолітний залізобетон.

3.3.2 Зниження впливу джерел тепла на температуру шахтного повітря

В рамках заходів з нормалізації теплових умов на глибоких шахтах широко проводяться роботи, спрямовані на зменшення впливу основних джерел тепла на температуру шахтного повітря або на повне усунення тепловиділення у гірничих виробках. На підставі досвіду експлуатації глибоких шахт встановлено позитивний ефект від зменшення тепловиділення, яке надходить у виробки від найбільш значущих джерел тепла: оточуючих гірничих порід, окислювальних процесів органічної речовини у вугільних відкладеннях та дерев'яних елементах кріплення, а також від шахтних вод.

Щодо зменшення тепловиділення від навколишніх порід і окислювальних реакцій, досвід експлуатації глибоких шахт показав, що найбільш ефективним заходом для максимального зниження тепловиділення у шахтну атмосферу є застосування польової підготовки виробок.

Серед характерних ознак позитивного впливу польової підготовки на поліпшення теплових умов слід виділити такі:

1. На відміну від пластових штреків, які зазвичай мають перетин до 12 м² і при експлуатації зменшуються до 8-9 м², польові штреки, що проводяться по міцних породах із перетином 14-16 м², завдяки міцності порід практично не зменшують свого перетину при експлуатації. Це забезпечує стійке і ефективне провітрювання очисних і підготовчих вироблень.
2. Проведення польових штреків у безвугільних породах майже повністю усуває виділення тепла від окислювальних процесів органічної речовини у вміщаючих породах.

3. Використання для кріплення польових штреків металевих арок із залізобетонними затягуваннями та повна відсутність дерев'яних елементів кріплення виключає тепловиділення від хімічних реакцій розкладання деревини.

Щодо зменшення впливу шахтних вод на стан атмосфери виробок, варто зазначити, що взаємодія води з повітрям у виробках спричиняє підвищення температури та вологості шахтного повітря. Основними джерелами води на глибоких горизонтах є насичені водою старі виробки попередніх горизонтів і скупчення води у зонах тріщинуватих бічних порід.

Для запобігання або обмеження надходження води у вироблені простори лав із дебітом понад 2-3 м³/год здійснюють дренавання води за допомогою водозбірників та відкачування її по вентиляційних штреках до водовідливних пристроїв.

Додатково для зниження впливу шахтних вод на атмосферу виробок застосовується ізоляція та обмеження контакту води, що надходить у відкатувальні горизонтальні виробки, зі свіжим вентиляційним потоком. Для цього влаштовуються закриті водовідливні канавки та вживаються заходи щодо запобігання скупчення води на підшві горизонтальних виробок.

Слід враховувати, що утримання водовідливних канавок у робочому стані на штреках є складним завданням. Пластові штреки після відробітку пластів піддаються значним деформаціям. Пучення глинистих бічних порід призводить не лише до зміни форми поперечного перетину виробок, а й до спотворення ухилу, що викликає скупчення води в понижених частинах профілю та хаотичний рух води по підшві виробок. Внаслідок цього навіть при невеликих притоках виникають значні скупчення води, які негативно впливають на атмосферу гірничих виробок.

Усунення цих проблем досягається за рахунок групування пластів на польові штреки та скорочення протяжності підтримуваних пластових штреків. Польові штреки, що проходять через міцні породи, зазвичай не піддаються деформаціям і зберігаються у належному стані. Тому застосування польових штреків має важливе позитивне значення для зниження впливу шахтних вод на стан атмосфери гірничих виробок.

3.3.3 Штучне охолодження повітря

У глибоких шахтах, де спостерігається підвищений геотермічний режим і, як наслідок, зростає температура шахтного повітря, застосовується штучне охолодження повітря, що подається для провітрювання гірничих виробок. Таке охолодження зазвичай проводять при температурах гірничих порід, що перевищують 30 °С. Основна мета цих робіт полягає у зниженні температури повітря на виході з лав та в підготовчих виробках до безпечних значень, встановлених правилами безпеки, тобто до 25-26 °С.

Для реалізації охолодження застосовують як пересувні кондиціонери, так і високопродуктивні стаціонарні холодильні установки. Пересувні кондиціонери використовуються в тих випадках, коли на шахті присутня невелика кількість вибоїв із підвищеною температурою повітря та перевищення гранично допустимої температури за правилами безпеки невелике, зазвичай не більше 3-4 °С.

Варто зазначити, що ефективність пересувних кондиціонерів обмежена через складні умови для відведення тепла конденсації. Тому на практиці їх використовують здебільшого тимчасово, до введення в експлуатацію стаціонарних холодильних установок. Найбільш доцільне застосування пересувних кондиціонерів як допоміжних засобів для охолодження повітря в тупикових підготовчих виробках, коли загальношахтний вентиляційний струмінь уже охолоджується за допомогою стаціонарних холодильних систем.

Завдяки такому поєднанню заходів забезпечується ефективне зниження температури повітря в ділянках шахти з підвищеним тепловим режимом, що створює комфортніші умови праці для робітників і підвищує безпеку проведення гірничих робіт.

3.4 Заходи по зниженню температури повітря в тупикових вибоях

Температурний режим повітря в вибоях підготовчих виробок визначається сукупністю кількох факторів. До основних джерел тепла відносяться тепловіддача порід, що оточують виробки, тепловіддача здобутого вугілля і відбитої породи під час транспортування, тепловиділення при окисленні вугілля, тепловиділення від роботи механізмів і втрат електричної енергії, а також виділення тепла від людей. За останніми спостереженнями, три перших чинники формують приблизно 80 % теплового балансу тупикових вироблень.

У тупикових виробках, що провітрюються шляхом нагнітання повітря через вентиляційні трубопроводи (ВМП), тепловміст повітряного потоку збільшується під час руху по трубопроводу. Це відбувається через теплообмін із повітрям, що повертається із привибійного простору, а також через контакт вентиляційного струменя із навколишніми породами і водою в водовідвідних канавках. Крім того, при нагнітальному способі провітрювання відбувається змішування свіжого повітря, що подається по трубопроводу, з витікаючим із виробки повітрям.

Для нормалізації теплових умов у тупикових виробках застосовуються комплексні заходи: збільшення витрати повітря, що подається в вибій, зменшення теплообміну між повітрям у трубопроводі та навколишнім середовищем, штучне охолодження вентиляційного струменя і індивідуальні засоби охолодження для гірників. Збільшення витрати повітря дозволяє розподілити тепловиділення різних джерел на більшу масу повітря, що сприяє зниженню його нагрівання.

Сучасні резерви нормалізації теплових умов у тупикових виробках ще не повністю вичерпані. Використання високопродуктивних відцентрових вентиляторів у поєднанні з трубопроводами великого діаметру дозволяє досягти нормалізації теплових умов у ряді випадків. Однак, коли теплообмін між повітрям і навколишнім середовищем надто інтенсивний, температура повітря на виході з трубопроводу може бути близькою або навіть перевищувати допустимі межі, і тоді збільшення витрати повітря стає малоефективним. У таких випадках необхідно вживати заходів для зниження нагріву повітря в трубопроводі.

До основних методів зниження нагріву повітря належать теплоізоляція повітроподаючого трубопроводу, тепло- і гідроізоляція стінок виробки, а також зменшення тепловиділень від локальних джерел тепла. Матеріали для теплоізо-

ляції повинні мати низьку теплопровідність, бути вологостійкими, вогнестійкими, мати хорошу адгезію до гірничих порід, довговічність, не виділяти токсичних речовин і бути простими в застосуванні. Зернисті або волоконні матеріали, такі як котельні шлаки, тирса чи мінеральна вата, в шахтних умовах виявляються малоефективними через швидке насичення вологою і втрату теплоізоляційних властивостей.

Найбільш ефективним заходом є теплоізоляція повітроподаючого трубопроводу. За даними досліджень [24], при ізоляції трубопроводу приріст температури повітря зменшився на 3 °С, при теплоізоляції виробки – на 2 °С, а при комбінованій ізоляції трубопроводу і виробки – на 4 °С. Найбільший ефект досягається при комплексному застосуванні кількох методів нормалізації теплових умов.

При досягненні глибини розробки 900 м і більше, збільшення витрати повітря та теплоізоляція вже не забезпечують належного ефекту, і виникає необхідність у штучному охолодженні повітря. Для цього використовуються стаціонарні та пересувні кондиціонери. Найчастіше застосовуються пересувні шахтні кондиціонери (КПШ), досвід експлуатації яких у нашій країні та за кордоном вже значний.

У випадках довгих тупикових виробок виникає потреба частого перенесення КПШ у міру просування вибою, що створює значні технічні труднощі. Ефективність їх використання суттєво зростає при надійній теплоізоляції повітроподаючого трубопроводу, що дозволяє підтримувати оптимальну температуру вентиляційного повітря на шляху його руху до вибою.

3.4.1 Аналіз існуючих способів і засобів зниження втрат холоду у повітроподаючих трубопроводах

На сьогоднішній день вітчизняна вугільна промисловість не використовує теплоізовані вентиляційні трубопроводи у повсякденній експлуатації. Однак роботи щодо створення таких трубопроводів ведуться вже кілька десятиліть [23–25]. Вивчалася можливість застосування для теплоізоляції як традиційних матеріалів, так і сучасних матеріалів на основі синтетичних смол. Особливу увагу привертає використання повітря як теплоізоляційного середовища, оскільки нерухоме повітря має високі теплоізоляційні властивості.

В Донвугі були розроблені та випробувані в шахтних умовах трубопроводи, у яких застосовувалося повітря як ізоляційний матеріал. Інший варіант конструкції передбачав подвійний гнучкий трубопровід з повітряним зазором між оболонками з прогумованої тканини, що монтувався безпосередньо у виробці. Зовнішня оболонка надягалася на каркас, а внутрішня розташовувалася так, щоб між ними утворювався повітряний зазор. Трубопровід перевіряли в різних умовах: повітря між оболонками залишалася нерухомим і піддавалося лише дії природної конвекції; повітря рухалося зі швидкістю, соннаправленою з охолодженням повітрям всередині трубопроводу; повітря рухалося назустріч основному потоку. Найкращі теплоізоляційні властивості спостерігалися при відсутності примусового руху повітря у зазорі.

У нашій країні та за кордоном розроблено кілька конструкцій гнучких теплоізованих трубопроводів із повітряним зазором між оболонками. Основна відмінність цих конструкцій полягає у способі створення та підтримання повітряного зазору. У більшості випадків зазор підтримується завдяки перепадам тиску по обидві сторони зовнішньої і внутрішньої оболонок. У гнучкому теплоізованому трубопроводі на кінці кожної секції внутрішньої оболонки встановлювався спеціальний насадок у вигляді трубки з усіченими конусами на обох кінцях, що сполучався з порожниною між оболонками. Повітря, рухаючись по трубопроводу, потрапляло в зазор, де тиск був менший, ніж всередині трубопроводу. При цьому повітря в зазорі могло рухатися лише за рахунок природної конвекції, якщо матеріал оболонок був повітронепроникним. Недоліком такої конструкції була складність виготовлення і висока ймовірність пошкодження насадка при кріпленні до внутрішньої оболонки, тому вона не отримала широкого застосування.

Інші конструкції передбачали заповнення міжтрубного простору повітрям, яке надходило через отвори у внутрішній оболонці, а через отвори у зовнішній оболонці виходило в атмосферу. Основним недоліком таких трубопроводів було наявність примусового руху повітря в зазорі, що підвищувало теплообмін між охолодженим повітрям і навколишнім середовищем.

Для зменшення нагріву охолодженого повітря пропонувалося використовувати вологоутримуючий шар на внутрішній оболонці та зрошувальний пристрій – шланг з отворами, по якому подавалася вода для зволоження шару. Такий метод дозволяв знизити нагрів повітря, але значно ускладнював конструкцію і експлуатацію трубопроводу, а також підвищував вологість повітря в шахтних виробках, що негативно впливало на кліматичні умови.

Інший варіант передбачав пропускання повітря через зазор між оболонками, при цьому зовнішня оболонка виготовлялася з матеріалу з низькою теплопровідністю, а внутрішня – з матеріалу з високою теплопровідністю. Недоліком цієї конструкції була складність виготовлення і необхідність використання дорогих матеріалів, таких як мідь або алюміній. Загальні холодовтрати при такій конструкції виявлялися практично рівними втратам у звичайному трубопроводі без теплоізоляції.

У всіх розглянутих конструкціях теплоізоляції використовується повітря в зазорі між оболонками, що сполучається або з внутрішньою порожниною трубопроводу, або з атмосферою. Рух повітря в подовжньому напрямку істотно знижує його теплоізоляційні властивості. Особливий інтерес представляють конструкції, у яких повітря в зазорі нерухоме. У таких трубопроводах зазор заповнюється повітрям або ізолюючим газом через автоматичний клапан на зовнішній оболонці. Гідністю конструкції є відсутність примусового конвективного теплообміну, що значно покращує теплоізоляційні властивості. Альтернативний варіант передбачає відкачування повітря із зазора між оболонками. Для підтримки зазору необхідна жорсткість оболонок або спеціальні конструктивні елементи, що ускладнює конструкцію і знижує експлуатаційні властивості трубопроводу.

У всіх випадках теплоізоляція ефективна лише за умови повітронепроникності матеріалів оболонок. Навіть незначне пошкодження однієї з оболонок призводить до втрати теплоізоляційних властивостей трубопроводу.

3.5 Прононуємі заходи по боротьбі з високими температурами рудникового повітря

Для охолодження повітря в очисних вибоях використовують стаціонарні установки кондиціонування повітря, у яких повітряохолоджувачі розташовуються безпосередньо в гірничих виробках (рис. 3.1).

Якщо холодильні машини розміщують на поверхні, виникає необхідність у застосуванні теплообмінника високого тиску (ТВТ), за допомогою якого здійснюється передача тепла між хладоносіями контурів високого і низького тиску. Теплообмінник високого тиску зазвичай розміщують у спеціальних камерах, що прилягають до виробок пристовбурного двору.

Повітряохолоджувачі можуть бути встановлені стаціонарно в капітальних гірничих виробках, де вони охолоджують повітря, що подається для провітрювання певного крила шахти. Альтернативно їх розташовують у дільничних виробках, і за потреби переміщують по мірі просування очисних вибоїв.

Вторинний хладоносій, як правило вода, охолоджується у теплообміннику високого тиску і по трубопроводах подається у повітряохолоджувачі, де вентиляторами здійснюється продування охолоджуваного повітря. Після цього нагрітий хладоносій повертається по трубопроводах у ТВТ, де теплота передається від вторинного хладоносія до первинного. Далі нагрітий первинний хладоносій по трубопроводу прямує на охолодження у випарник холодильних машин, потім збирається у резервуар і насосом подається знову в ТВТ. Цикл повторюється багаторазово, забезпечуючи постійне охолодження повітря, що подається у гірничі виробки.

Основними перевагами наземних установок є можливість застосування промислових холодильних машин великої продуктивності, а також зручність обслуговування і ремонту. Крім того, такі холодильні машини працюють при відносно низьких температурах конденсації, що підвищує їхні енергетичні показники та економічність.

У холодні періоди року обладнання наземних установок може використовуватися для передачі холоду атмосферного повітря в шахту. Для цього в якості первинного хладоносія застосовують воду, а розсіл перекачують у спеціальну ємність. Градирню від'єднують від конденсаторів холодильних машин і підключають до системи первинного хладоносія. Охолоджена в градирні вода потрапляє в ТВТ, де передає холод повітрю, що подається в шахту, а нагріта вода повертається у градирню. Залежно від погодних умов температура охолодженої води може становити від 2 до 6 °С.

Зупинка холодильних машин на зимовий період дозволяє не лише економити електроенергію, але й полегшує проведення ремонтно-налагоджувальних робіт, даючи можливість більш ретельно підготувати обладнання холодної станції до роботи в теплий сезон. Такий підхід забезпечує надійність функціонування установок, продовжує їхній ресурс і дозволяє підтримувати стабільний клімат у гірничих виробках протягом усього року.

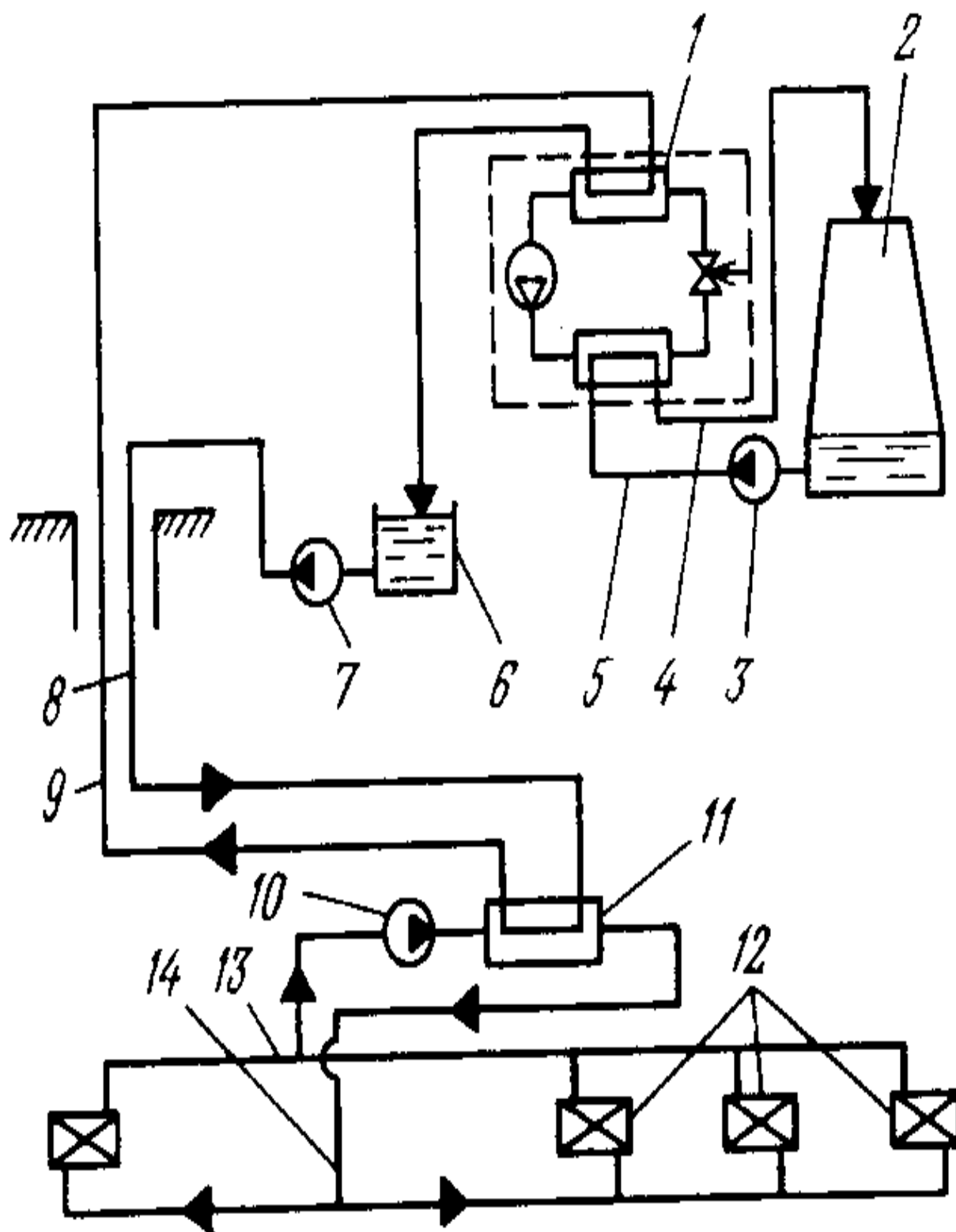


Рисунок 3.1 - Стационарна установка кондиціювання повітря з розташуванням повітряохолоджувачей в гірничих виробках

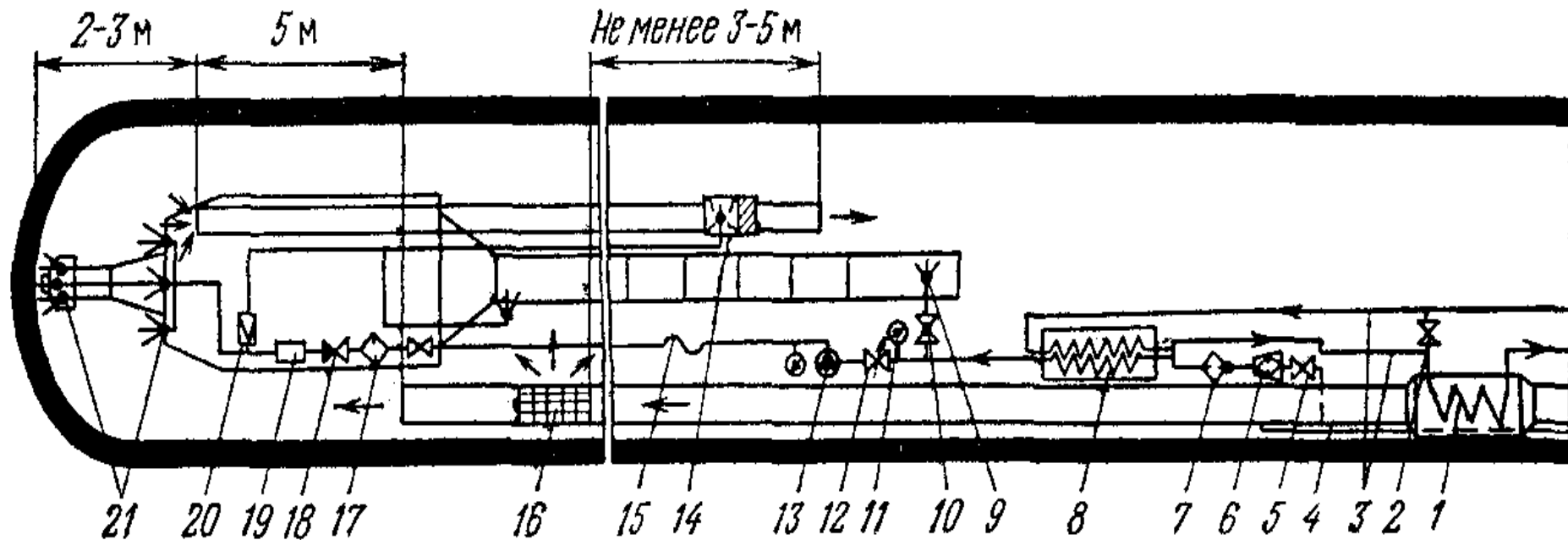
Для охолодження повітря в тупикових вибоях застосовується комплекс заходів, що передбачає локалізацію теплових потоків від навколишнього гірничого масиву та працюючого обладнання (рис. 3.2). Така схема ефективно реалізується із застосуванням повітроохолоджуючих систем, які можуть бути як пересувними, так і стаціонарними холодильними установками. Для зменшення глибини охолодження повітря, що подається безпосередньо в привибійну зону, а також для зниження втрат холоду, доцільно використовувати воду, призначену для пилопригнічення. У цьому випадку вода проходить через спеціальний теплообмінний апарат, який інтегрований із системою холодоносія, і охолоджується до температури 9–12 °С перед потраплянням у вентиляційний потік.

Протяжність підземних гірничих виробок часто досягає десятків кілометрів. При цьому приблизно половина таких виробок призначена для вентиляції, де працює лише близько 12 % від загальної чисельності підземних працівників. В таких умовах економічно доцільно нормалізувати теплові умови праці без зміни загальних теплових характеристик рудникового повітря шляхом застосування індивідуальних засобів захисту, зокрема охолоджуючих костюмів (рис. 3.3).

Теплозахисний комплект функціонує за рахунок подачі стисненого повітря із витратою до 1 кг/год. Комплект ефективно працює при температурах навколишнього середовища до 40 °С і вологості до 100 %. Захист гірника забезпечується подачею охолодженого повітря під одяг. Повітря очищається через фільтр-вологівідділювач і по гнучкому шлангу подається до вихрового генератора холоду (трубка Ранка), де охолоджується. Далі холодне повітря через спеціальні роз'єми безпечності потрапляє до різних ділянок тіла та голови.

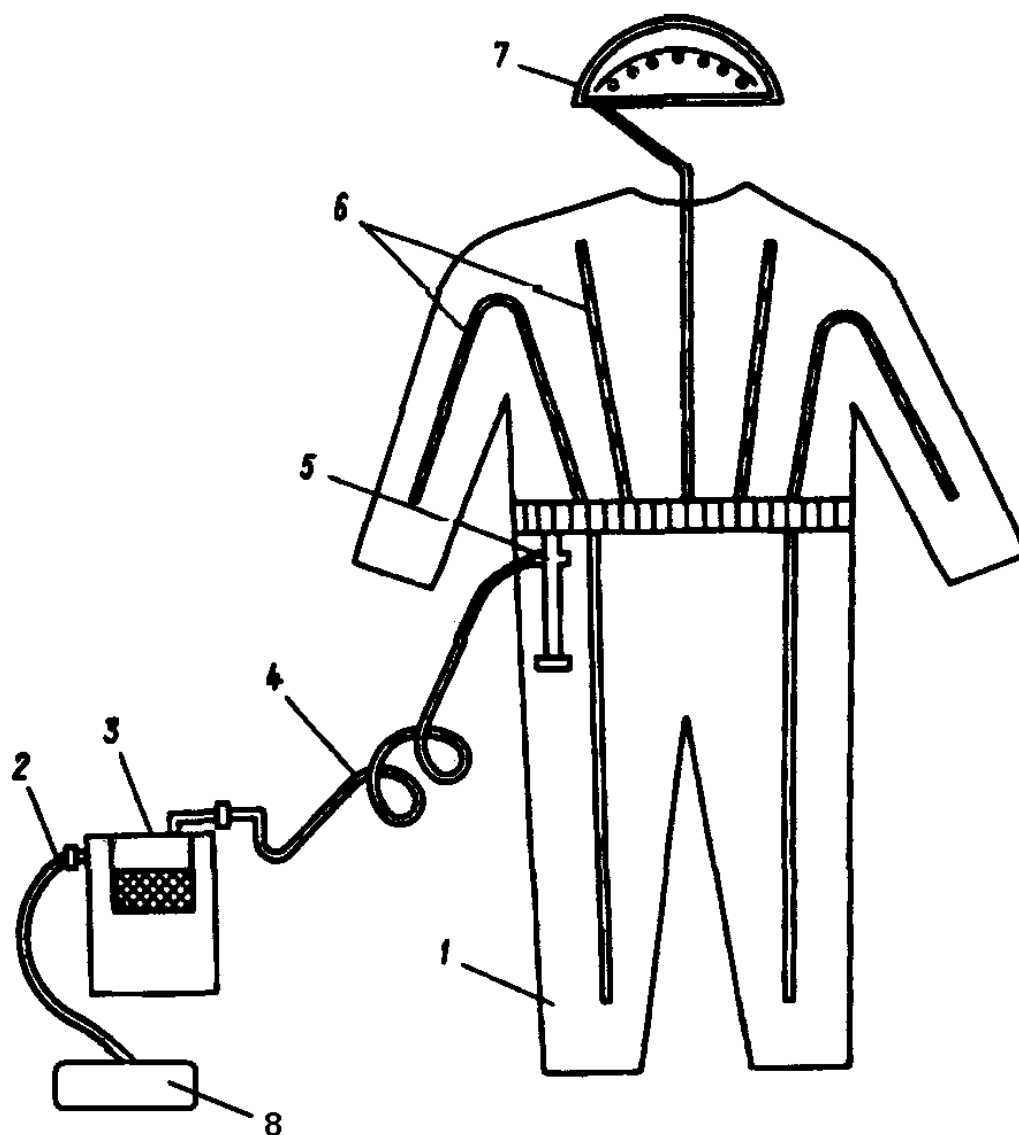
При роботі комплекту під одягом формується буферна зона, яка перешкоджає проникненню тепла з навколишнього середовища і поглинає тепло, що виділяється тілом працівника. Температура повітря під одягом регулюється індивідуально, починаючи від температури стислого повітря до фіксованого мінімуму +17 °С. Простота конструкції роз'єму безпечності забезпечує надійну експлуатацію комплекту в умовах будь-яких підземних робіт, що дозволяє підтримувати комфорт і безпеку гірників навіть при високих температурах і вологості в шахті.

Крім того, застосування таких індивідуальних систем дозволяє зменшити навантаження на центральні системи охолодження, підвищити ефективність охолодження повітря в тупикових виробках і забезпечити більш рівномірний розподіл теплового навантаження серед підземних працівників. Таким чином, інтеграція локалізованого охолодження та індивідуальних охолоджуючих костюмів є сучасним і ефективним підходом до нормалізації мікроклімату у глибоких шахтах.



1 – повітроохолоджувач; 2 - засувка; 3 - трубопроводи холодоносія; 4 - протипожежно-зрошувальний трубопровід; 5 - вентиль фланцевий; 6 - фільтр штрековий; 7 - дозатор змочувача; 8 - теплообмінник; 9 - кран прохідний; 10 - форсунка; 11 - манометр; 12 - вентиль електромагнітний; 13 - насосна установка; 14 – пиловловлююча установка; 15 - рукав напірний; 16 - розподільник повітря; 17 - фільтр комбайновий; 18 - клапан зворотний; 19 - засоби автоматизації і блокування; 20 - клапан редукційний; 21 - зрошувальна система

Рисунок 3.2 – Схема охолодження повітря в тупиковій виробці



- 1 – костюм;
- 2 – з'єднуючий рукав;
- 3 – повітряний фільтр-вологівідділювач;
- 4 – шланг;
- 5 – вихрова трубка;
- 6 – підодежний розподільник повітря;
- 7 – вентилявана каска;
- 8 – балон сжатого повітря.

Рисунок 3.3 – Схема теплозахисного шахтарського комплекту

4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

4.1 Оцінка загального потенціалу підприємства

1. Природний потенціал:

Балансові запаси вугілля складають 46,5 млн т, з яких промислові запаси – 43,6 млн т. Зольність видобутого вугілля становить 25,1 %. Основним напрямом використання вугілля є енергетичне забезпечення, при цьому марка вугілля – ДГ, а головними споживачами виступають теплоелектростанції.

2. Технологічний потенціал:

Глибина розробки вугільних пластів досягає 350 м, а кут їхнього падіння коливається в межах 2–3°. На розробку в даний час залучені два пласти. Середньодинамічна потужність пластів дорівнює 1,0 м. Шахта відноситься до третьої категорії по газо-метановій небезпеці та має небезпечну категорію по вибуховості пилу. Вугільні пласти не схильні до самозаймання. Продуктивність пластів становить 1,43 т/м².

3. Технічний потенціал:

На даний момент у роботі знаходяться чотири очисні вибої, всі вони комплексно-механізовані. У наступному році планується відпрацювання чотирьох лав, з яких усі будуть комплексно-механізованими. Крім того, у наступному після звітнього році необхідно підготувати та ввести в дію чотири нові лави, усі з яких також будуть оснащені комплексною механізацією.

4. Організаційний потенціал:

Навантаження на один очисний вибій складає 950 т на добу. Робочі місця оснащені всіма необхідними засобами праці на 100 %. Рівень механізації виробничих процесів на шахті також досягає 100 %, що забезпечує ефективну та безпечну роботу в умовах сучасного технологічного комплексу.

4.2 Підрахунок інвестиційних витрат

Діючим проектом передбачено технічне переоснащення шахти з метою підвищення її продуктивності та безпеки роботи. Для реалізації цього проекту необхідно виконати ряд підготовчих виробок, серед яких виділяються наступні напрямки: західний конвеєрний штрек пласта с₄, західний конвеєрний штрек пласта с₄ (повторно для уточнення маршрутів), східний конвеєрний штрек пласта с₄ та східний конвеєрний штрек пласта с₄ для забезпечення комплексного охоплення шахтного поля.

Графік виконання капітальних та підготовчих гірничих виробок представлений у табл. 4.1, що дозволяє спланувати роботи з урахуванням технологічної послідовності та оптимізації ресурсів. Вартість проведення одного метра підготовчих виробок була розрахована у розділі 2.4.2 і враховує всі необхідні матеріали, обладнання, робочу силу та витрати на механізацію процесу. Таке планування дозволяє забезпечити безперервність робіт і своєчасне введення в експлуатацію нових виробок відповідно до технічних стандартів та вимог безпеки шахти.

Таблиця 4.1 – Графік проведення капітальних ті підготовчих гірничих виробок, передбачених проектом

Назва виробки	Довжина виробки, м	Вартість проведення 1м виробки, тис. грн	Плановий обсяг проведення по роках, м				Річні витрати на проведення виробки тис. грн				Загальна вартість проведення виробок, тис. грн	Джерела фінансування
			1	2	3	4	1	2	3	4		
Капітальні виробки												
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	Державний бюджет
Разом вартість проведення капітальних виробок (КВ)												
Підготовчі виробки												
- західний конвеєрний штрек пл. с4	1200	9616,91	1200	0	0	0	14425	0	0	0	14425	Витрати відносяться на собівартість видобутого вугілля
- західний конвеєрний штрек пл. с4	1200	9616,91	1200	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
- східний конвеєрний штрек пл. с4	1200	9616,91	1200	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
- східний конвеєрний штрек пл. с4	1200	9616,91	1200	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
Разом вартість проведення підготовчих виробок (З _{пр})											57700	

Крім цього для здійснення проекту необхідно придбати 4 очисні комплекси та 4 прохідницькі комбайни. Вартість обладнання наведена в "Локальному кошторисі" (лістинг 4.1).

Повна вартість обладнання:

$$V_{\text{повн}} = V_{\text{обл}} + V_{\text{монт}}, \text{ тис. грн.} \quad (4.1)$$

де $V_{\text{обл}}$ – вартість обладнання згідно з локальним кошторисом, тис. грн;

$V_{\text{монт}}$ – вартість монтажу обладнання, 15 % від вартості обладнання.

$$V_{\text{повн}} = 493942 + 74537 = 568479 \text{ тис. грн.}$$

Фінансування проекту здійснюється за рахунок власника підприємства.

4.3 Ефективність використання основних

До показників, що характеризують ефективність використання основних фондів підприємства належать фондівдача, фондомісткість та фондооснащеність.

Фондовіддача показує випуск продукції з розрахунку на 1 грн. основних виробничих фондів (ОВФ). Чим вище фондівдача, тим краще використовуються ОВФ:

$$\Phi_{\text{від}} = \frac{Q}{\text{ОВФ}_{\text{с.р}}}, \text{ т/грн,} \quad (4.2)$$

де Q – річний видобуток вугілля, т;

$\text{ОВФ}_{\text{с.р}}$ – середньорічна вартість основних фондів шахти, тис. грн.

Вартість основних фондів після здійснення проекту розраховуємо в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Розрахунок вартості основних фондів шахти по проекту

Фактична вартість ОВФ, тис. грн	Вартість основних фондів, тис. грн		Проектна вартість основних фондів, тис. грн	Індекс зміни вартості основних фондів ($I_{\text{оф}}$)
	введених за проектом	виведених зі складу діючих		
1	2	3	4	5
629845	568479	32147	1166177	1,9

Шахта Павлоградська

Локальний кошторис
на придбання обладнання

Кошторисна вартість 568479

Складений за цінами станом на 01.01.25

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість	Вартість одиниці, тис. грн	Загальна вартість, тис. грн
1	Очисний комбайн ІК 103М	1	5711,9	5711,9
2	Механізоване кріплення ДМ	133	277,3	36880,9
3	Маслостанція СНТ 32	1	399,7	399,7
4	Скребковий конвеєр СПЦ 162	1	7577,1	7577,1
5	Стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У	1	2143,5	2143,5
6	Автомат АВ-400	1	25,9	25,9
7	Пускач ПВІ 250	5	26,2	131
Вартість обладнання 1 очисного вибою				52870
Кількість очисних вибоїв		4		
Вартість очисного обладнання				422960
8	Прохідницький комбайн П 110	1	5624,7	5624,7
9	Скребковий перевантажувач	1	1000	1000
10	Стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У	1	2143,5	2143,5
11	Автомат АВ-400	1	25,9	25,9
12	Пускач ПВІ 250	3	26,2	78,6
Вартість обладнання 1 прохідницького вибою				8873
Кількість прохідницьких вибоїв		4		
Вартість прохідницького обладнання				70982
13	Усього			493942

Інші витрати, пов'язані з монтажем – 74537 тис. грн. Разом кошторисна вартість складає 568479 тис. грн.

Фондомісткість – величина, зворотна до фондovіддачі, показує величину ОВФ, що доводиться на одиницю виробленої продукції:

$$\Phi_{\text{міст}} = \frac{\text{ОВФ}_{\text{с.р}}}{Q} = \frac{1}{\Phi_{\text{від}}}, \text{ грн/т}, \quad (4.3)$$

Фондооснащеність відображає рівень оснащеності персоналу підприємства основними виробничими фондами:

$$\Phi_o = \frac{\text{ОВФ}_{\text{с.р}}}{\text{Ч}}, \text{ грн/чол}, \quad (4.4)$$

де Ч – середньорічна облікова чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

Чисельність працівників по проекту розраховуємо в табл. 4.2.

Таблиця 4.2– Розрахунок чисельності працівників шахти

Категорія трудящих	Базова чисельність, чол	Питома вага, %		Проектна чисельність, чол
		умовно-змінного складу	умовно-постійного складу	
1	2	3	4	5
ГРОВ	486	-	-	288
Прохідники	438	-	-	192
Інші підземні	1642	15	85	1730
Разом робочих з видобутку	2566	-	-	2210
Робітники на поверхні	562	0	100	562
Всього ПВП	3128	-	-	2772

Загальне змінення чисельності персоналу під впливом змін обсягів виробництва в одиницю часу визначається по формулі:

$$\text{Ч}_2 = \text{Ч}_1 \cdot \frac{a \cdot k + b}{100}, \text{ чол}, \quad (4.5)$$

де Ч₁ та Ч₂ – чисельність персоналу відповідно при базовому та плановому обсязі виробництва;

a – питома вага чисельності умовно-змінного складу, %;

b – питома вага умовно-постійного складу, %;

k – коефіцієнт зміни обсягів виробництва.

Чисельність інших підземних трудящих:

$$\mathcal{C}_2 = 1642 \cdot \frac{15 \cdot 1,12 + 85}{100} = 1730 \text{ чол.}$$

Таблиця 4.3 – Розрахунок показників ефективності використання основних фондів

Показник ефективності	Обсяг річного видобутку, т		Вартість ОФ, тис. грн		Значення показника	
	факт	проект	факт	проект	факт	проект
Фондовіддача, т/грн	1072200	1200000	629845	1166177	1,70	1,03
Фондомісткість, грн/т					0,59	0,97

Таблиця 4.4 – Розрахунок фондооснащеності працівників

Показники	Факт	Проект
Вартість основних фондів, тис. грн	629845	1166177
Чисельність ПВП, чол	3128	2772
Фондооснащеність, тис. грн/чол	201,4	420,7

4.4 Соціальні показники ефективності проекту

Продуктивність праці на місяць розраховується по формулі:

$$\Pi_{\text{пр}}^{\text{міс}} = \frac{D_{\text{міс}}}{\mathcal{C}_{\text{обл}}}, \text{ т/чол,} \quad (4.6)$$

де $D_{\text{міс}}$ – обсяг видобутого вугілля за місяць, т;

$\mathcal{C}_{\text{обл}}$ – облікова чисельність робітників, чол.

Продуктивність праці на вихід дорівнює:

$$\Pi_{\text{пр}}^{\text{вих}} = \frac{D_{\text{міс}}}{\mathcal{C}_{\text{обл}} \cdot n}, \text{ т/вих,} \quad (4.7)$$

де n – середня кількість виходів одного робочого в місяць, вих.

Розрахуємо місячну продуктивність праці та продуктивність праці на вихід та зведемо результати в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Розрахунок продуктивності праці робітників шахти

Категорія робітників	Обсяг видобутку, т/міс		Чисельність облікова, чол		Продуктивність праці				Індекс зміни продуктивності праці (I _{п.п})
	факт	план	факт	план	т/міс		т/вих		
					факт	план	факт	план	
ГРОВ	89350	100000	486	288	183,8	347,2	8,4	15,8	1,9
Робочі з видобутку			2566	2210	34,8	45,2	1,6	2,1	1,3
ПВП			3128	2772	28,6	36,1	1,3	1,6	1,3

Середню заробітну плату розрахуємо в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Розрахунок середньої заробітної плати ПВП

Показники	Розмір місячного фонду оплати праці, грн	Облікова чисельність ПВП, чол.	Середня заробітна плата ПВП, грн	Індекс росту середньої заробітної плати (І _{зп})
1	2	3	4	5
Факт	25018995	3128	7998,4	1,5
План	33402847	2772	12049,8	

Проектна середня заробітна плата:

$$\overline{ЗП}_{пр} = \overline{ЗП}_{ф} \cdot \left(\frac{I_{п.п} - 1}{2} + 1 \right), \text{ грн}, \quad (4.8)$$

де $\overline{ЗП}_{ф}$ – фактична середня заробітна плата ПВП, грн;

$I_{п.п}$ – темп росту продуктивності праці;

$$\overline{ЗП}_{пр} = 7998,4 \cdot \left(\frac{1,3 - 1}{2} + 1 \right) = 12049,8 \text{ грн.}$$

Тоді розмір проектного фонду оплати праці складе:

$$\text{ФОТ}_{пр} = \overline{ЗП}_{пр} \cdot Ч_{пр}^{ПВП}, \text{ грн}, \quad (4.9)$$

де $Ч_{пр}^{ПВП}$ – проектна чисельність промислово-виробничого персоналу, чол.

4.5 Розрахунок економічного ефекту роботи лави, що проектується

Розрахунок економічного ефекту здійснення проекту наведено в табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Вихідні дані для розрахунку ефекту роботи лави, що проектується

№ п/п	Найменування показників	Од вим.	Умовні познач.	Значення
1	Планове навантаження на лаву	т/добу	$D_{доб}$	950
2	Промислові запаси вугілля на видобувній ділянці	тис. т	$Z_{пром}$	253
3	Строк відпрацювання лави	міс	$t_{л} (T_{л})$	12
4	Обсяг проведення всіх підготовчих виробок	м		1200
5	Витрати на проведення підготовчих виробок	тис. грн	$Z_{пр}$	14425
6	Витрати на монтажні-демонтажні роботи в лаві (15% від витрат на придбання)	тис. грн	$Z_{м.д}$	7930
7	Витрати в очисному вибої за весь період його експлуатації, зокрема:	тис. грн	$I_{оч}$	52870
	- фонд оплати праці			41257
	- єдиний соціальний внесок			20546
	- запасні частини до обладнання			9954
	- лісові матеріали			1124
	- мастильні речовини			613
8	Капітальні витрати на придбання очисного та іншого обладнання (разом з ПДВ)	тис. грн	K	41257
9	Нормативний строк служби устаткування	років	$T_{об}$	5
10	Фактичні витрати по шахті на видобуток та реалізацію вугілля, тис. грн	тис. грн	$Z_{ш}$	152654
11	Фактичні сумарні витрати по всім видобувним ділянкам (план-звіт з собівартості видобутку)	тис. грн	$Z_{вид}$	98451
12	Фактичні сумарні витрати по всім підготовчим ділянкам (план-звіт з собівартості проведення підготовчих виробок)	тис. грн	$Z_{підг}$	7658
13	Кількість очисних та підготовчих ділянок шахти		$n_{оч}/n_{під}$	4/4
14	Час, за який приймаються витрати $Z_{ш}$,	міс	$T_{ш}$	12

	$З_{\text{доб}}, З_{\text{підг}}$			
15	Планова кількість робочих діб на рік	діб	N	300
16	Проектна ціна 1 т вугілля	грн/т	Ц	662,14

Розрахунок прибутку та порогу рентабельності:

1) Визначити витрати на підготовку та експлуатацію виймальної ділянки:

$$Z_{\text{оч}} = Z_{\text{п}} + Z_{\text{м.д}} + I_{\text{оч}} + \frac{K}{T_{\text{об}}} \cdot T_{\text{л}}, \text{ тис. грн.} \quad (4.10)$$

$$Z_{\text{оч}} = 7216 + 7931 + 152472 + \frac{41257}{60} \cdot 12 = 91234 \text{ тис. грн.}$$

2) Додаткові непрямі витрати на дільниці, пов'язані із умовно-постійними витратами по шахті на обслуговування одного видобувного вибою за весь період його експлуатації:

$$Z_{\text{оч.н}} = \frac{Z_{\text{ш}} - (Z_{\text{вид}} + Z_{\text{підг}})}{(n_{\text{оч}} + n_{\text{під}}) \cdot T_{\text{ш}}} \cdot t_{\text{л}}, \text{ тис. грн.} \quad (4.11)$$

$$Z_{\text{оч.н}} = \frac{152654 - (98451 + 7658)}{(4 + 4) \cdot 12} \cdot 12 = 18981 \text{ тис. грн.}$$

3) Виторг від реалізації вугілля, видобутого з ділянки за весь період її експлуатації:

$$B = D_{\text{доб}} \cdot N \cdot T_{\text{л}} \cdot Ц, \text{ тис. грн.} \quad (4.12)$$

$$B = 560 \cdot 300 \cdot 1 \cdot 662,14 = 84259 \text{ тис. грн.}$$

4) Прибуток по виймальній дільниці за весь період підготовки та експлуатації:

$$\Pi = B - (Z_{\text{оч}} + Z_{\text{оч.н}}), \text{ тис. грн.} \quad (4.13)$$

$$\Pi = 84259 - (91234 + 18981) = 59234 \text{ тис. грн.}$$

5) Поріг рентабельності або мінімальне навантаження на очисний вибій при якому лава працює без прибутку, але і без збитку:

$$D_{\text{мін}} = \frac{[(Z_{\text{оч}} + Z_{\text{оч.н}}) - \Pi] \cdot D_{\text{доб}}}{Ц \cdot Z_{\text{пром}}} \text{ т/добу,} \quad (4.14)$$

$$D_{\min} = \frac{[(91234 + 18981) - 59234] \cdot 560}{662,14 \cdot 253} = 353 \text{ т/добу.}$$

Таблиця 4.8 – Зведена підсумкова таблиця техніко-економічних показників роботи лави

Найменування показників	Одиниці виміру	Значення показників
Запаси вугілля	тис. т	253
Проектний строк відпрацювання ділянки	міс	12
Проектне навантаження на вибій	т/добу	950
Витрати на придбання устаткування	тис. грн	41257
Загальні витрати на підготовку та експлуатацію виймальної ділянки	тис. грн	41257
Собівартість видобутку 1 т вугілля на ділянці	грн/т	239,92
Проектна ціна вугілля	грн	4662,14
Виторг від реалізації вугілля	тис. грн	184259
Прибуток від досягнення проектних показників	тис. грн	59234
Поріг рентабельності	т/добу	353

4.6 Планування прибутку підприємства

Планова ціна залишається на рівні фактичної.

Розрахунок прибутку проводимо на 5 років, тому що очисне та прохідницьке устаткування плануємо експлуатувати без капітального ремонту 5 років. Розрахунок середньорічного прибутку проводимо в табл. 4.9.

4.7 Ефективність інвестиційного проекту

4.7.1 Статичні показники ефективності проекту

Середньорічний прибуток дорівнює:

$$P_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i}{n}, \text{ тис. грн.} \quad (4.15)$$

$$P_{\text{ср}} = \frac{831060}{5} = 166212 \text{ тис. грн.}$$

Рентабельність продукції:

Таблиця 4.9 – Розрахунок середньорічного прибутку

Показники	Роки				
	1	2	3	4	5
1. Виручка від реалізації продукції, тис. грн.	933960	933960	933960	933960	933960
2. Податок на додану вартість (ПДВ) - 20%, тис. грн.	186792	186792	186792	186792	186792
3. Чистий дохід, тис. грн.	747168	747168	747168	747168	747168
4. Собівартість реалізованої продукції, тис. грн.	525552	525552	525552	525552	525552
5. Прибуток від основної діяльності, тис. грн.	221616	221616	221616	221616	221616
6. Фінансові витрати (виплата відсотків по кредиту, виплата відсотків по облігаціям, виплата дивідендів по акціям та інші витрати, пов'язані з залученням позикового капіталу), тис. грн.	0	0	0	0	0
7. Чистий прибуток підприємства, тис. грн.	221616	221616	221616	221616	221616
8. Сума податку на прибуток, 21 % тис. грн.	55404	55404	55404	55404	55404
9. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства, тис. грн.	166212	166212	166212	166212	166212

$$R_{\pi} = \frac{\Pi_{\text{ср}}}{C_{\text{пр}}} \cdot 100, \% \quad (4.16)$$

де $C_{\text{пр}}$ – повна проектна собівартість, грн.

$$R_{\pi} = \frac{166212000}{525552000} \cdot 100 = 27,5 \, \%$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_I = \frac{\Pi_{\text{ср}}}{I} \cdot 100, \% \quad (4.17)$$

де I – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$R_I = \frac{166212000}{568479000} \cdot 100 = 29,2 \, \%$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_{\text{ср}}}, \text{ років}; \quad (4.18)$$

$$t = \frac{568479000}{166212000} = 3,4 \text{ року.}$$

4.7.2 Динамічні показники ефективності проекту

Для приведення вартості грошей в порівняння по фактору часу, майбутні грошові надходження слід продисконтувати. Дисконтування здійснюється шляхом множення грошових надходжень на коефіцієнт дисконтування.

Коефіцієнт дисконтування:

$$d = \frac{1}{(1+r)^t}, \quad (4.19)$$

де r – норма дисконту, яку слід прийняти рівної ціні капіталу;

t – порядковий номер року здійснення проекту.

Розрахунки динамічних показників проводити в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Розрахунок динамічних показників ефективності

Номер року здійснення проекту	Інвестиції, тис. грн	Чистий прибуток, тис. грн	Коефіцієнт дисконтування $r = 10 \%$	Сучасна вартість річного потоку тис. грн	Накопичена вартість на кінець року тис. грн
1	2	3	4	5	6
0	-568479	0	1	-568479	-568479
1	0	166212	0,91	151101,8	-417377,0
2	0	166212	0,83	137365,3	-280011,7
3	0	166212	0,75	124877,5	-155134,2
4	0	166212	0,68	113525,0	-41609,2
5	0	166212	0,62	103204,6	61595
Разом	-568479	831060		61595	

Визначимо строк окупності з урахуванням фактору часу графічно.

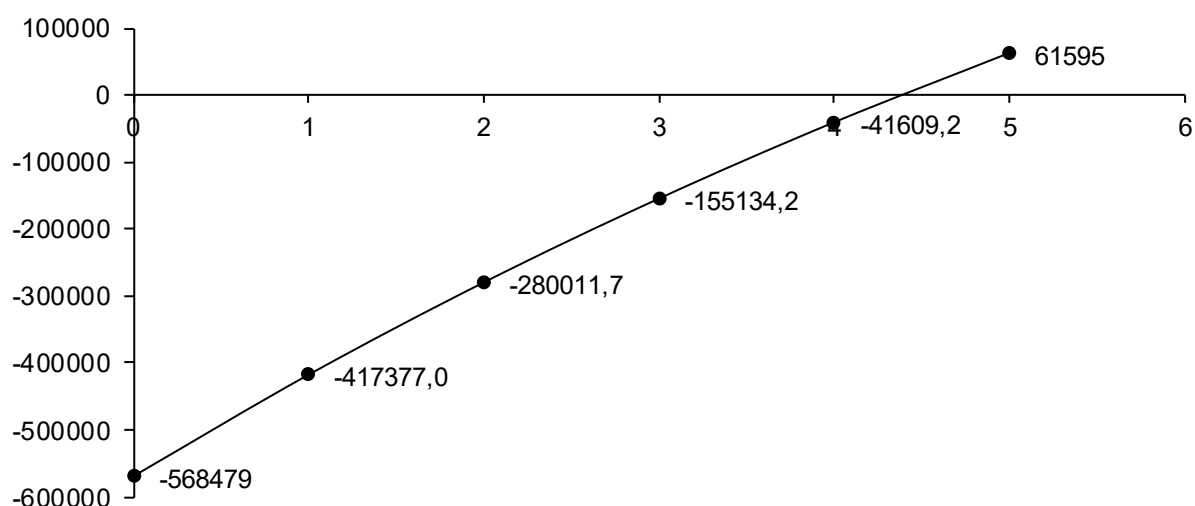


Рисунок 4.1 – Графік визначення строку окупності інвестиційного проекту з урахуванням фактору часу

З графіку видно, що строк окупності проекту з урахуванням фактору часу складає 4,4 року.

Визначимо внутрішню норму рентабельності графічним методом. Визначати її будемо підбором норми дисконту. Для цього побудуємо графік визначення внутрішньої норми рентабельності.

Таблиця 4.11 – Розрахунок динамічних показників ефективності

Номер року здійснення проекту	Інвестиції, тис. грн	Чистий прибуток, тис. грн	Коефіцієнт дисконтування $r = 20\%$	Сучасна вартість річного потоку тис. грн	Накопичена вартість на кінець року тис. грн
1	2	3	4	5	6
0	-568479	0	1	-568479	-568479
1	0	166212	0,83	138510,0	-429968,8
2	0	166212	0,69	115425,0	-314543,8
3	0	166212	0,58	96187,5	-218356,3
4	0	166212	0,48	80156,3	-138200,1
5	0	166212	0,40	66796,9	-71403,2
Разом	-568479	831060		-71403,2	

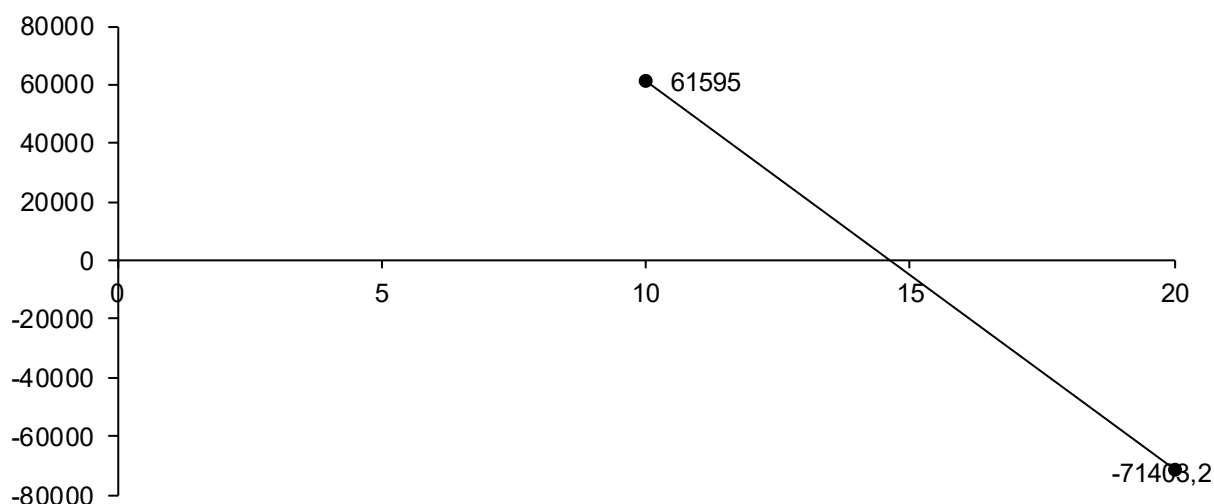


Рисунок 4.2 – Графік визначення внутрішньої норми рентабельності

Індекс доходності:

$$PI = \frac{CIF}{COF},$$

(4.25)

де CIF – прибуток підприємства від операційної діяльності, грн;

COF – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$PI = \frac{831060000}{568479000} = 1,46.$$

Так як $PI > 1$, проект являється ефективним.

4.7.3 Соціально-економічні показники ефективності інвестиційного проекту

Соціальні та економічні наслідки реалізації інвестиційного проекту проявляються у декількох ключових аспектах:

- підвищення безпеки праці на підприємстві та поліпшення умов виробництва завдяки впровадженню механізованих комплексів нового технічного рівня, що дозволяє зменшити вплив шкідливих факторів і знизити ризики травматизму;
- збільшення виробничої потужності шахти через заміну застарілого очисного та транспортного обладнання на сучасні високопродуктивні системи, що забезпечує ефективніше використання ресурсів і підвищення обсягу видобутку;

- підвищення навантаження на очисні лави завдяки встановленню більш прогресивного обладнання, що дозволяє скоротити час на обробку одиниці пласта та оптимізувати робочий процес;
- збільшення швидкості проведення гірничих виробок за рахунок переходу з традиційного буровибухового методу на застосування комбайнового способу, що забезпечує більш рівномірний і безпечний процес розробки;
- зниження собівартості вугілля через оптимізацію способів охорони виробок, скорочення кількості необхідних підготовчих і підтримуючих виробок, а також підвищення ефективності використання матеріалів та робочої сили, що в цілому підвищує економічну ефективність шахти.

Такий комплекс соціально-економічних ефектів від інвестиційної діяльності сприяє одночасному підвищенню безпеки праці, продуктивності підприємства та зниженню витрат на виробництво, що є основними критеріями оцінки ефективності проекту.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті детально описано геологічну будову шахтного поля, проведено розрахунок запасів вугілля, визначено виробничу потужність та режим функціонування шахти. Опрацьовано питання підготовки пластів та вибору системи їх розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Для підготовки залишена панельна підготовка, прийнята на діючій шахті. В якості системи розробки обрана стовпова система з повторним використанням транспортного штреку для вентиляції та прямоточним провітрюванням.

Для механізації очисних робіт по пласту c_4^H застосований комплекс МДМ з комбайном 1К 103М, що забезпечує добове навантаження 950 т/добу. Розроблено паспорт виймальної ділянки по цьому пласту. Для механізації проведення виробок передбачений прохідницький комбайн П 110. Проведено розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту, що дозволяє забезпечити нормальні умови роботи та безпечне перевезення вугілля.

У основній частині проекту обґрунтовано заходи щодо зниження температури рудникового повітря. Для охолодження повітря в очисних вибоях застосовується стаціонарна установка кондиціонування з розташуванням повітряохолоджувачів безпосередньо в гірничих виробках. В тупикових вибоях застосовується локалізація притоку тепла від гірничого масиву та працюючого устаткування, а для захисту гірників у протяжних виробках використовується теплозахисний комплект "Комфорт".

Проект також містить оцінку економічної ефективності запропонованих заходів. Загальний обсяг необхідних інвестицій складає 568 млн. грн., при цьому прогнозована виробнича потужність досягає 1,2 млн. т вугілля на рік. Очікуваний щорічний прибуток підприємства становить 166 млн. грн., а строк окупності проекту оцінюється у 4,4 року.

Результати виконаної роботи можуть бути використані технічними, технологічними та економічними службами шахти "Павлоградська" при плануванні програми розвитку гірничих робіт, а також для складання обґрунтованих бізнес-планів та інвестиційних проектів.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Украинская техника для угольных шахт: Каталог. / В.В. Косарев, Н.И. Стадник, С.С. Гребенкин и др.: Под общей редакцией В.В. Косарева. – Донецк: Астро, 2008. – 321 с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА Донату, 1999. – 194 с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985. – 400 с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
7. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМП. Алчевск: ДГМИ, 1995. – 168 с.
8. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994. – 190 с.
9. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
10. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
11. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989. – 240 с.
12. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972. – 336 с.
13. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991. – 250 с.
14. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т. 1 Сечения выработок, закреплённых металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках ёмкостью 1-4 м³. К.: Будівельник, 1971. – 415 с.
15. Правила пожарной безопасности для предприятий угольной промышленности Украины. К., 2004. – 221 с.
16. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
18. Методические указания к выполнению индивидуальных заданий на практических занятиях по разделу "Комбайновая выемка горных пород" курса "Процессы горнопроходческих работ" (для студентов специальности 5.090304.01) / Сост. Г.В.Бабиюк, Б.И.Куленич.- Алчевск, ДГМИ, 1995. – 40 с. (№ 117).

19. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
20. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997. – 208 с.
21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994. – 312 с.
22. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992. – 400 с.
23. Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
23. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.
24. Нормализация теплового режима в глубоких шахтах Донбасса. Рожко В.Ф., Черниченко В.К. и др. К.: Техника, 1992. – 128 с.
25. Воронин В.А., Луцик П.П., Малюга М.Ф. Регулирование тепловых условий угольных шахт. К.: Техника, 1983. – 87 с.
26. Кочнев К.В. Тепловое кондиционирование рудничного воздуха. Труды горно-геологического института. Выпуск 44. М.: Из-во Академии наук СССР, 1960. – 136 с.
27. Хохотва Н.Н., Яковенко А.К. Кондиционирование воздуха при строительстве глубоких шахт. – М.: Недра, 1985. – 183 с.
28. Феськов М.И., Буянов А.Д., Давиденко В.А, Форсуночное обеспыливание и охлаждение воздуха в тупиковых забоях глубоких шахт. – Алчевск, 1994. – 172 с.
29. Проветривание тупиковых выработок при нормальных и аварийных режимах /Б.И.Медведев, В.П.Сухоруков, В.Л.Кондрацкий и др. – К.:Техника, 1991. – 152 с.
30. Черниченко В.К., Дрига Я.И., Яковенко А.К. Устройство, монтаж и эксплуатация шахтных холодильных установок. М.: Недра, 1987. – 255 с.
31. Методичні вказівки до виконання економічної частини (4 розділ) дипломного проекту (для студентів спеціальності 184 "Гірництво" / 2022. – 40 с.