

**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 реконструкції вугільної шахти з
обґрунтуванням комплексу технічних заходів
щодо підвищення стійкості підготовчих виробок**

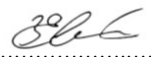
Виконав: студент групи Гір-24дм Лядов К.О.


.....
(підпис)

Керівник: Захарова О.І.


.....
(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

Лядову Кирилу Олександровичу

1. Тема роботи: "Проєкт реконструкції вугільної шахти з обґрунтуванням комплексу технічних заходів щодо підвищення стійкості підготовчих виробок"
Керівник роботи: Захарова Ольга Іванівна, 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



Лядов К.О.

Керівник проекту



Захарова О.І.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 153 стор., 18 рис., 39 табл., 33 джерела літератури, 8 аркушів графічної частини.

Об'єктом проектування є технологічні ланцюги шахти. Метою дипломного проекту є розроблення комплексного проекту реконструкції шахти з урахуванням сучасних вимог до ефективності та безпеки гірничих робіт. Для обґрунтування прийнятих рішень застосовано методи інженерного аналізу, а також техніко-економічне порівняння альтернативних і конкурентоспроможних варіантів технічних і технологічних рішень.

У дипломному проекті наведено детальний опис геологічної будови шахтного поля, виконано розрахунок промислових запасів вугілля, визначено виробничу потужність підприємства та обґрунтовано режим роботи шахти. Розглянуто і вирішено питання розкриття та підготовки вугільних пластів, а також здійснено вибір раціональної системи розробки родовища. Як основний спосіб підготовки пластів прийнято панельний спосіб, що забезпечує доцільну організацію очисних і підготовчих робіт.

Для відпрацювання запасів застосовано стовпову систему розробки типу лава-ярус із повторним використанням конвеєрного штреку як вентиляційного. Розроблено паспорт виймальної ділянки по пласту ℓ_6 , у якому визначено основні параметри ведення очисних робіт і організації виробничих процесів. Для механізації проведення підготовчих виробок обґрунтовано вибір прохідницького комбайна П 110. Також виконано розрахунки параметрів провітрювання шахти та системи магістрального транспорту, що забезпечують необхідні умови безпеки та безперервності виробництва.

В основній частині проекту розглянуто та вирішено комплекс питань, пов'язаних з обґрунтуванням раціонального способу підвищення стійкості підготовчих виробок у складних гірничо-геологічних умовах. З метою охорони конвеєрних штреків і забезпечення можливості їх повторного використання запропоновано застосування литої смуги, що дозволяє підвищити надійність кріплення та зменшити обсяги ремонтних робіт у процесі експлуатації.

У проекті виконано оцінку економічної ефективності запропонованих технічних і технологічних заходів. За результатами розрахунків очікуваний щорічний прибуток підприємства становитиме 83,1 млн грн, а строк окупності проекту складе 4,3 року. Отримані результати свідчать про доцільність упровадження запропонованих рішень у виробничу діяльність.

Результати виконаної дипломної роботи можуть бути рекомендовані для практичного використання технічними, технологічними та економічними службами шахти під час формування та реалізації програми розвитку гірничих робіт і подальшої модернізації підприємства.

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

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	10
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	13
2.1 Розробка основних напрямків реконструкції шахти.....	13
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	14
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів.....	22
2.3.1 Підготовка і система розробки вугільних пластів.....	22
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	30
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	31
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	33
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта ℓ_6	33
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення штреку пласта ℓ_6	47
2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	65
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	67
2.4.5 Енергопостачання ділянки.....	84
2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт.....	88
2.5 Магістральний транспорт.....	89
2.6 Провітрювання шахти.....	92
2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти.....	101
2.8 Охорона праці.....	103
2.9 Охорона навколишнього середовища.....	107
2.9.1 Охорона атмосфери.....	107
2.9.2 Охорона гідросфери.....	110
2.9.3 Охорона літосфери.....	111
2.10 Цивільна оборона.....	113
3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	117
4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	136
ВИСНОВКИ.....	151
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	152

ВСТУП

Немає сумнівів у тому, що вугілля традиційно відіграє провідну роль у паливно-енергетичному балансі України. Багаторічний шлях становлення та розвитку вугільної промисловості держави переконливо свідчить про те, що саме цей енергоносієв був основою інтенсивного економічного зростання як у період існування колишнього СРСР, так і в роки незалежності України. Вугілля забезпечувало стабільну роботу промислових підприємств і створювало передумови для розвитку суміжних галузей економіки.

На сучасному етапі вугільна промисловість України перебуває у складному становищі. Спостерігається зменшення обсягів проведення гірничих виробок і зниження рівня видобутку вугілля, відбувається закриття окремих шахт, зростає плинність кадрів на підприємствах галузі. Сукупність цих негативних явищ є наслідком загального економічного спаду в державі та нестабільної ситуації в промисловому секторі.

До основних причин такого стану, поряд з об'єктивними чинниками, зокрема заглибленням гірничих робіт і ускладненням умов відпрацювання вугільних пластів, належать старіння шахтного фонду, значний фізичний і моральний знос устаткування, а також дефіцит сучасної високопродуктивної виїмкової техніки. Додатково негативний вплив справляє незадовільний рівень матеріально-технічного забезпечення, що проявляється у недопоставках обладнання, лісових матеріалів, металевих кріплень та інших ресурсів виробничого призначення.

Водночас програмою «Українське вугілля», затвердженою Кабінетом Міністрів України у вересні 2001 року, було передбачено поступове зростання обсягів видобутку вугілля до 110 млн т у 2025 році. У межах цієї програми планувалося поетапне збільшення бюджетного фінансування вугільної галузі. Загальний обсяг коштів, які передбачалося спрямувати на її розвиток у період 2001-2025 років, становив 46,22 млрд грн.

Необхідність реалізації зазначених заходів зумовлена підвищенням значення вугілля як основного енергетичного палива в умовах скорочення постачань нафти і природного газу в Україну, а також обраним курсом на забезпечення енергетичної незалежності держави за рахунок власних ресурсів. Програмою передбачалося впровадження комплексу технічних і організаційних заходів, спрямованих на підвищення конкурентоспроможності вугілля, зокрема шляхом нарощування потужності шахт, що підлягають реконструкції, будівництва нових сучасних підприємств, а також комплексної механізації основних і допоміжних процесів ведення гірничих робіт.

У зв'язку з цим особливої актуальності набуває обґрунтований вибір раціональних технологічних рішень у сфері гірничого проектування. Це стосується визначення способів підготовки шахтних полів, вибору систем розробки, розроблення ефективних технологічних схем ведення очисних і підготовчих робіт, а також застосування надійних способів охорони підготовчих виробок в умовах зростаючого гірничого тиску.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта входить до складу геолого-промислового району Донбасу. Найближче оточення шахти формують такі населені пункти, як міста, які знаходяться в зоні її безпосереднього впливу. Надра в межах шахтного поля перебувають у користуванні, що здійснює господарську діяльність з видобутку кам'яного вугілля.

У межах шахтного поля розміщені кілька населених пунктів, зокрема селища, а також територія радгоспу. Наявність цих населених пунктів зумовлює необхідність урахування соціальних і екологічних факторів під час ведення гірничих робіт та планування розвитку підприємства.

Транспортне сполучення шахти з регіональною інфраструктурою забезпечується залізничною під'їзною колією, яка з'єднує підприємство зі станцією Переїзна Донецької залізниці. Окрім залізничного транспорту, до шахти підведено мережу автомобільних доріг з асфальтобетонним покриттям місцевого значення, що створює умови для безперервного підвозу матеріалів, устаткування та вивезення готової продукції.

Електропостачання підприємства здійснюється від енергосистеми «Донбасенерго», яка забезпечує шахту необхідною кількістю електричної енергії для функціонування основних і допоміжних виробничих об'єктів. Водопостачання шахти організоване за рахунок міського водопроводу, що дозволяє задовольняти потреби як виробничих процесів, так і господарсько-побутових потреб персоналу.

Основними споживачами видобутого вугілля є теплові електроцентралі та державні районні електростанції, які використовують його як паливо для виробництва електричної та теплової енергії. Крім того, частина вугільної продукції постачається для потреб населення найближчих населених пунктів, що підкреслює важливе соціально-економічне значення шахти для регіону.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

У геологічній будові досліджуваної ділянки беруть участь осадові утворення середнього та верхнього відділів карбонового періоду, які зверху перекриті товщею порід мезо-кайнозойського комплексу. До складу покривних відкладів входять породи тріасового, третинного та четвертинного періодів, що формують сучасний геологічний розріз території та впливають на умови ведення гірничих робіт.

Промислова вугленосність ділянки пов'язана з відкладами світ середнього карбону, зокрема C_2^7 , C_2^6 , C_2^5 , C_2^4 , C_2^3 , C_2^2 та C_2^1 . Саме в межах цих стратиграфічних горизонтів зосереджені основні вугільні пласти, які мають практичне значення для промислового освоєння та визначають перспективи подальшого розвитку шахти.

Стислий опис стратиграфічної будови та літологічного складу порід, що

беруть участь у формуванні шахтного поля, наведено в таблиці 1.1. У ній узагальнено основні відомості про послідовність залягання відкладів, їхній склад і характерні особливості, що використовуються при аналізі гірничо-геологічних умов родовища.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C ₂ ⁷	340	$\frac{64,6}{19,2}$	$\frac{120,3}{35,3}$	$\frac{125,8}{37,0}$	$\frac{3,7}{1,1}$	$\frac{25,2}{7,4}$		M ₆ , M ₅ , M ₄ , M ₁
C ₂ ⁶	200	$\frac{60,8}{30,4}$	$\frac{57,8}{28,9}$	$\frac{66,8}{33,4}$	$\frac{8,4}{4,2}$	$\frac{6,2}{3,1}$	ℓ ₈ ['] , ℓ ₆ , ℓ ₅ , ℓ ₄ ['] , ℓ ₃ , ℓ ₂ [']	L ₇ , L ₆ , L ₅ , L ₄ , L ₃ , L ₂ , L ₁
C ₂ ⁵	280	$\frac{110,9}{39,6}$	$\frac{76,7}{27,4}$	$\frac{80,1}{28,6}$	$\frac{4,8}{1,7}$	$\frac{7,6}{2,7}$	k ₈ , k ₈ ^H , k ₇ ¹ , k ₇	K ₉ , K ₈ , K ₇ , K ₆ , K ₂
C ₂ ⁴	480	$\frac{110,0}{22,9}$	$\frac{253,4}{52,8}$	$\frac{94,5}{19,7}$	$\frac{14,9}{3,1}$	$\frac{7,2}{1,5}$		I ₁ , I ₂ , I ₂ ² , I ₃ , I ₄
C ₂ ³	570	$\frac{212,6}{37,3}$	$\frac{314,1}{55,1}$	$\frac{29,1}{5,1}$	$\frac{2,3}{0,4}$	$\frac{11,9}{2,1}$		H ₅ ⁰ , H ₅ ['] , H ₆
C ₂ ²	360	$\frac{94,0}{26,1}$	$\frac{116,0}{32,2}$	$\frac{140,0}{38,9}$	$\frac{5,2}{1,5}$	$\frac{4,8}{1,3}$		
C ₂ ¹	315	$\frac{73,7}{23,4}$	$\frac{68,9}{21,9}$	$\frac{133,9}{42,5}$	$\frac{10,1}{3,2}$	$\frac{28,3}{9,0}$		

1.1.2.2 Тектоніка

Шахтне поле відноситься до геолого-промислового району і є його складовою частиною. Ділянка шахти розміщена в межах південно-західного крила купола. У районі розташування шахтного поля виділяється частина північно-західної складчастої окраїни відкритого Донбасу, яка характеризується розвитком купольних тектонічних структур.

У цілому тектонічні умови в межах ділянки шахти оцінюються як відносно сприятливі для ведення гірничих робіт. Шахтне поле в основному відзначається достатньо витриманим заляганням вугільних пластів, для яких характерні переважні кути падіння в межах 17-22°. Загалом проста геологічна будова ділянки ускладнюється наявністю Продольного підкиду, який впливає на умови розробки родовища.

Продольний підкид є головним і фактично єдиним крупним тектонічним порушенням у межах шахтного поля. Для нього характерна значна амплітуда зміщення, яка коливається в межах приблизно 10-125 м. Дане порушення

супроводжується системою дрібних тектонічних порушень скидового типу, що додатково ускладнюють ведення гірничих робіт у безпосередній близькості до зони підкиду та потребують урахування при проектуванні та експлуатації виробок.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих вугільних пластів наведена в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	Від – до середня	Від – до середня		
ℓ_6	0,75 - 0,85 0,80	0,75 - 0,85 0,80	проста	відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

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

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Основним джерелом обводнення гірничих виробок є підземні води, приурочені до кам'яновугільних відкладень, які поширені в межах шахтного поля. Саме ці води надходять у виробки під час проведення та експлуатації гірничих робіт і визначають загальні умови водовідливу на підприємстві.

За своїм хімічним складом шахтні води відзначаються значною різноманітністю. Переважно вони представлені сульфатно-натрієвими, сульфатно-хлоридно-натрієвими та сульфатно-кальцієвими типами. За показником сухого залишку мінералізація вод змінюється від підвищеної до високої і перебуває в межах 1,2-4,4 г/л. За величиною загальної жорсткості шахтні води відносяться до жорстких та дуже жорстких, при цьому значення жорсткості коливаються в діапазоні 6,3-11,0 мг-екв. Реакція водного середовища за показником рН характеризується як лужна або слабколужна.

З точки зору індустріально-технічних властивостей шахтні води мають низку

несприятливих показників. Для них характерне утворення значної кількості твердого котельного осаду, підвищена здатність до спінювання та виражені корозійні властивості. За вмістом сульфат-іонів ці води проявляють сульфатну агресію щодо звичайних марок цементу, що потребує врахування при виборі матеріалів для будівництва та кріплення гірничих виробок. Разом з тим можливість використання шахтних вод для зрошення допускається лише вибірково і залежить від їхнього сольового складу та рівня мінералізації.

Фактичний приплив води до шахти у нормальних умовах становить близько 275 м³ на годину. За максимальних навантажень і несприятливих гідрогеологічних умов притік води може зростати до 300 м³ на годину, що визначає вимоги до системи водовідливу та її пропускної спроможності.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

За газовим фактором шахта відноситься до надкатегорійних, що свідчить про підвищений рівень газоутворення під час ведення гірничих робіт. Відносна метанообільність підприємства становить 15,7 м³ на тонну видобутого вугілля, що вимагає посиленої уваги до організації провітрювання та контролю газової обстановки. Природна газонасиченість вугільного пласта ℓ_4 дорівнює 8,3 м³ на тонну сухої беззольної маси, що також впливає на вибір технологічних рішень при його розробці.

За наявністю суфлярних виділень метану шахта оцінюється як безпечна, оскільки такі прояви не мають системного характеру. Водночас за показником вибуховості вугільного пилу підприємство відноситься до небезпечних, що зумовлює необхідність застосування комплексу профілактичних заходів, спрямованих на зниження пиловибухонебезпечності.

Схильність вугілля до самозаймання є різною залежно від конкретного пласта. Вугілля пластів ℓ_4 , ℓ_2' , k_8 та k_7^1 характеризується схильністю до самозаймання, що потребує постійного контролю температурного режиму та стану виробок. Вугілля пластів ℓ_6 , ℓ_5 та ℓ_3 , навпаки, не проявляє схильності до самозаймання, що дещо спрощує умови їх експлуатації.

За безпекою раптових викидів вугілля, газу та породи вугільні пласти в межах шахтного поля вважаються безпечними. Також шахта не відноситься до небезпечних за гірничими ударами, що позитивно впливає на умови ведення гірничих робіт і вибір систем кріплення.

Усі пісковики, а також алевроліти і частина порід алевролітового складу містять понад 10 % вільного двоокису кремнію, у зв'язку з чим вони класифікуються як силікозонебезпечні. Це вимагає впровадження ефективних заходів пилопригнічення та використання засобів індивідуального захисту персоналу.

Геотермічний градієнт у межах шахтного поля змінюється в інтервалі 1,8-3,7 °C на 100 м при середньому значенні близько 2,7 °C на 100 м. При цьому зростання температури з глибиною має тенденцію до суттєвого збільшення, що необхідно враховувати при проектуванні вентиляції та теплового режиму шахти.

Кути падіння вугільних пластів ℓ_4 та k_8 знаходяться в межах 19-22°, що визначає особливості розміщення очисних і підготовчих виробок. Основні відомості

щодо літологічного складу та фізико-механічних властивостей бічних порід вугільних пластів наведені в таблиці 1.4, яка використовується для аналізу гірничо-геологічних умов розробки.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільних пластів

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГ
ℓ ₆	аргіліт	2,5	4	Б ₃	алевроліт	5,0	6	A ₂	аргіліт	1,3	4	П ₂

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічні межі шахтного поля визначаються природними та виробничими умовами його залягання. У напрямку повстання на північному сході границею шахтного поля є виходи вугільних пластів на денну поверхню. У напрямку падіння на південному заході межа проходить по ізогіпсі -950 м, нижче якої розташована вільна для подальшого освоєння ділянка Мельниківська Нижня, що на даний час не залучена до гірничих робіт.

За простяганням шахтне поле обмежене суміжними гірничими відводами сусідніх підприємств. На північному заході воно межує з шахтою «Новодружеська», яка знаходиться на відстані близько 2800 м від центральних стовбурів. На південному сході технічна границя проходить по суміжній межі з шахтою ім. 60-річчя Радянської України, розташованою на відстані приблизно 2875 м від центральних стовбурів шахти.

Геометричні розміри шахтного поля становлять по простягання 5700 м, а по падінню 2200 м. Для цілей дипломного проектування прийнята окрема ділянка шахтного поля, розміри якої по простягання складають 5800 м, а по падінню 1200 м. Загальна площа цієї ділянки дорівнює 7,0 км², що дозволяє забезпечити необхідний фронт гірничих робіт та раціональну організацію виробничих процесів.

Шахтне поле достатньо детально розвідане буровими свердловинами, які розміщені за певною сіткою. Інтервал між свердловинами по падінню становить у середньому 350 м, а по простягання близько 500 м, що забезпечує необхідну достовірність геологічної інформації та дозволяє виконувати обґрунтовані підрахунки запасів.

Запаси вугілля за ступенем розвіданості розподіляються таким чином. Частка запасів категорії А становить близько 25 % від загальної суми запасів категорій А+В+С₁. Запаси, віднесені до категорій А+В, складають приблизно 55 %, тоді як запаси категорії С₁ становлять 45 % від загального обсягу.

Оскільки прийнята до проектування ділянка характеризується відносно простою геологічною будовою, підрахунок запасів вугілля виконується із застосуванням методу середнього арифметичного, що є доцільним і забезпечує достатню точність результатів для даних умов.

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

де S_r – горизонтальна проекція пласта, м^2 ;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м^3 .

Результати підрахунку запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

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

На даному етапі виконання розрахунків здійснюється визначення проектних втрат вугілля, які виникають у процесі розробки шахтного поля. При цьому втрати вугілля в охоронному цілику під промисловим майданчиком до уваги не приймаються, оскільки зазначений цілик розташований у вже відпрацьованій частині шахтного поля. У зв'язку з цим величина втрат у даному цілику приймається рівною нулю, тобто $\Pi_1 = 0$.

Подальші розрахунки спрямовані на визначення втрат вугілля, що залишаються у бар'єрних ціликах. Дані втрати зумовлені необхідністю забезпечення безпечних умов ведення гірничих робіт та збереження стійкості виробок, тому їх величина підлягає окремому обґрунтуванню і розрахунку в межах проекту.

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

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

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

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

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

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрному цілику

Індекс пласта	m, м	H, м	L, м	d, м	ℓ, м	γ, т/м ³	Π ₂ , т
втрати в цілику з ш. "Новодружеська"							
ℓ ₆	0,80	850	2800	52	1000	1,33	53000
втрати в цілику з ш. "Чорноморка"							
ℓ ₆	0,80	850	2920	53	1000	1,33	54000
Разом							107000

Визначимо проектні втрати за геологічними чи гірничо-геологічними ознаками:

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

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 у геологічних порушень

Індекс пласта	d_n , м	ℓ_n , м	m, м	γ, т/м ³	Π ₃ , т
ℓ ₆	50	1000	0,80	1,33	51000

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

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

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

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

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

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

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

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

Визначимо промислові запаси шахти:

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

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

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

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків реконструкції шахти

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

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти

№	Показник	Од.	Значення		
		вимір.	План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	600000	129800	21,6
2	Виробнича потужність	т	360000	129800	36,1
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	500	180	36,1
4	Кількість лав	шт	2	2	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	28	27,5	98,2
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	40	35	87,5
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	2380	2128	89,4
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	2354	2272	96,5
9	в тому числі ГРОВ	чол.	155	130	83,9
10	прохідників	чол.	120	96	80,0
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	19956,2	22998,4	115,2
12	робочих з видобутку	грн/міс	21129,4	24298,6	115,0
13	ГРОВ	грн/міс	27259,8	32423,8	118,9
14	прохідників	грн/міс	26856,8	31694,2	118,0
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0

Підготовка шахтного поля здійснюється етажним способом. Відпрацювання вугільних пластів виконується за системою лава-етаж, при цьому порядок виїмки етажів прийнято низхідний. У процесі розробки застосовуються комбіновані системи з проведенням вентиляційного штреку слідом за лавою, а також стовпова система розробки, що використовується залежно від гірничо-геологічних умов.

У виробничому процесі одночасно задіяні дві очисні лави. Вони обладнані механізованими комплексами типу 2МКД-90, до складу яких входять механізоване кріплення 2КД-90, скребковий конвеєр СП-326 та очисний комбайн РКУ-10, а також комплексами 3МКД-90ТЛ, що включають механізоване кріплення 3КД-90ТЛ, конвеєр SGZ 630/320 і комбайн MG 160/375-WD1. Таке оснащення забезпечує механізацію основних операцій при веденні очисних робіт.

Транспортування видобутого вугілля здійснюється за допомогою стрічкових конвеєрів типів 1ЛТ-800, 1Л-800, 1Л-80УК, 1Л-100К, 1Л-1000, 1Л-100У та 2ЛЛ-100. Крім того, для доставки вугілля застосовуються електровози АМ-8Д у комплекті з вагонетками ВГ-2,5. Перевезення людей у підземних виробках організовано з використанням вагонеток ВЛН-1, а також за допомогою монорейкових дизельних комплексів МДК-400.

Проведення гірничих виробок виконується як комбайновим, так і буровибуховим способом. У якості основної виїмкової та прохідницької техніки використовуються комбайни типу ГПКС, а також буровантажні машини 2ПНБ-2Б, що дозволяє забезпечити необхідні темпи підготовчих робіт.

Аналіз діючих технологічних схем показує, що основною причиною недостатньої виробничої потужності шахти є наявність так званих вузьких місць у виробничому ланцюгу. Вони пов'язані з обмеженими можливостями систем вентиляції, підйому, організації очисних робіт, а також зі значним зносом і старінням основних виробничих фондів. Окрім цього, у технології ведення робіт виявлено низку додаткових недоліків.

Зокрема, на шахті не застосовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє зменшити трудомісткість робіт у лаві та скоротити тривалість технологічних перерв. Також відсутнє механізоване кріплення сполучень, що унеможливорює повну механізацію операцій з кріплення сполучень, підтримання головки забійного конвеєра та її пересування у міру посування лави. Значну частку в структурі виробничих витрат займають ручні роботи на основних технологічних процесах, спостерігаються підвищені витрати допоміжних матеріалів, а також відносно великі втрати робочого часу з організаційних причин.

На підставі проведеного аналізу сформульовано основні завдання, які необхідно вирішити у проекті. До них належить доведення річної виробничої потужності шахти до проектних показників, визначення необхідної кількості очисних лав для забезпечення розрахованого рівня видобутку, вибір раціонального способу підготовки вугільних пластів і оптимальної системи їх розробки. Крім того, передбачається обґрунтування вибору очисного, прохідницького та транспортного устаткування, скорочення діючої мережі гірничих виробок з метою зниження витрат на їх підтримання, а також розроблення раціональної технологічної схеми ведення очисних робіт.

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

Вибір і подальше обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт, а також очисного устаткування виконуються з урахуванням прогнозованих гірничо-геологічних умов відпрацювання вугільних пластів. Для отримання прогнозних даних використовується персональний комп'ютер із застосуванням програмного комплексу «Прогноз». Результати роботи зазначеної програми наведені у листингу 2.1, де узагальнено основні характеристики масиву порід у зоні ведення очисних робіт.

Згідно з отриманими результатами, основна покрівля відноситься до важкозрушуваних, що зумовлює підвищені вимоги до стійкості кріплення. Безпосередня покрівля характеризується як стійка, утворення так званої «хибної» покрівлі не спостерігається. Підшва вугільного пласта має середню стійкість, що дозволяє застосовувати стандартні технологічні рішення без додаткових заходів її укріплення. Водопритік у лаву є незначним і не перевищує 1 м³ на годину, що позитивно впливає на умови експлуатації очисного обладнання.

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

НАИМЕНОВАНИЕ ФАКТОРА И ЕГО ОБОЗНАЧЕНИЕ	ЗНАЧЕНИЕ ФАКТОРА
УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ :	
вынимаемая мощность, м	X11 0.80
угол падения, град	X21 18.0
марка угля	X81 1.0
сопротивление угля резанию, Н/мм	X66 250.0
плотность угля, т/м ³	X63 1.6
содержание серы, %	X89 2.1
наличие дизъюнктивных нарушений	X69 1.0
наличие пликативных нарушений	X70B 1.0
ОСНОВНАЯ КРОВЛЯ :	
мощность пород, м	X93 30.0
прочность пород, МПа	X74 100.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ КРОВЛЯ :	
принадлежность пород:	
литологическая	X77 1.0
фациальная	X85 1.0
мощность нижнего слоя, м	X86 0.05
мощность всей кровли, м	X71 0.05
прочность пород, МПа	X78 80.0
частота трещин, шт/м	X79 3.0
НЕПОСРЕДСТВЕННАЯ ПОЧВА :	
литологическая принадлежность пород	X88 1.0
мощность, м	X84 12.0
крепость пород по М.М. ПРОТОДЬЯКОНОВУ	X82 7.0
ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ :	
глубина работ, м	X13 850.0
тектонический район по ПО В.С. ПОПОВУ	X90B 2.0
положение лавы в складчатой структуре	X83 2.0
наличие подработки или надработки	X91 1.0
порядок отработки	X95 1.0
направление отработки	X92 1.0
длина лавы, м	X15 200.0
длина выемочного участка, м	X12 1500.0
вид механизации очистного забоя	X62 1.0
ширина захвата комбайна (шаг выемки), м	X101 .4
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	16
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 X19 = 2
6. ОБРАЗОВАНИЕ ЛОЖНОЙ КРОВЛИ (X94)	НЕ ОБРАЗУЕТСЯ, X94 = 2
7. ПРЕКТНАЯ ДОВЫЧА, т :	
суточная (X50В)	896.0
за цикл (X104)	280.0
месячная (X105)	11200
годовая (X106)	134400
8. КОЛИЧЕСТВО ДОВЫЧНЫХ ЦИКЛОВ В СМЕНУ (X107)	3.2
9. ПОДВИГАНИЕ ЛАВЫ, м :	
за цикл (X101)	0.8
суточное (X80В)	2.56
месячное (X103)	64.0
годовое (X14)	768.0
10. КОНЕЧНАЯ ДЛИНА ЛАВЫ, м (X15) ...	200

Вибір очисного комплексу здійснюється на основі аналізу областей їх раціонального застосування відповідно до літературних джерел. При цьому враховуються потужність вугільного пласта, кут його падіння, категорія покрівлі за стійкістю та обвалюваністю, а також інші гірничо-геологічні та технологічні чинники, що визначають можливість використання того чи іншого типу обладнання.

Для розглянутих умов експлуатації можливе застосування кількох варіантів очисних комплексів. До них належать комплекс 1КМ 103М у поєднанні з комбайном 1К 103М, комплекс 1МКД 90 з використанням комбайна КА 90, а також комплекс 1МК 98С, оснащений стругом СО 75. Кожен із зазначених варіантів має свої технічні особливості та області ефективного застосування.

Розрахунок навантаження за організаційно-технічним фактором виконується з використанням персональної електронно-обчислювальної машини за спеціалізованою програмою. Отримані результати використовуються для обґрунтування остаточного вибору технологічної схеми та складу очисного обладнання.

Згідно з виконаними розрахунками очікуване навантаження на очисну лаву має різні значення залежно від типу застосовуваного комплексу очисного обладнання. Так, при використанні комплексу 1КМ 103М у поєднанні з комбайном 1К 103М добове навантаження на лаву становитиме 774 т. У разі застосування комплексу 1МКД 90 з очисним комбайном КА 90 цей показник зростає до 860 т на добу. Для комплексу 1МК 98С, оснащеного стругом СО 75, розрахункове навантаження є найменшим і дорівнює 610 т за добу.

На основі отриманих результатів доцільно перейти до визначення оптимального річного обсягу видобутку вугілля шахтою, а також встановлення кількості вугільних пластів, що підлягають одночасному відпрацюванню. Даний етап розрахунків виконується відповідно до методики, запропонованої професором А.С. Малкіним, яка дозволяє обґрунтувати раціональні параметри роботи шахти з урахуванням технічних і організаційних факторів [3]:

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

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

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

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

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

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

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

Фамилия студента Лядов
 Имя студента 1КМ 103М с 1К 103М
 Исходные данные 1-го массива
 0.8 0.8 1.4 250 0.85 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 172.0587
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 35.14578
 Продолжительность цикла 120.1487
 Количество циклов 4.565847
 Суточная добыча 774.1421

Фамилия студента Лядов
 Имя студента 1МКД 90 с КА 90
 Исходные данные 1-го массива
 0.8 0.8 1.4 290 0.85 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 39.25474
 Добыча с цикла 172.0587
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 21.21487
 Продолжительность цикла 107.3069
 Количество циклов 5.011478
 Суточная добыча 860.1448

Фамилия студента Лядов
 Группа 1МК-98С с СО 75
 Исходные данные 1-го массива
 200 0 0.8 0.07 36 0.8 1.4 0.05 1.0 0.26 1 1 52.4 1.06 1 0 20 10
 1.12 0 0 0.98 0 0 0 0.9 0.79 360 15 3
 Время подготовки к очередному циклу 27.14570
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 21.04487
 Продолжительность цикла 112.0147
 Длина лавы 200
 Суточная добыча 610.581

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Повний термін служби шахти:

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

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

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

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

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

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

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

Режим роботи шахти в частині організації видобутку вугілля встановлюється з урахуванням безперервності виробничого процесу та діючих нормативних вимог. Протягом року підприємство працює 300 робочих днів, що забезпечує стабільний ритм ведення гірничих робіт і виконання планових показників з видобутку.

Видобуток вугілля здійснюється у три робочі зміни на добу, що дозволяє максимально ефективно використовувати очисне обладнання та виробничі потужності шахти. Такий змінний графік є доцільним для умов даного підприємства та сприяє рівномірному навантаженню основних технологічних ланок.

Тривалість однієї робочої зміни на підземних гірничих роботах становить 6 годин, що відповідає вимогам охорони праці та безпеки ведення робіт у підземних умовах. Для працівників, зайнятих на поверхневих об'єктах шахти, тривалість зміни встановлена на рівні 8 годин, що забезпечує раціональну організацію праці та узгоджується з чинними нормами трудового законодавства.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

Для відпрацювання залишкових запасів вугілля доцільно прийняти панельний варіант підготовки шахтного поля, який забезпечує впорядковану організацію гірничих робіт і раціональне використання існуючих виробок. Такий спосіб підготовки дозволяє підвищити керованість виробничих процесів і зменшити витрати на проведення нових виробок.

Вибір системи розробки здійснюється на основі техніко економічного аналізу з порівнянням можливих варіантів. За наявних гірничо геологічних умов найбільш прийнятними є дві системи розробки. Перша з них це комбінована система лава ярус із випереджаючим відкатним штреком, схема якої наведена на рисунку 2.1. Друга система це стовпова система лава ярус із повторним використанням конвеєрного штреку як вентиляційного, що представлено на рисунку 2.2. Обидві системи мають свої переваги та особливості застосування, які потребують детального аналізу.

Для виконання економічного порівняння обраних варіантів використовується програмний комплекс Прогноз. За допомогою даної програми проводиться розрахунок витрат на проведення та подальше підтримання одного метра гірничих виробок, результати яких наведені у листингу 2.3. Отримані дані дозволяють кількісно оцінити ефективність кожної з розглянутих систем.

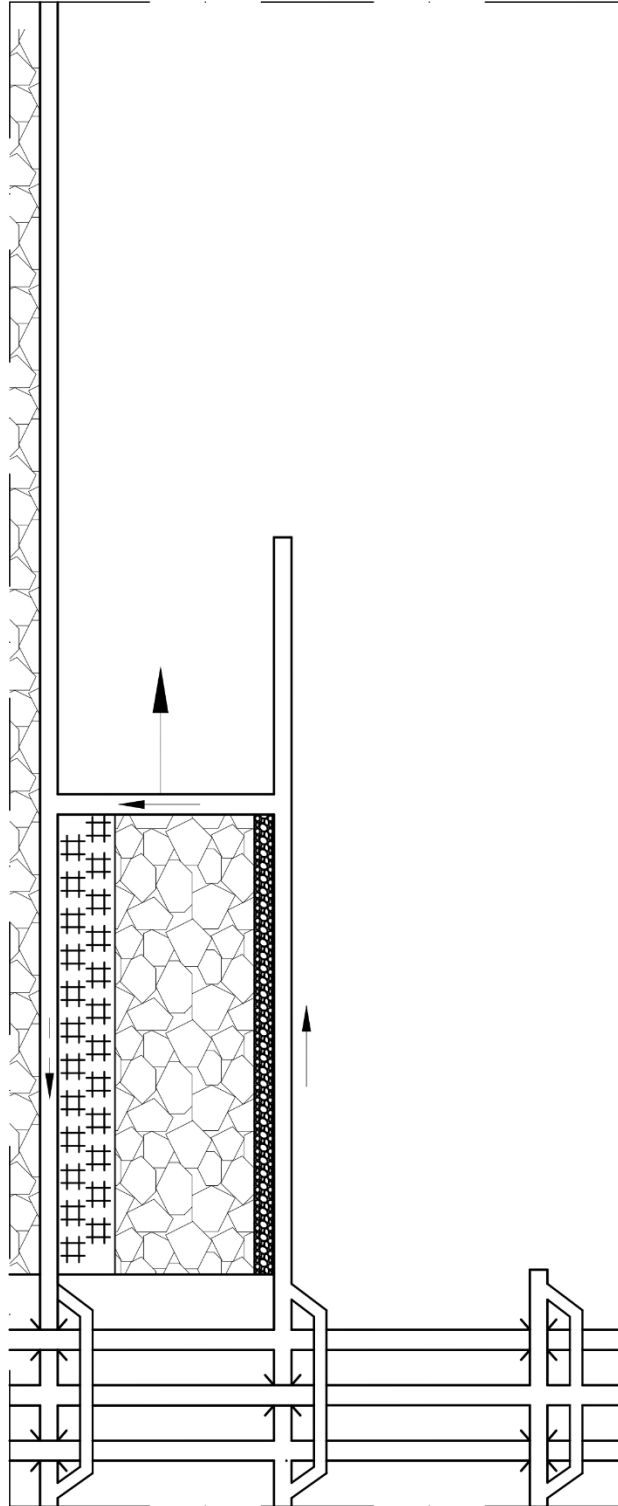


Рисунок 2.1 – Комбінована система розробки лава-ярус з випереджаючим відкатним штреком

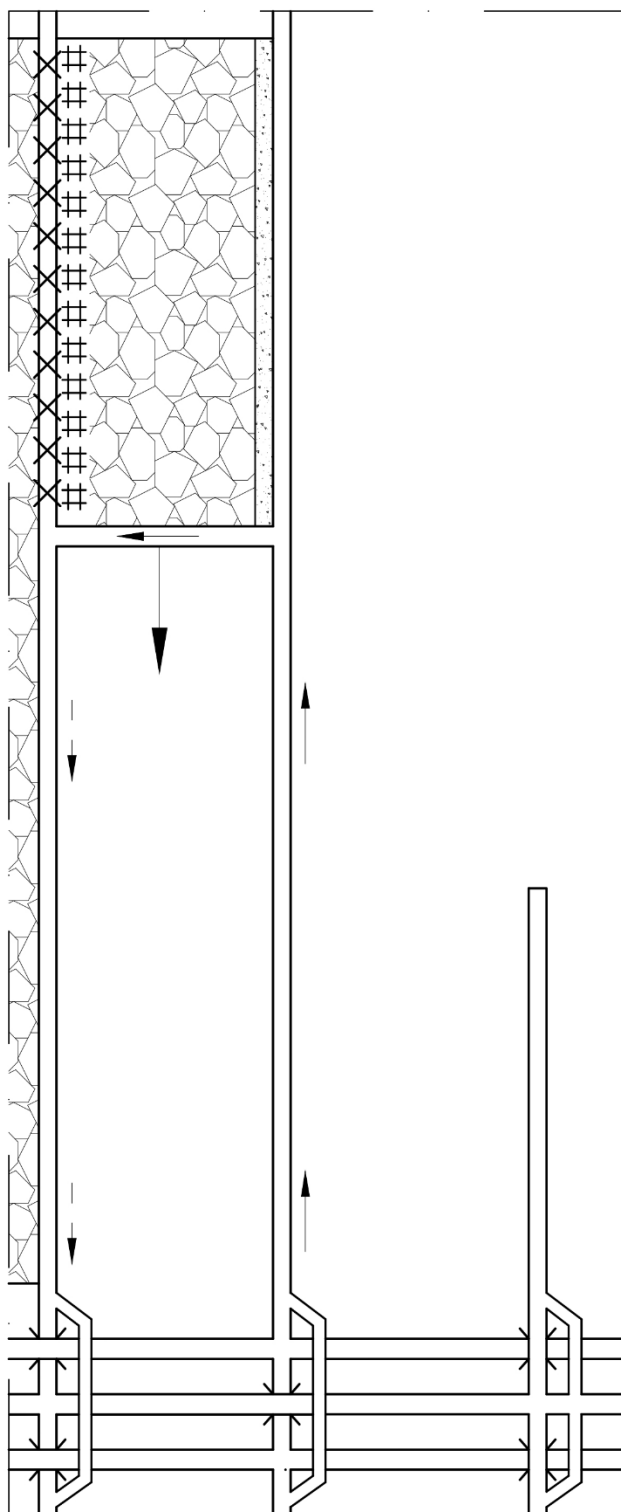


Рисунок 2.2 – Стовпova система розробки лава-ярус з повторним використанням конвеєрного штрека в якості вентиляційного

Студент Лядов К.О. группа Гір-24дм

ЗАТРАТЫ НА ПРОВЕДЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК
ЗА СЧЕТ СРЕДСТВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 20.11.25

1	X54=	15.7	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	18.0
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.80
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
2	X54=	14.00	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	18.0
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.80
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00
3	X54=	17.20	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	18.0
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.80
	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	201	Вар. 2. Провед конв. штрека
2	201	Вар. 2. Провед вент. штрека
3	299	Вар. 1. Провед конв. штрека

Студент Лядов К.О. группа Гір-24дм

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

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 20.11.25

1	X9=	17.2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	18.0
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	700.00	X11=	0.80
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X96=	1560.00
2	X9=	17.2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	18.0
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	700.00	X11=	0.80
	X80B=	4.80	X20B=	8.00	X97=	0.80	X96=	1560.00

ТАБЛИЦА 2 - РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	СТОИМОСТЬ ПОДДЕРЖАНИЯ ГРН / М*ГОД	НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ, ПЛАСТА
1	486	Вар. 1. Поддерж конв. штрека
2	375	Вар. 1. Поддерж вент. штрека

Студент Лядов К.О. группа Гір-24дм

ЗАТРАТЫ НА КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ

20.11.25

1	X31=	1560.0	X33=	3.00
	X34=	129.00	X32=	1.00
2	X31=	1560.0	X33=	4.00
	X34=	129.00	X32=	1.00

ТАБЛИЦА 2 -

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

N СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ	КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ, ТЫС. ГРН.	ЭКСПЛУАТАЦ. ЗАРАТЫ ГРН/Т*КМ*ГОД	ГЛУБИНА ТРАНСПОРТНЫХ ВЫРАБОТОК (ТРАНСПОРТНЫЙ ГОРИЗОНТ)
1	521.4	.0004214	Вар. 1
2	602.1	.0004295	Вар. 2

На основі результатів розрахунків визначаються питомі витрати для кожного варіанту системи розробки, що дає можливість обґрунтовано вибрати найбільш економічно доцільну та технічно ефективну схему ведення очисних робіт:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma G}{Z_{\text{в.п}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.8)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

ΣG – сумарні витрати на транспортування вугілля, грн;

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

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Результати розрахунку питомих витрат

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

Як видно з табл. 2.6, варіант 1 на 42 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.9)$$

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

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 4$);

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

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.10)$$

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

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

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

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.11)$$

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

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв:

$$h_d = \frac{A_{\text{шр}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_d \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.12)$$

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

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

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

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

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = n_{\text{шл}} \cdot h_d, \text{ м}; \quad (2.13)$$

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

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_l}, \text{ лав}, \quad (2.14)$$

де l_l – довжина лави;

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

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_d = \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_l, \text{ м}, \quad (2.15)$$

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

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав}, \quad (2.16)$$

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

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

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\Sigma h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м,} \quad (2.17)$$

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

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

$$A_{шp (max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д,р\dot{ч}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \quad (2.19)$$

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

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{рез} = \frac{A_{шp (max)}}{A_{шp}}; \quad (2.20)$$

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

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

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{заг} = \frac{V_{д,р}}{k_{рез}}, \text{ м/рік;} \quad (2.21)$$

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

З метою своєчасної підготовки нового виймального поля необхідно забезпечити узгодженість між очисними та підготовчими роботами, уникаючи як відставання в підготовці, так і надмірних випереджень. Для цього виконується розрахунок раціонального співвідношення обсягів очисних і підготовчих робіт, який базується на умові своєчасного введення підготовлених виробок в експлуатацію відповідно до вимог виробничого процесу [6]:

$$T_{підг} + t_{рез} = T_{оч}, \quad (2.22)$$

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

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

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

Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} \cdot t_{\text{р.п}} \cdot t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{в.п}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{мон}}, \text{ міс}, \quad (2.23)$$

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

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

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

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

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{X}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс}. \quad (2.24)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{пв}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс}, \quad (2.25)$$

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

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot l_{\text{л}} + L_{\text{в.п}}}{\frac{X}{V_{\text{оч}}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс}; \quad (2.26)$$

$$V_{\text{пв}} = \frac{2 \cdot 200 + 1560}{\frac{500}{80} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 180 \text{ м/міс}.$$

Для забезпечення своєчасної та безперервної підготовки нового виймального поля необхідно, щоб темпи проведення підготовчих виробок були не нижчими за 180 м на місяць. При цьому розпочинати роботи з підготовки наступного поля слід у той момент, коли в межах діючого поля залишиться відпрацювати 1050 м гірничих виробок. Такий підхід дозволяє уникнути простоїв очисного обладнання та забезпечити стабільний виробничий процес.

З метою підвищення надійності та довговічності панельних уклонів і підготовчих хідників передбачається застосування ціликів збільшених розмірів. Використання ціликів значної ширини сприяє збереженню стійкості гірничих виробок,

зменшенню деформацій масиву та підвищенню рівня безпеки під час експлуатації.

Визначення ширини охоронних ціликів здійснюється відповідно до вимог і рекомендацій, наведених у джерелі [7]. Розрахунок виконується з урахуванням гірничо-геологічних умов, глибини залягання пласта, фізико-механічних властивостей порід та параметрів виробок, що забезпечує обґрунтований вибір оптимальних розмірів ціликів:

$$B_{\text{ц}} = 30 + \frac{H - 300}{300} \cdot 10 - \frac{\sigma - 30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м}, \quad (2.29)$$

де H – глибина розробки, м;

σ – міцність порід, що вміщують, МПа;

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покp}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \text{ МПа}, \quad (2.30)$$

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

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

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

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито за допомогою двох центрально здвоєних вертикальних стовбурів, а саме головного та допоміжного, які пройдені до горизонту 518 м. У нижній частині, під горизонтом 518 м, уклонне поле розкрито трьома польовими уклонами, що забезпечують доступ до горизонту 820 м і створюють умови для подальшого розвитку гірничих робіт.

У верхній частині шахтного поля, вище горизонту 518 м, розташовані горизонти 68, 138, 220, 310, 380, 426 та 468 м, які на даний момент не перебувають в експлуатації. Нижче горизонту 518 м знаходяться горизонти 568 м, що також не діє, а також робочі горизонти 618, 668, 730, 820 та 885 м, які використовуються або плануються до використання в процесі видобутку.

Наявну схему розкриття шахтного поля приймаємо без внесення будь яких змін, оскільки вона відповідає існуючим виробничим умовам і забезпечує необхідні технологічні параметри ведення робіт.

Для гарантування стабільного та безперервного виконання встановленого плану з видобутку вугілля шахтою необхідно своєчасно здійснювати підготовку нових горизонтів. Це вимагає чіткого розуміння послідовності відпрацювання кожного вугільного пласту як у часовому, так і в просторовому вимірі. Саме тому виникає потреба у розробленні календарного плану відпрацювання пласта, який

дозволяє скоординувати всі етапи гірничих робіт.

З урахуванням того, що протягом першого та другого років після введення нового горизонту в експлуатацію необхідно сформувати повноцінний склад бригад, забезпечити набуття практичних навичок, а також освоїти застосовувану техніку і технологічні прийоми в конкретних гірничо-геологічних умовах, швидкість посування очисних робіт доцільно приймати знижену. У перший рік вона становить 50 %, у другий рік 75 % від розрахункового значення, тоді як у наступні роки роботи ведуться зі стовідсотковим рівнем від прийнятої норми.

Схема розкриття та підготовки шахтного поля, обрана система розробки, а також календарний план відпрацьовування пласта № 6 наведені на листі № 2 графічної частини проєкту і відображають взаємозв'язок усіх основних елементів гірничих робіт.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Головний стовбур шахти пройдено з внутрішнім діаметром 5,5 м та закріплено залізобетонними тьобінгами, що забезпечує необхідну міцність і стійкість гірничої виробки. Даний стовбур оснащений двома скіповими підйомними установками. Перша з них є двоскіповою і обладнана скіпами вантажопідйомністю 10,6 т, які використовуються для підйому вугілля на поверхню. Друга підйомна установка є односкіповою зі скіпом місткістю 6,5 т та противагою і призначена для транспортування породи. Основне функціональне призначення головного стовбура полягає у видачі вугілля і породи, а також у відведенні вихідного вентиляційного струменя повітря з шахти.

Допоміжний стовбур пройдено діаметром 4 м і закріплено бетонним кріпленням, що відповідає умовам його експлуатації та навантаженням. Стовбур обладнаний одноклітьовою підйомною установкою з противагою та двоетажною кліттю, розрахованою на перевезення вагонетки типу УВГ 2,5 900. Цей стовбур використовується для спуску і підйому персоналу, транспортування матеріалів і обладнання, видачі породи, а також для подачі в шахту свіжого вентиляційного струменя повітря, необхідного для забезпечення безпечних умов праці.

Схематичні зображення поперечних перетинів головного та допоміжного стовбурів наведені на листі № 2 графічної частини проєкту, де відображено їх конструктивні особливості та основне обладнання.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

На кожному з діючих горизонтів вугільні пласти розкриваються за допомогою двох етажних квершлагів, які прокладаються паралельно один до одного. Один з них є відкатним і використовується для транспортування породи, доставки кріпильних матеріалів, гірничого обладнання та допоміжних вантажів. Другий квершлаг є конвеєрним і призначений для безперервного транспортування видобутого вугілля у напрямку до скіпового стовбура.

Конвеєрний квершлаг розміщується вище відкатного, що дозволяє уникнути складних та небажаних сполучень між відкатними і конвеєрними виробками, а також спрощує організацію транспортних потоків і підвищує надійність експлуатації гірничих виробок.

Нижче горизонту 518 м шахтне поле розкрито із застосуванням трьох польових уклонів, які розташовані в підшві пласта k8 і забезпечують доступ до нижчих горизонтів та ефективний зв'язок між ними.

Схему пристовбурного двору на горизонті 518 м наведено на рисунку 2.3, де показано взаємне розташування основних виробок і камер.

Кріплення виробок і камер пристовбурного двору на горизонті 518 м перебуває у задовільному технічному стані, при цьому частка виробок з незадовільним станом становить близько 6 %. Площа поперечного перетину виробок коливається в межах від 8,0 до 9,7 м², а в якості основних типів кріплення застосовуються металеві рамні конструкції та монолітне залізобетонне кріплення, що забезпечує необхідну стійкість і довговічність.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

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

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо геологічних умов ведення відпрацьовування не передбачається, оскільки прийнята швидкість посування очисного вибою залишається сталою і не зазнає змін у процесі експлуатації. За таких умов використання додаткових уточнюючих розрахунків не є необхідним.

Прогнозні показники та вихідні дані щодо гірничо геологічних умов наведені у підрозділі 2.2 та оформлені у вигляді листингу 2.1, де відображені основні параметри, що приймаються для подальших розрахунків і аналізу.

Прогнозний гірничо геологічний паспорт подано на рисунку 2.4, який узагальнює основні характеристики масиву і використовується як довідковий матеріал при плануванні та організації очисних робіт.

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

Відповідно до вимог, наведених у розділі 3, для механізації очисних робіт обираємо очисний комплекс 1МКД 90. Даний комплекс призначений для ефективного ведення виїмки вугілля та включає в себе основне і допоміжне обладнання, перелік якого наведено у джерелі [4].

До складу комплексу входить вузькозахватний очисний комбайн типу КА 90, який забезпечує безперервну виїмку вугілля. Для підтримання покрівлі застосовується механізоване кріплення 1КД 90, що гарантує стійкість гірничого масиву в зоні очисного вибою. Транспортування видобутого вугілля здійснюється за допомогою скребкового конвеєра СПЦ 162 09. Для зміцнення та безпечної експлуатації сполучень використовується спеціальне кріплення КСД 90. Передача вугілля на наступні транспортні ланки забезпечується скребковим перевантажувачем ПТК 3У. Гідравлічні процеси в системі підтримуються насосними станціями типу СНТ 32, а керування та живлення обладнання здійснюється за рахунок комплексу гідравлічного та електротехнічного устаткування.

Робота очисного комбайна організовується за двосторонньою схемою. Ширина смуги вугілля, що виймається за один прохід, становить 0,8 м, а зарубка комбайна в пласт виконується фронтальним способом, що відповідає прийнятій технології ведення робіт.

Перевірочний розрахунок зусиль та реакцій механізованого кріплення виконується відповідно до умови, наведеної у джерелі [9], з метою підтвердження працездатності та надійності застосованого обладнання в заданих гірничо геологічних умовах:

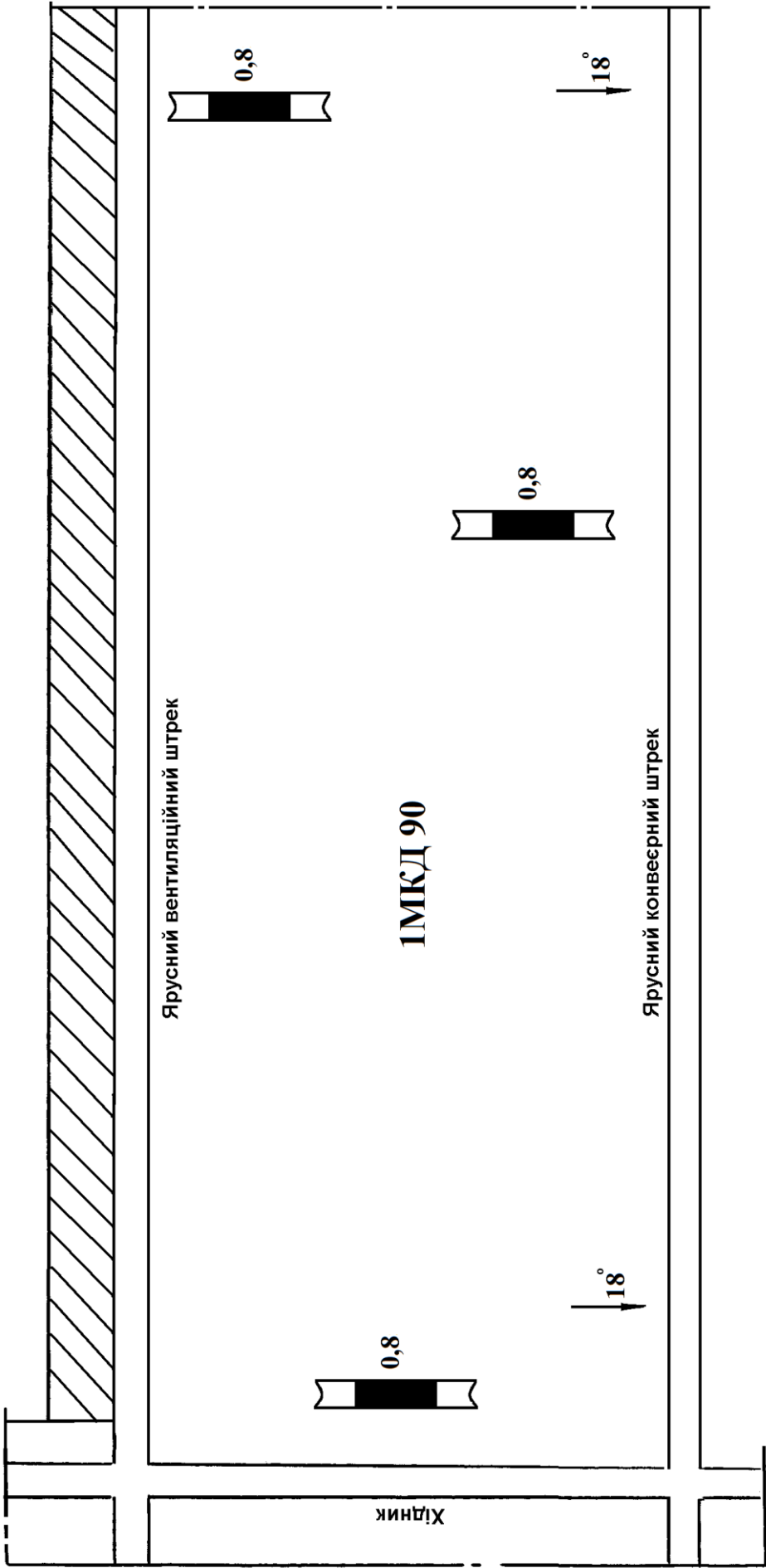


Рисунок 2.4 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

$$R = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i \cdot (L_n + L_k)^2 \cdot L_n}{2 \cdot [(L_n - b_2)^2 + L_n^2]} \leq 0,8R_t, \text{ МН/м}, \quad (2.31)$$

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

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

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

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

L_k – крок пересування кріплення, м;

b_2 – відстань між стійками в секції, м;

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

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

Зазначена умова виконується, тому для забезпечення ефективної та безпечної роботи очисного комплексу відсутня потреба у впровадженні додаткових заходів, спрямованих на розупрочнення покрівлі в зоні ведення робіт.

Кріплення брівки очисного вибою здійснюється із застосуванням металевих стояків типу СУГМ у поєднанні з дерев’яними верхняками відповідно до рекомендацій [9]. Така схема кріплення забезпечує необхідну стійкість порід у прилавній зоні та сприяє підвищенню рівня безпеки робіт.

Як кріплення посилення у відкотному штреку приймаються металеві стояки типу 17ГКУ30. Встановлення стояків виконується під кожен рамну конструкцію з дотриманням наступних відстаней: перед очисною лавою на протязі 30 м, а за лавою на ділянці довжиною 80 м, що дозволяє надійно підтримувати виробку в зоні впливу очисних робіт.

Головки забійного конвеєра виносяться за межі лави у прилеглі виробки та закріплюються на спеціально передбачених опорах кріплення сполучень, що забезпечує їх стійке положення та безперебійну роботу транспортної системи.

Монтажні та демонтажні роботи очисного комплексу виконуються відповідно до вимог нормативного документа [11]. Дані роботи здійснюються спеціалізованими ланками гірничомонтажників чисельністю по 6 осіб, що дозволяє дотримуватись необхідних темпів і вимог безпеки.

Розвантаження, розміщення та монтаж обладнання проводяться у визначеній технологічній послідовності. Спочатку монтується електричне та гідравлічне устаткування. Після цього встановлюються лінійні риштаки конвеєра разом з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним обладнанням. Далі виконують монтаж секцій механізованого кріплення з під’єднанням гідросистем. Наступним етапом є встановлення очисного комбайна. Завершальним етапом монтується приводні головки скребкового конвеєра.

Монтаж скребкового конвеєра здійснюється у такій послідовності. Із окремих відрізків ланцюга збирається нижня гілка, яка за допомогою лебідки розтягується по розрізу, після чого в кінцевій частині ланцюга встановлюються відкісні

стояки. Далі виконують стикування риштаків по 5 або 6 штук, кріплять до них тяговий канат лебідки і транспортують по розтягнутій нижній гілці ланцюга до місця встановлення верхнього приводу. Після монтажу чергової групи риштаків вантажний канат лебідки переміщується до наступної партії, і в такій послідовності монтується весь риштачний став. Після цього доставляється та встановлюється навісне обладнання і лемехи.

Монтаж секцій механізованого кріплення виконується за наступною схемою. Доставлені під розріз секції на ділянці сполучення розвертають консолями у напрямку переміщення. До секції приєднують вантажний та холостий канати лебідок, подається відповідний сигнал машиністу, після чого здійснюється транспортування секції до розрізу. Після доставки до місця установки виконують розворот секції за допомогою лебідки та обвідного блока, під'єднують гідравлічне обладнання і здійснюють розпір. У зазначеній послідовності монтуються всі інші секції механізованого кріплення.

Монтаж очисного комбайна КА 90 проводиться у конвеєрному штреку. Окремі складові частини комбайна доставляються до розрізу і за допомогою лебідки затягуються у спеціально підготовлену нішу, де здійснюється їх збирання.

Демонтаж очисного комплексу виконується у зворотному порядку відносно монтажу з дотриманням установлених вимог безпеки та технологічних інструкцій.

Схема монтажу обладнання та календарний графік організації робіт наведені на рисунках 2.5 і 2.6, де відображено послідовність і взаємозв'язок основних операцій.

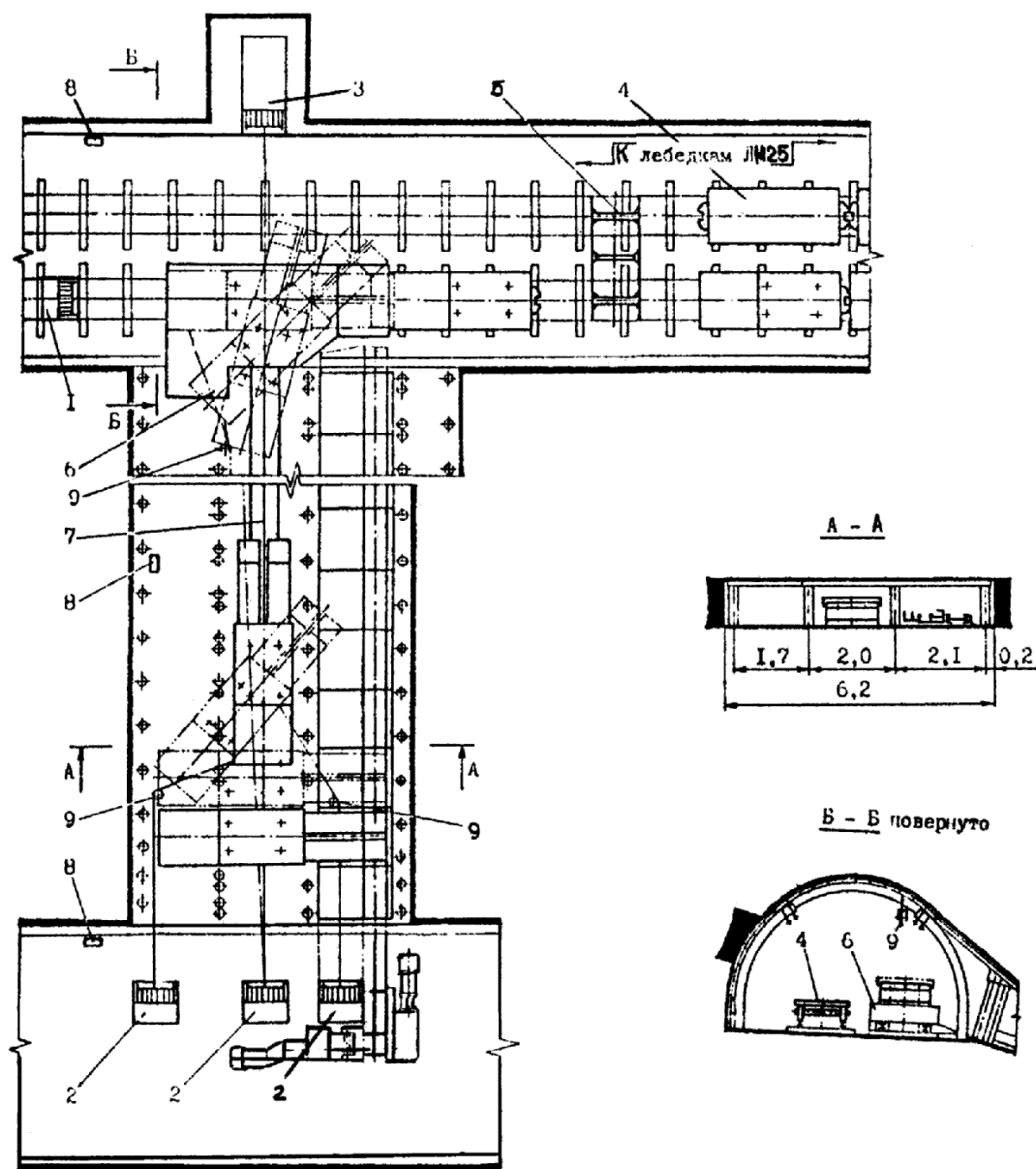
2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, наведений у підпункті 2.4.1.2, підтвердив, що механізоване кріплення типу 1КД 90 за наявних гірничо геологічних умов може використовуватися з достатнім рівнем надійності та ефективності. У зв'язку з цим впровадження спеціальних заходів з розупрочнення покрівлі не передбачається, оскільки потреби в них за прийнятих параметрів експлуатації немає.

З метою забезпечення безпечного ведення очисних робіт, а також для запобігання можливим завалам лави і виникненню повітряних ударів під час першого осідання покрівлі, яка зависає на значній площі після відходу лави від розрізного просіку, передбачається виконання комплексу спеціальних організаційно технічних заходів відповідно до рекомендацій [7].

Зокрема, перед очисною лавою на відстані до 40 м здійснюється обтягування гайок на скріплюючих скобах аркового кріплення з метою підвищення його жорсткості. У місцях, де внаслідок зростання гірничого тиску були пошкоджені або зруйновані елементи кріплення, виконується встановлення нових скріплюючих скоб і міжрамних стяжок. У зоні дії опорного гірського тиску перед лавою на відстані 40 м проводиться заміна деформованих ремонтин на справні елементи.

Для підвищення несучої здатності секцій механізованого кріплення виконується переналаштування маслостанції СНТ 32 на підвищений тиск емульсії. Одночасно забезпечується наявність необхідного резерву емульсії для безперебійної роботи гідросистеми механізованого кріплення 1КД 90.



- 1 – лебідка ЛПКВ
- 2 – лебідка ЛМ 25
- 3 – лебідка ЗЛП
- 4 – платформа ПТК
- 5 – платформа переكاتна ППР
- 6 – полок монтажний
- 7 – дорога направляюча
- 8 – апаратура сигналізації та зв'язку АПКМ
- 9 – блоки вантажний та обвідний

Рисунок 2.5 – Схема монтажу комплексу 1МКД 90 з застосуванням лебідок

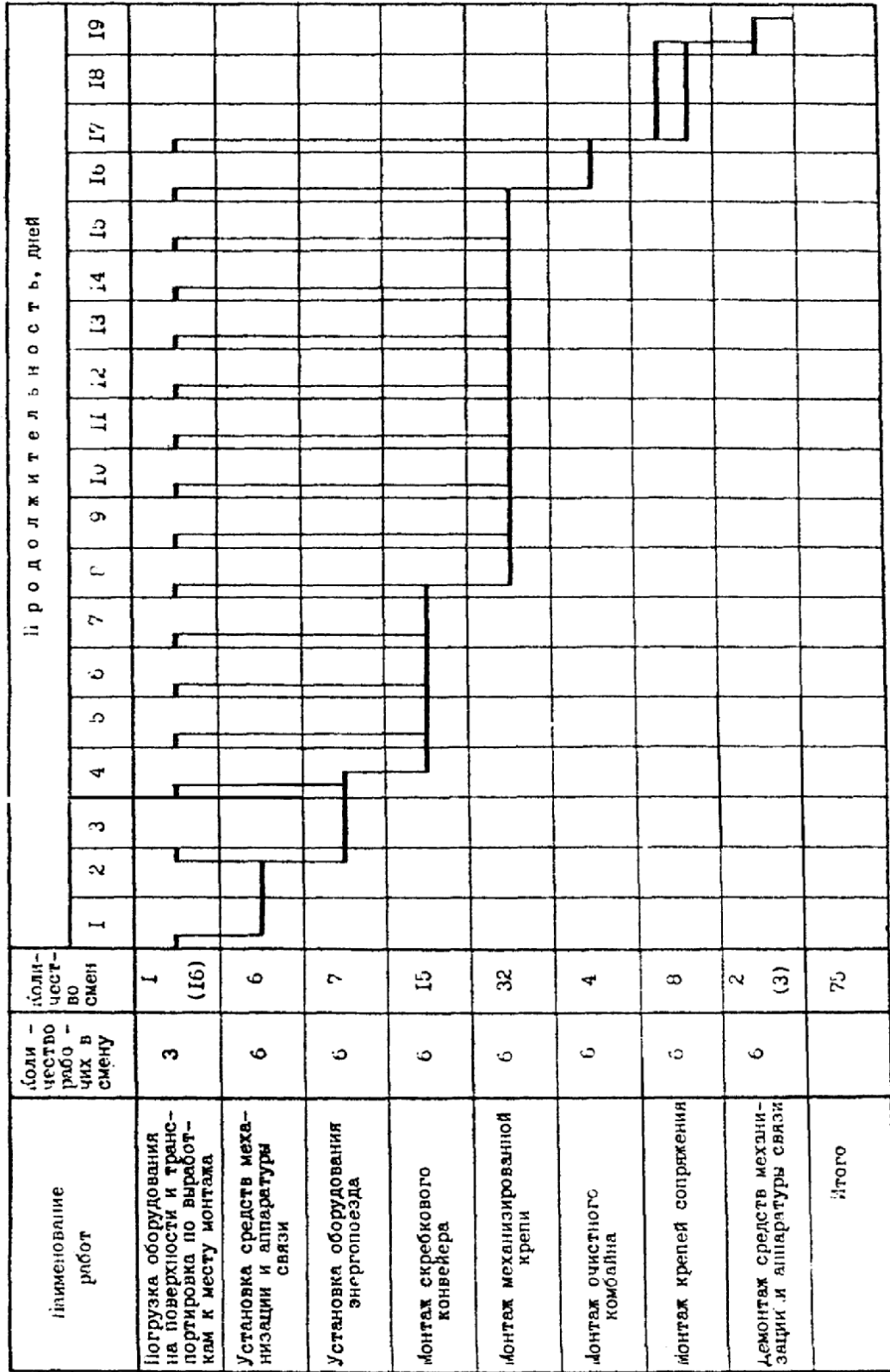


Рисунок 2.6 – График организации работ при монтаже комплекса

Пересування секцій кріплення здійснюється безпосередньо слідом за комбайном з допустимим відставанням не більше 0,2-0,3 м, що дозволяє своєчасно підтримувати покрівлю. При цьому переміщення секцій виконується з попереднім підпором верхніх перекриттів без їх відриву від покрівлі пласта, що зменшує ризик її раптового обвалення.

Крім того, передбачається створення необхідного запасу лісових матеріалів для можливого посилення кріплення. Для цього заготовлюються дерев'яні стійки довжиною 3,7 м та діаметром 0,18-0,20 м, які можуть бути оперативно використані у разі ускладнення гірничо-технічних умов.

Визначимо ступінь підняття порід підпошки в штреках [7]:

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

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

H – глибина розробки, м;

σ_{π} – міцність порід підпошки, МПа;

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

Визначимо ступінь підняття порід підпошки в квершлагах [7]:

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

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

На основі зіставлення розрахованого коефіцієнта, що характеризує ступінь підняття підпошки в укланах, із нормативним табличним значенням даного коефіцієнта, наведеним у джерелі [9], можна дійти висновку про недостатню ефективність прийнятого способу охорони виробок. Отримані результати свідчать про те, що допустимий рівень підняття підпошки не забезпечується, оскільки фактичне значення коефіцієнта становить $k = 32,5$, що суттєво перевищує гранично допустиме табличне значення $k_t = 14$.

У зв'язку з цим для зменшення деформацій та боротьби з підняттям підпошки доцільно застосувати інший технічний захід. Як основний спосіб протидії даному негативному явищу приймається виконання розвантажувальних щілин у підпошві виробки, що дозволяє знизити напружений стан порід і обмежити їх підйом.

Технологія виконання розвантажувальних щілин передбачає такі основні параметри. Глибина кожної щілини становить 1,8 м, що забезпечує необхідний ефект розвантаження. По ширині виробки щілини прорізаються у два ряди, що сприяє рівномірному зниженню напружень у масиві. Відстань між окремими рядами щілин приймається рівною 2 м, що відповідає прийнятим технологічним та безпечовим вимогам і забезпечує ефективність застосованого методу.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

Для забезпечення ефективного використання видобувного обладнання та раціональної організації виробничих процесів у межах очисної лави приймається чотиризмінний режим роботи протягом доби. При цьому перша зміна має ремонтно-підготовчий характер і призначена для виконання огляду, обслуговування та підготовки устаткування до роботи, тоді як три наступні зміни безпосередньо орієнтовані на видобуток вугілля. Тривалість однієї робочої зміни становить 6 годин, що відповідає встановленим нормам. Тижневий режим роботи дільниці передбачає шестиденний робочий тиждень, що дозволяє забезпечити стабільний рівень виробництва.

Організація праці гірничих робітників здійснюється у формі добової комплексної бригади, до складу якої входять машиністи гірничих виїмкових машин, гірничі робітники очисного вибою, а також електрослюсарі. Для підвищення ефективності управління процесами та чіткого розподілу обов'язків бригада поділяється на окремі ланки.

Форма організації робіт безпосередньо в очисному вибої приймається поточною, що відповідає принципам максимальної інтенсифікації виробництва, скорочення простоїв та забезпечення безперервності технологічного процесу.

Місячний план видобутку вугілля по дільниці встановлюється з урахуванням прийнятого режиму роботи, технічних можливостей устаткування та організаційних умов ведення очисних робіт і визначає обсяги видобутку на плановий період:

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

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;

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

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

Виїмка вугілля комбайном:

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

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

m – потужність пласта, м;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт видобутку вугілля;

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

Зведення органних рядів:

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

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;

$$Q_{л.п} = 1,0 \cdot 0,8 \cdot 0,8 = 1,6 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.6 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

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

де T_t – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

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

Таблиця 2.6 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудоміс- ткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунту- вання ЕНВ-06
		за збірником	коеф.	встановлена					
Виїмка вугілля комплексом, т	6,9	508	1,2	610	140				т 3, 17 в
МГВМ 6р.						0,38	1205,50	458,09	
ГРОВ 5р.						2,02	1186,48	2396,69	
Зведення органних рядів, ст.		85		85	5,3	0,10	1186,48	118,65	т 65, 5 а
Викладення дерев'яних кострів, шт.		22,6	0,9	20,3	0,15	0,02	1186,48	23,73	т 67, 2 б
Зведення литої смуги, м ³		1,13		1,13	0,3	0,88	1186,48	1044,10	т 69, 3 в
Разом						3,4		4041,26	

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

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

$$K_{ц} = \frac{447}{290} = 1,57;$$

$$T_k = \frac{8,95}{1,57} = 5,7 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

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

$$T_m = \frac{1}{1,57} = 0,63 \text{ чол.-змін.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

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

$$T_{ГРОВ} = 5,7 - 0,63 = 5,07 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

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

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

$$N_k = \frac{290}{7,18} = 40,4 \text{ т/чол.-змін.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{1472,85}{290} = 5,09 \text{ грн/т.}$$

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

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

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

$$N_{\text{я}} = \frac{860}{40,4 \cdot 1,2} = 36 \text{ чол.}$$

Кількість робітників, задіяних у технічному обслуговуванні та ремонті обладнання очисного вибою в межах ремонтно підготовчої зміни, визначається відповідно до вимог і нормативів, наведених у джерелі [11]. Розрахунок чисельності персоналу виконується поетапно з урахуванням типу застосованого комплексу та обсягів планового видобутку.

Для очисного комплексу 1МКД 90 за умови планового добового видобутку вугілля на рівні 860 т нормативна таблична норма часу становить 49,4 людино годин, що відповідає даним таблиці 1, пункту 1 д. Дане значення характеризує загальні витрати робочого часу на виконання регламентних і ремонтних операцій.

З метою уточнення нормативів у розрахунок вводяться поправочні коефіцієнти, які враховують конкретні гірничо геологічні умови. Зокрема, з урахуванням ступеня стійкості бічних порід застосовується коефіцієнт 0,85, що зменшує вихідну табличну норму часу.

Після урахування вказаного коефіцієнта скоригована таблична норма часу становить 42,0 людино годин. Це значення приймається як розрахункова трудомісткість усіх робіт з технічного обслуговування і ремонту обладнання в ремонтно підготовчу зміну.

Трудомісткість робіт, що виконуються машиністом гірничої виїмкової машини 6 розряду, становить 6 людино годин, що відповідає одній людино зміні. Решта обсягу робіт припадає на гірничих робітників очисного вибою 5 розряду і складає 42 мінус 6, тобто 36 людино годин, що еквівалентно 6 людино змінам.

Чисельність електрослюсарів, необхідних для обслуговування обладнання на дільниці, визначається відповідно до нормативів [11]. Для цього попередньо встановлюється ремонтна складність усього устаткування, яка визначається за даними таблиці 2.7. На підставі отриманих значень розраховується нормативна явочна чисельність електрослюсарів, необхідна для забезпечення безперебійної роботи очисного комплексу.

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

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

Таблиця 2.7 – 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	КА 90	1	2232	2232	ЕНЧ-1995	
Мехкріплення	1КД 90	150	18,4	2760		
Конвеєр скребковий	СПЦ 162	1	1889	1889		
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342		
Перевантажувач	ПТК 3У	1	1183	1183		
Коефіцієнти				1,1		
Усього				9247		
в інших виробках						
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	2915	2915		
Насосна станція	СНТ-32	2	1079	1079		
Лебідка	ЛВД-34	3	189	189		
Трубопровід, км		1,5	150	225		
Дорога на підошві	ДКН 4-2	1	995	995		
Усього				5403		
Разом				14650		

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 електрослюсарами ділянки, $K_3 = 1,3$;

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

$$N_{\text{ч}} = 17307 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,6 \text{ чол.} - \text{змін.}$$

Для виконання подальших техніко економічних та організаційних розрахунків приймаємо наступну чисельність працівників у ремонтно підготовчу зміну. Кількість гірничих робітників очисного вибою становить 7 осіб, що забезпечує своєчасне та якісне виконання робіт з обслуговування і підготовки устаткування. Чисельність електрослюсарів також приймається рівною 7 особам, що є достатнім для проведення необхідних електротехнічних та ремонтних операцій у встановлені строки.

Прийнята явочна чисельність персоналу використовується як вихідна величина для визначення облікового складу працівників дільниці, який розраховується з урахуванням режиму роботи, кількості змін та встановлених коефіцієнтів переведення явочного складу в обліковий.

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

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

$$Ч_{об} = 36 \cdot 1,92 = 69 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 6 \cdot 1,92 = 11 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 7 \cdot 1,417 = 10 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних працівників визначається відповідно до затвердженої структури організації роботи дільниці. До складу персоналу входять: начальник дільниці – 1 особа, заступник начальника – 1 особа, помічник начальника – 1 особа, механік дільниці – 1 особа, а також гірничі майстри в кількості 6 осіб. Така структура забезпечує ефективне управління виробничими процесами, координацію робіт і контроль за дотриманням технологічних та безпекових норм у роботі дільниці.

Розрахунок фонду оплати праці та собівартості видобутого вугілля виконується на персональному комп'ютері із застосуванням спеціальної програми (див. листинг 2.4). Використання програмного забезпечення дозволяє підвищити точність розрахунків, оперативно коригувати дані при зміні параметрів виробництва та отримувати обґрунтовані показники витрат на оплату праці та загальну собівартість вугілля.

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	14000	37	4,58	64120
Ремонтні роботи та обслуговування машин/механізмів				
МГВМ 6 розряду		5	1205,50	132605
ГРОВ 5 розряду		7	1086,48	167318
Деж. ел. сл. 5 р.		8	949,24	167066
Деж. ел. сл. 4 р.		3	884,72	58392
Оплата непередбачених робіт				641
Итого рабочих:		60		590142
ІТР				
Начальник ділянки		1	25408	25408
Зам. нач. ділянки		1	23181	23181
Пом. нач. ділянки		1	21067	21067
Механік ділянки		1	23181	23181
Горний майстер		6	20640	123840
Итого ІТР:		10		216677
Усього по ділянці прямої заробітної платні:				8068189

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	-	295071	грн.
	Повременщикам	-	12824	грн.
	ІТР	-	59014	грн.
	Усього	-	366909	грн.

Доплата за керівництво бригадою:	6027,5	грн.
Доплата за пересування до міста роботи і обратно:	403409	грн.
Усього фонд оплати по ділянці:	7382405	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	18234
Зубки	шт	25	208,00	72800
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:				18449
Усього витрат на матеріали:				6088038

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	7382405	527,31	27
Відрахування на заробітну платню	3654290	261,02	13
Матеріали	6088038	434,86	22
Амортизація	10596037	756,86	38
Усього	27720770	1980,06	

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення конвеєрного штрека пласта І₆

Відповідно до рекомендацій, наведених у джерелах [12, 13], за наявних гірничо-геологічних умов та з урахуванням виробничо-технічних особливостей проведення робіт найбільш доцільним є використання вузького очисного вибою. Такий спосіб дозволяє зменшити трудомісткість виконання робіт, підвищити стійкість виробки та, як наслідок, скоротити витрати на підтримання її безпечного стану, що підтверджується даними [14].

Зважаючи на те, що коефіцієнт міцності порід, що підлягають розробці, не перевищує 6 за шкалою професора Протод'яконова М.М., для ведення очисних робіт приймається комбайновий спосіб. Для механізації процесу вибору вугілля використовується комбайн типу П 110, який забезпечує необхідну продуктивність та ефективність видобутку.

Відбиту гірську масу передбачається перевантажувати на підвісний стрічковий перевантажувач УПЛ-2М, а далі транспортувати стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У, що забезпечує безперервний процес транспортування матеріалу з очисного вибою до технологічної дільниці.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися за допомогою вагонеток ВД-3,3-900 та платформ шахтних ПТО 900-20. Для обслуговування виробки передбачено одноколійний рейковий шлях із шириною колії 900 мм. Використовуються рейки типу Р-33, змонтовані на дерев'яних шпалах, що відповідає прийнятим нормам і рекомендаціям [14].

Виходячи з прийнятої технологічної схеми ведення робіт, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими виробками (див. п. 2.3.1.4) та рекомендацій [15], приймаємо місячне посування підготовчого вибою на рівні $V = 180$ м. З цього показника визначається добове посування очисного вибою, що є вихідним параметром для планування робіт та організації безперервного процесу видобутку:

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

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

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

Проведемо аналіз та обґрунтування вибору форми поперечного перерізу виробки, а також визначимо тип кріплення, який доцільно застосовувати у даних гірничо-геологічних умовах. У вугільній промисловості аркова форма поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням зазвичай використовується при проведенні виробок у породах міцністю $f = 3-9$ за шкалою проф. Протод'яконова М.М. Цей тип кріплення ефективний у зонах, де встановився гірський тиск, а також у районах впливу очисних робіт за умови відсутності порід у підошві, що можуть підніматися, що забезпечує необхідну стійкість виробки та безпеку ведення робіт [12].

Враховуючи, що у конкретних гірничо-геологічних умовах міцність порід становить $f = 6$, доцільно прийняти аркову форму поперечного перерізу у поєднанні з металевим рамним кріпленням. Такий вибір дозволяє забезпечити надійну стійкість виробки, зменшити деформації порід і оптимізувати витрати на її підтримання у стабільному стані протягом всього періоду експлуатації.

Для подальшого визначення площі поперечного перерізу виробки необхідно встановити мінімальну ширину виробки на рівні пересувного составу. Це забезпечить можливість безпечного та ефективного проходження транспортних засобів, маневрування техніки та безперешкодне виконання технологічних операцій, пов'язаних із видобутком і транспортуванням вугілля. Отримані параметри будуть вихідними для розрахунків стійкості виробки та планування кріпильних робіт:

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

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

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

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

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

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

h – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо радіус дуги стойки:

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

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

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

h_0 – довжина прямої частини стійки, м;

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

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

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

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);

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

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

Радіус дуги верхняка:

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

де β_0 – центральний кут дуги стойки, град;

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

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

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

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

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

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

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

Ширина виробки у світлі на рівні ґрунту:

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

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

Висота виробки у світлі від рівня ґрунту:

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

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

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

Площа поперечного перетину виробки у світлі до і після осідання:

$$S_{\text{св}}^1 = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_o - h_6) - c_1^2, \text{ м}^2; \quad (2.42)$$

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

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

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

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

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

де P – периметр виробки у світлі, м²;

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + r \cdot (h_c - h_6) + B_1, \text{ м}, \quad (2.45)$$

де R – радіус дуги стояка, м;

r – радіус дуги верхняка, м;

h_c – довжина прямої частини стояка, м;

h_b – товщина баласту, м;

$h_{сп}$ – висота профілю, м;

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

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

Δh – вертикальне зміщення порід покрівлі, м;

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

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

Відповідно до нормативних типових перетинів виробок, наведених у джерелі [15], приймаємо площу поперечного перерізу виробки у світлі до осадки рівною $12,5 \text{ м}^2$. За цих параметрів ширина виробки становить $4,75$ м, що забезпечує необхідний простір для проходження технологічного устаткування та транспортних засобів, а також для безпечного виконання робіт персоналом.

Далі необхідно провести перевірку прийнятого поперечного перерізу виробки з урахуванням допустимої швидкості руху повітря. Ця перевірка дозволяє оцінити відповідність параметрів виробки вимогам вентиляції, забезпечити необхідний повітряний обмін та уникнути надмірного прискорення або уповільнення повітряного потоку, що впливає на безпеку і ефективність роботи в шахтних умовах. Результати цієї перевірки стануть основою для підтвердження правильності обраної площі перерізу та, при необхідності, внесення коригувань у проектні параметри виробки:

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

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

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

Відповідно до вимог Правил безпеки [1], швидкість руху повітря в дільничних виробках не повинна перевищувати 6 м/с . Оскільки розрахункова швидкість руху повітря становить $V = 3,2 \text{ м/с}$, вона повністю відповідає встановленим нормативним вимогам і не перевищує допустимих значень, що гарантує безпечні умови роботи персоналу в виробці.

Вибір типу кріплення здійснюється відповідно до інструкції [17], яка регламентує порядок визначення необхідних конструкцій для підтримання покрівлі виробки залежно від гірничо-геологічних умов та навантажень.

Для визначення оптимального варіанту основного кріплення необхідно попередньо оцінити величину зміщення порід покрівлі. Це дозволяє встановити

параметри кріпильних елементів, забезпечити стійкість виробки та мінімізувати ризики обвалів, що особливо важливо в умовах, коли покрівля піддається значним гірничим напруженням. Результати цього розрахунку стануть основою для обґрунтованого вибору типу і параметрів кріплення виробки:

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

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

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

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

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k_s^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;

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

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

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

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

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;

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

Щільність встановлення основного кріплення:

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

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

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

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

Приймаємо 1 раму/м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

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

де m – виймальна потужність пласту, мм;

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

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

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

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

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

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

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

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

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

Встановлюємо одну стійку посилення під кожну раму основного кріплення.

Тип кріплення по податливості:

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

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

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

Остаточно для підтримання виробки приймаємо металеве податливе арочне кріплення п'ятиланкової конструкції КМП-А5 зі спеціальним профілем СВП-22 та податливістю 800 мм. Для забезпечення додаткової стійкості покрівлі та підвищення надійності кріплення передбачено встановлення гідравлічних стійок типу 17ГКУ 30 під кожну раму основного кріплення. Такий комплекс кріплення дозволяє забезпечити безпечні умови роботи та знизити ризик деформацій покрівлі в зоні проведення очисних робіт.

Протяжність ділянок, на яких передбачено встановлення кріплення посилення, визначається наступним чином: 11 – ділянка кріплення попереду першого вибою становить 30 м; 12 – ділянка кріплення позаду першого вибою дорівнює 65 м; 13 – ділянка кріплення попереду другого вибою становить 40 м. Така конфігурація забезпечує необхідну підтримку порід покрівлі на всіх ключових ділянках виробки та дозволяє оптимізувати процес монтажу і експлуатації кріплення.

Розрахунок комплексної виробки та визначення розцінок на виконання робіт проводиться відповідно до методичних рекомендацій, наведених у джерелі [18], та заноситься у відповідну таблицю 2.8. Ці дані слугують основою для планування ресурсів, визначення трудомісткості та обсягу робіт.

Об'єм робіт розраховується на підставі норми проведення виробки комбайном, що включає всі операції з проходки, кріплення та транспортування відбитої гірської маси. Отримані показники використовуються для подальшого планування виробничих процесів та забезпечення безперервного функціонування очисного вибою:

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

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

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

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

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

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

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

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

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

Таблиця 2.8 – 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	0,45	0,86	0,39	2	2,54	5,08		2547,47	табл. 6, п. 68 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					2	0,77	1,54	1205,5	853,07	
прохідник V розряду					2	1,77	3,54	1186,4	1654,40	

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

Трудомісткість на зміну:

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

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виїмальних машин VI розряду:

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

$$T_{MГВМ} = \frac{1}{1,3} = 0,77 \text{ чол.} - \text{зм};$$

б) прохідник V розряду:

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

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

Для організації робіт у виробці приймаємо явочну чисельність працівників у межах однієї зміни. Зокрема, машиніст гірничої виїмкової машини шостого розряду передбачається в кількості 1 особи, а прохідники п'ятого розряду – 3 особи. Кількість персоналу, задіяного у технічному обслуговуванні та ремонті обладнання в межах ремонтно-підготовчої зміни, визначається згідно з нормативами, наведеними у джерелі [11], і представлена у таблиці 2.9.

На підставі цих даних остаточно приймається явочна чисельність робітників на добу, що забезпечує безперебійне виконання всіх технологічних операцій. Таким чином, машиністи гірничої виїмкової машини шостого розряду працюють у кількості 4 осіб, прохідники п'ятого розряду – 9 осіб, а слюсарі для обслуговування устаткування – 4 особи. Такий розподіл персоналу гарантує своєчасне проведення ремонтних, підготовчих та видобувних робіт, а також ефективну взаємодію між різними ланками бригади.

Отримані показники слугують вихідними для визначення облікового складу працівників дільниці. Обліковий склад формується з урахуванням кількості змін, розподілу робітників по професійних категоріях та режиму роботи, що дозволяє

забезпечити раціональне планування трудових ресурсів та контроль за виконанням виробничого плану.

Таблиця 2.9 – 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	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

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

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

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність інженерно-технічного персоналу визначається відповідно до затвердженої структури організації роботи ділянки. До складу інженерно-технічних працівників включаються: начальник дільниці – 1 особа, заступник начальника – 1 особа, помічник начальника – 1 особа, механік дільниці – 1 особа, а також гірничі майстри у кількості 6 осіб. Така структура забезпечує ефективне керівництво робочими процесами на дільниці, координацію робіт різних ланок та контроль за дотриманням технологічних і безпекових вимог у ході виконання виробничих завдань. Наявність достатньої кількості кваліфікованих фахівців дозволяє організувати роботу таким чином, щоб забезпечити безперервність технологічних процесів та оперативне реагування на зміни в умовах гірничо-геологічного середовища.

Розробка графіка організації робіт здійснюється відповідно до методичних рекомендацій, наведених у джерелі [19]. Для складання лінійного графіка організації процесу комбайнового видобутку вугілля виконуються поопераційні розрахунки трудомісткості та тривалості кожної технологічної операції. Крім того, визначається час простоїв та резерви, які враховуються на графіку для забезпечення безперебійного виконання робіт. Результати проведених розрахунків узагальнюються та представляються у вигляді таблиці 2.10, що дозволяє наочно відобразити послідовність виконання операцій, їх тривалість та взаємозв'язок між окремими етапами виробничого процесу.

Паралельно виконується розрахунок собівартості проведення одного метра виробки, що включає витрати на оплату праці, матеріали, експлуатацію обладнання та інші технологічно обґрунтовані витрати. Для визначення додаткових витрат, пов'язаних із роботою у нічний час, проводиться окремий розрахунок суми доплат, який оформлюється у таблиці 2.11. Ці дані використовуються для формування повної собівартості виробничого циклу та планування фінансових витрат дільниці.

Таблиця 2.11 – 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	432,00	8	200	55,59	1118,00
2	Прохідник	413,58	40	800	54,81	4810,00
3	Пом. нач. ділянки	7067	6	125	45,56	1205,00
4	Гірничий майстер	7640	8	200	45,08	1016,00
5	Усього					7383,00

Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 2.12
Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Розрахунок вартості матеріалів

№ п/п	Матеріал	Од. вим	Норма витрат на 1м	Обсяг на місяць	Витрати матеріалів в місяць	Ціна за одиницю, грн	Вартість матеріалів за місяць
1	Кріплення КМП-А5	компл.	1,0	180	150	3200,00	480000,0
2	Затяжка	м ³	0,23		51,75	985,00	50973,75
3	Вент труба	м	1		150	800,00	120000,0
4	Рейки Р 33	т	0,048		7,2	6000,0	43200,0
5	Шпали дерев'яні	м ³	0,064		14,4	880,00	12672,0
6	Усього						706845,8

Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань робимо в табл. 2.14.

Таблиця 2.10 – 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				495	2486			

Таблиця 2.12 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

Професія робітника (посада)	Од. вимір	Обсяг робіт						Чисельність робіт- ників на роботі					За списком	Розці- нка, 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	150	6	0	2	2	2	4	1	1	1	1	8	405,50	14097,0	3020,50	4810,0	6121,5	21670,50
Прохідник 5р								9	0	3	3	3	17	386,48	5544,0	1396,20	0	735,62	7675,82
Електрослюсар 5р								4	4	0	0	0	7	339,06	5094,0	1123,23	902,0	389,56	6748,79
Начальник ділянки								1	0	1	0	0	1	7408,00	3408,00	256,40	0	49,80	1206,20
Зам. нач. ділянки								1	1	0	0	0	1	7181,00	3181,00	242,30	0	49,80	1172,10
Пом. нач. ділянки								1	0	0	1	0	1	7067,00	3067,00	229,50	655,0	49,80	1226,55
Механік ділянки								1	1	0	0	0	1	7181,00	3181,00	235,10	0	49,80	1144,90
Гірничий майстер								5	2	1	1	1	6	6640,00	15120,0	1693,56	1016,0	498,56	7866,62
Оплата непередбачених робіт																			295,60
Усього								29	9	7	7	6	42		45900,0	8196,79	7383,0	7944,5	251598,5

Таблиця 2.14 – 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	1950000,0	142500,00	1092500,0	20	362850,00
2	2Л100У	1	290400,00	43560,00	333960,00	20	41679,20
3	ВМП	1	11664,00	1749,60	13413,60	20	4268,27
4	ЛВД 34	1	9600,00	1440,00	11040,00	20	2205,00
5	КТПВ	1	120800,00	18120,00	138920,00	20	22105,50
6	ПВИ 250БТ	5	40290,00	6043,50	46333,50	20	906,17
7	АВ 400ДО	2	8040,00	2412,00	18492,00	20	364,15
8	Усього						359845,2

Калькуляцію собівартості 1 м 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	Уд. вага, %
1	Витрати на оплату праці	251598,5	180	66577,32	17
2	Відрахування на соц. міри (49,5%)	124541,26	180	38530,27	8
3	Допоміжні матеріали	706845,8	180	192212,30	49
4	Амортизація	359845,2	180	92398,97	26
5	Усього			239521,46	100

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

Доставка видобутого вугілля по лаві пласта №6 здійснюється за допомогою скребкового конвеєра СПЦ 162-09, який є складовою частиною комплексу 1МКД 90. Використання цього конвеєра забезпечує безперервне транспортування вугілля від очисного вибою до місць подальшого відвантаження та зменшує витрати часу на ручне переміщення матеріалу, що підвищує загальну продуктивність лави та ефективність роботи комплексу.

Для планування роботи конвеєра та оцінки пропускної здатності системи необхідно визначити розрахунковий вантажопотік. Цей показник визначається згідно з методичними рекомендаціями, наведеними у джерелі [19], з урахуванням добового обсягу видобутку, швидкості роботи конвеєра, його довжини та профілю виробки. Розрахунковий вантажопотік дозволяє обґрунтувати необхідну продуктивність обладнання, оптимізувати графік роботи та забезпечити безперебійне транспортування вугілля в межах очисного вибою, що є ключовим елементом технологічного процесу.

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.66)$$

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

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

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

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

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

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.67)$$

Тут Q_t позначає теоретичну продуктивність конвеєра в тоннах на годину. Для вибору відповідного стрічкового конвеєра користуємося графіками застосовності, наведеними в джерелі [19]. Для заданих умов оптимальним варіантом виявляється конвеєр 2ЛТ 100У. Він задовольняє вимоги, оскільки при його довжині $L = 1550$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ розрахункова продуктивність $Q_p = 122$ т/год менша за теоретичну $Q_t = 450$ т/год, що гарантує можливість безперебійної роботи обладнання. Графічне представлення застосовності конвеєра наведено на рисунку 2.8.

Для забезпечення перевантаження відбитої гірської маси з забійного

конвеєра СПЦ 162-09 на стрічковий конвеєр 2ЛТ 100У передбачається використання скребкового перевантажувача ПТК 3У. Цей перевантажувач є складовою частиною механізованого комплексу 1МКД 90 [2] і забезпечує безперервну подачу матеріалу від очисного вибою до транспортної системи, що підвищує ефективність роботи комплексу та знижує простой устаткування.

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

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

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

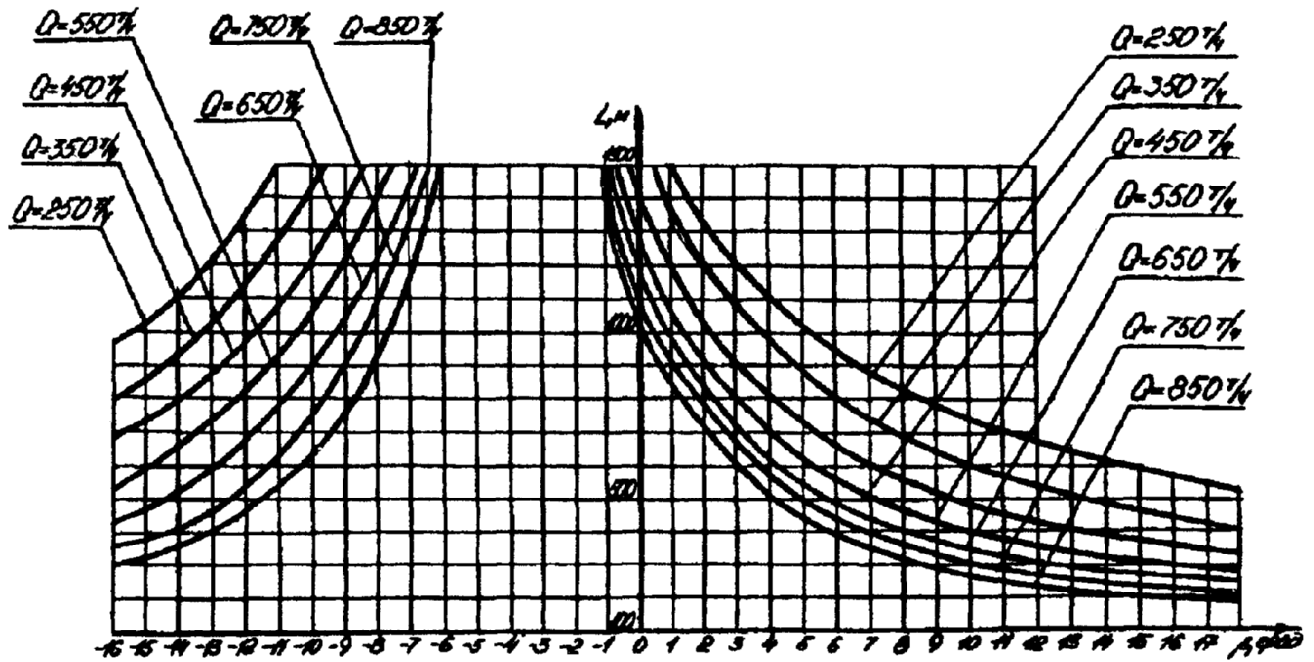


Рисунок 2.8 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці

Розробка здійснюється на пласті ℓ_6 , при цьому спосіб підготовки пласта передбачає панельну схему. Система розробки вибрана стовпова з відробкою виймальних стовпів уздовж простягання пласта та організацією зворотноточного провітрювання. У межах однієї панелі передбачено наявність двох лав і двох підготовчих виробок, що забезпечує необхідний технологічний фронт та рівномірний розподіл навантаження на очисні дільниці.

Для механізації очисних робіт застосовується комплекс 1МКД 90, який дозволяє вести видобуток з продуктивністю до 860 тонн на добу. Проведення виробок здійснюється комбайновим способом, що забезпечує безперервність процесу та підвищує ефективність роботи лави.

Виходячи з цих умов та з урахуванням рекомендацій, наведених у джерелі [22], приймається схема провітрювання виймальних дільниць типу 1-М-Н-в-вт. Така схема дозволяє забезпечити необхідний повітряний обмін у виробках, підтримувати безпечні умови праці для персоналу та ефективно видаляти продукти згоряння і пил із зони ведення очисних робіт. Організація провітрювання відповідно до цієї схеми є важливим елементом комплексного підходу до планування та управління виробничим процесом на вугільній шахті.

2.4.4.2 Розрахунок відносної метанообільності виймальної дільниці і очисного вибою пл. ℓ_6

Відносна метанообільність виймальної дільниці:

$$q_{\text{дйл}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.68)$$

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, $\text{м}^3/\text{доб}$;

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}} + k_{\text{е.п}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.69)$$

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

X_0 – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., $\text{м}^3/\text{т}$;

$$X_0 = X_{\text{о.г}} \cdot k_{\text{WA}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.70)$$

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

$$X_{\text{о.г}} = 18,3 \cdot (V^{\text{daf}})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (2.71)$$

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

$$X_{o,r} = 18,3 \cdot 6,5^{-0,6} = 6 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

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

$$k_{WA} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (2.72)$$

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

$$k_{WA} = \frac{100 - 5,4 - 20,3}{100} = 0,75;$$

$$X_o = 6 \cdot 0,75 = 4,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

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

$$X = X_r \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.73)$$

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

$$X = 13 \cdot 0,75 = 9,8 \text{ м}^3/\text{т};$$

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

$$q_{o,\Pi} = 0,85 \cdot X \cdot k_{\Pi\Pi} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.74)$$

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

$$k_{\Pi\Pi} = \frac{l_{\text{оч}} - 2 \cdot b_{\text{з.д}}}{l_{\text{оч}}}, \quad (2.75)$$

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

$$k_{\Pi\Pi} = \frac{200 - 2 \cdot 8}{200} = 0,92;$$

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

$$n = a_1 \cdot V_{\text{оч}} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{\text{daf}}), \quad (2.76)$$

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

$$n = 1,435 \cdot 1,6 \cdot \exp(-0,001 \cdot 520 + (-0,051) \cdot 6,5) = 1,75;$$

$q_{o,y}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля, m^3/t ;

$$q_{o,y} = q_{o,y}^l + q_{o,y}^ll, m^3/t, \quad (2.77)$$

де $q_{o,y}^l, q_{o,y}^ll$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в штреку відповідно, m^3/t ;

$$q_{o,y}^l = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{т,y} + b_3 \cdot k_{т,y}^l), m^3/t; \quad (2.78)$$

$$q_{o,y}^ll = X \cdot k_{пл} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k_{т,y}^ll, m^3/t; \quad (2.79)$$

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

$k_{т,y}, k_{т,y}^l, k_{т,y}^ll$ – 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.;

$$k_{т,y} = a \cdot T_{т,л}^b; \quad (2.80)$$

$$k_{т,y}^l = a \cdot T_{т,п,л}^b; \quad (2.81)$$

$$k_{т,y}^ll = a \cdot T_{т,к}^b - a \cdot T_{т,л}^b; \quad (2.82)$$

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

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

$$T_{т,л} = \frac{l_{оч}}{60 \cdot V_{к,л}}, \text{ хв}, \quad (2.83)$$

де $V_{к,л}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, m/s ;

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

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

$$T_{т,к} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} l_{ti}}{60 \cdot V_{ti}}, \text{ хв}, \quad (2.84)$$

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} , м/с;

$$T_{т.к} = \frac{1500}{60 \cdot 3} = 8,3 \text{ хв};$$

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

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

$$k_{т.у}^l = 0;$$

$$k_{т.у}^{ll} = 0,118 \cdot 8,3^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,07;$$

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot 9,8 \cdot 0,92 \cdot \exp(-1,75) = 1,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^l = 9,8 \cdot 0,92 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,75)] \cdot (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^{ll} = 9,8 \cdot 0,92 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,75)] \cdot 1 \cdot 0,07 = 0,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у} = 0,9 + 0,5 = 1,4 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{пл} = 1,3 + 1,4 + 0,03 \cdot (9,8 - 4,5) = 2,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \Sigma q_{сп.п} + \Sigma q_{сп.н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.85)$$

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

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_b} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot (1 - \frac{M_{сп}}{M_p}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.86)$$

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

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

$X_{о.i}$ – природна метаносність i -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:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{у.к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (2.87)$$

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

$k_{у.к}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею;

$k_{л}$ – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження;

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (2.88)$$

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

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 2,5) = 1,8;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 1,7 \cdot \sqrt{0,85} \cdot (\cos 14 + 0,05 \cdot 1,7) = 435 \text{ м}.$$

Пласт ℓ_6^B надробляє 3 пласти, що попадають у зону надробки: ℓ'_5 ($M_{сп} = 23$ м), ℓ_5 ($M_{сп} = 34$ м), та ℓ_4 ($M_{сп} = 57$ м), а підробляє 10: ℓ_7^0 ($M_{сп} = 43$ м), ℓ_7 ($M_{сп} = 53$ м), ℓ_8 ($M_{сп} = 63$ м), ℓ_8^1 ($M_{сп} = 75$ м), ℓ_8^2 ($M_{сп} = 83$ м), m_2 ($M_{сп} = 140$ м), m_3 ($M_{сп} = 215$ м), m_4^1 ($M_{сп} = 257$ м) та m_5 ($M_{сп} = 283$ м). Природну та остаточну метаносність супутників приймаємо згідно даних ділянки ВТБ.

Метановиділення із супутника ℓ'_5 , що надробляється, в пласт ℓ_6^B :

$$q_{сн} \ell'_5 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,12}{0,85} (8,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{23}{60}\right) = 0,16 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника ℓ_5 , що надробляється, в пласт ℓ_6^B :

$$q_{сн} \ell_5 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,36}{0,85} (8,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{34}{60}\right) = 0,35 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника ℓ_4 , що надробляється, в пласт ℓ_6^B :

$$q_{сн} \ell_4 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,64}{0,85} (8,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{57}{60}\right) = 0,07 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника ℓ_7^0 , що підробляється, в пласт ℓ_6^B :

$$q_{сн} \ell_7^0 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,4}{0,85} (9,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{43}{435}\right) = 0,90 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника ℓ_7 , що підробляється, в пласт ℓ_6^B :

$$q_{cn}l_7 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,7}{0,85} (9,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{53}{435}\right) = 1,53 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника l_8 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}l_8 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,1}{0,85} (9,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{63}{435}\right) = 0,21 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника l_8^1 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}l_8^1 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,77}{0,85} (9,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{75}{435}\right) = 1,56 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника l_8^2 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}l_8^2 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,15}{0,85} (9,0 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{83}{435}\right) = 0,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника m_2 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}m_2 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,31}{0,85} (8,4 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{140}{435}\right) = 0,45 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника m_3 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}m_3 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,8}{0,85} (8,4 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{215}{435}\right) = 0,53 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника m_4^1 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}m_4' = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,22}{0,85} (8,4 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{257}{435}\right) = 0,14 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Метановиділення із супутника m_5 , що підробляється, в пласт l_6^B :

$$q_{cn}m_5 = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \frac{0,64}{0,85} (8,4 - 4,5) \cdot \left(1 - \frac{283}{435}\right) = 0,31 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Сумарне метановиділення з супутників складе:

$$q_{cn} = 0,16 + 0,35 + 0,07 + 0,9 + 1,53 + 0,21 + 1,56 + 0,3 + 0,45 + 0,53 + 0,14 + 0,31 = 6,5 \text{ м}^3/\text{т}.$$

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

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{сп}} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.89)$$

де $k_{\text{сп}}$ – 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;

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 1,6^{-0,4} \cdot (9,8 - 4,5) \cdot 0,00106 \cdot (520 - 190) = 1,4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{\text{діл}} = 2,9 + 6,5 + 1,4 = 10,8 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.4.4.3 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пл. І₆

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{діл}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

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

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

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{860 \cdot 10,8}{1440} = 4,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

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

$$I_{\text{оч (діл)}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.91)$$

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

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

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

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

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.92)$$

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

$$S_{\min} = 1,25 \cdot 1,9 = 2,4 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,4 \cdot 0,95}{1,9} = 2,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (діл)}} = 4,2 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 2,9 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, для забезпечення безпечних умов роботи необхідно проводити дегазацію пласта. Це дозволяє знизити концентрацію метану в очисних виробках і запобігти виникненню вибухонебезпечних ситуацій, що особливо важливо при роботі комбайновим способом та високій продуктивності лави.

Для реалізації дегазації застосовуються кілька методів:

- дегазація свердловинами, пробуреними безпосередньо по пласту з підготовчих виробок, при цьому коефіцієнт ефективності дегазації кдег становить 0,45;
- дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок, де коефіцієнт ефективності кдег коливається в межах 0,2–0,5;
- відсос газу з виробленого простору, що забезпечує додаткове зниження концентрації метану, при коефіцієнті кдег = 0,3–0,7.

На основі цих методів проводиться розрахунок очікуваного метановиділення як з очисної виробки, так і з усієї виймальної ділянки. Цей розрахунок дозволяє оцінити реальний рівень газовиділення, вибрати оптимальні параметри дегазаційних заходів і забезпечити безпечну роботу персоналу, а також ефективну організацію вентиляційної системи шахти.

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}^I + q_{\text{о.у}}^{II}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.93)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}^I, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.94)$$

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

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

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

$$q_{\text{в.п}}^I = [k_{\text{е.п}} (X - X_o) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.пі}} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.ні}} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}^I) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.95)$$

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

$$q_{\text{в.п}}^I = [0,03 \cdot (9,8 - 4,5) \cdot (1 - 0,45) + (6,5 + 1,4) \cdot$$

$$\cdot (1 - 0,3) + 0 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 0,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{оч}} = (1,3 + 0,9 + 0,5) \cdot (1 - 0,45) + 1 \cdot 0,7 = 2,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\text{діл}} = (1,3 + 1,4) \cdot (1 - 0,45) + 0,7 = 2,2 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{560 \cdot 2,2}{1440} = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{р}} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,4 \cdot 0,95}{1,95} = 2,8 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (діл)}} = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв} < I_{\text{р}} = 2,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.4 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки пл. ℓ_6

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

$$Q_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{діл}} \cdot k_{\text{оз}}}{k_{\text{ут.в}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.96)$$

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

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

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

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{діл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_{\text{о}}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.97)$$

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

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

$C_{\text{о}}$ – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 2,85}{1 - 0,05} = 274 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{274 \cdot 1,25}{1,5} = 228 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

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

Розрахунок кількості повітря по числу людей:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.98)$$

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

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

Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості повітря по пило-вому фактору:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{оч}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.99)$$

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

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

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

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

Перевірка витрат повітря по швидкості здійснюється по наступним факторам:

- по мінімальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \geq Q_{\text{оч min}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{min}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.100)$$

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

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

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

Умова дотримується.

- по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{\text{оч}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{оз}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.101)$$

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

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

Умова дотримується.

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

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

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.102)$$

$$Q_{\text{діл}} = 274 \leq 60 \cdot 1,9 \cdot 4 \cdot 1,5 = 684 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова дотримується.

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

$$Q_{\text{діл}} \geq 6 \cdot n_{\text{чол}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.103)$$

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

$$274 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Остаточно приймаємо $Q_{\text{діл}} = 274 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.5 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.104)$$

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

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

$$A_{\text{max}} = 860 \cdot 2,8^{-1,67} \cdot \left[\frac{684 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1883 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.6 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пл. 6

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов } 1} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.105)$$

$$I_{3.\Pi} = I_{\text{пов } 2} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.106)$$

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

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} \cdot (X - X_0) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.107)$$

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

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, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.108)$$

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

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

$$k_{\text{ту}} = a \cdot T_y^b, \quad (2.109)$$

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

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

$$T_y = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв}; \quad (2.110)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

2.4.4.6.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання штрека пл. ℓ_6

Розрахунок витрати повітря для виробки, яка проводиться комбайном:

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot I_{з.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.111)$$

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

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.112)$$

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

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.113)$$

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

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

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

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.114)$$

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

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

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

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.115)$$

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

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

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\Pi} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.116)$$

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

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

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\Pi} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.117)$$

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

При проведенні виробки передбачається використання нагнітального способу провітрювання, що дозволяє забезпечити безперервну подачу свіжого повітря до очисного вибою та ефективно видалення продуктів згоряння і пилу. Для зменшення коефіцієнта витоків повітря та зниження аеродинамічного опору в системі вентиляції застосовується комбінований трубопровід. Він складається з гнучких труб типів 1А та 1Б, всередині яких розташовується поліетиленовий рукав для додаткового ущільнення та оптимізації потоку повітря. Кінцева ділянка трубопроводу виконана без поліетиленового рукава, що забезпечує необхідну гнучкість та зручність монтажу у виробці. Така конструкція трубопроводу дозволяє підтримувати оптимальні параметри повітряного потоку, зменшувати втрати тиску та підвищувати ефективність нагнітальної системи провітрювання на очисній ділянці.

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр} 1} \cdot k_{\text{ут.тр} 2}, \quad (2.118)$$

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

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

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

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

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

2.4.4.6.3 Вибір засобів провітрювання штреку пл. ℓ_6

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + \\ + r_{\text{тр}к} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ км}, \quad (2.119)$$

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

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

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

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

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.120)$$

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

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.121)$$

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

Відповідно до додатку 1 [21] та на підставі розрахункових значень Q_p і h_p здійснюється вибір вентилятора, яким у даному випадку є тип ВМ-6. Наступним кроком є визначення режиму роботи обраного вентилятора. Для цього проводимо накладання аеродинамічної характеристики трубопроводу на відповідну характеристику вентилятора, що дозволяє оцінити його експлуатаційні параметри в конкретних умовах системи. Усі отримані результати обчислень узагальнюються та систематизуються в таблиці 2.16 для подальшого аналізу та порівняння.

Таблиця 2.16 – Вихідні дані для розрахунку режиму роботи вентилятора

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

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.8).

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

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_\phi}{R_{тр.г}}} - 0,69 \cdot Q_\phi, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.122)$$

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

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_\phi \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.123)$$

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

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

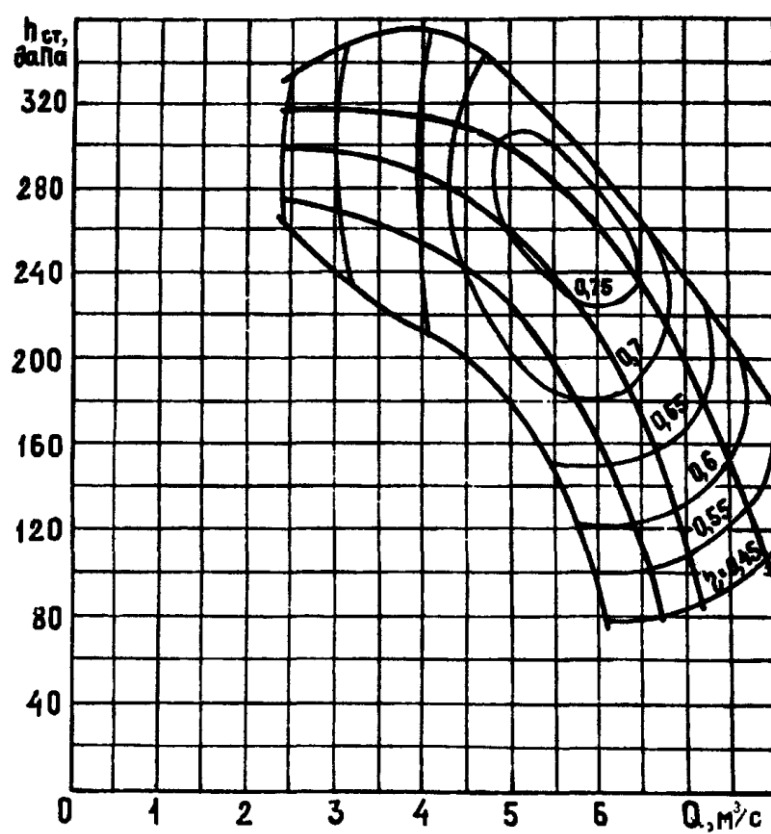


Рисунок 2.8 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6 та вентиляційного трубопроводу

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Для забезпечення живлення всіх типів машин та механізмів на розглядуваній ділянці застосовується виключно електрична енергія. Напруга в електромережі даної ділянки становить 660 В. Вибір трансформаторної підстанції проводиться із застосуванням програмного забезпечення ПК, як наведено у листингу 2.5. На підставі отриманих розрахункових даних приймається трансформаторна підстанція типу КТПВ-630/6-0,69.

Для організації місцевого та дистанційного керування електроспоживачами дільниці, а також для забезпечення їх захисту від струмів короткого замикання та безперервного контролю за станом заземлення використовується пересувна вибухобезпечна станція керування СУВ 350-660. Вона включає в себе чотири виводи на 63 А із контактором КТУ 2А та три виводи на 250 А із контактором КТУ 4А.

Живлення трансформаторної підстанції здійснюється за допомогою кабелю типу СБН, а для підключення силових споживачів застосовуються гнучкі кабелі марки КГЕШ. Для освітлення дільниці передбачено використання світильників типу РВЛ-20.

Повний перелік використовуваного електрообладнання, включаючи трансформаторну підстанцію, станцію керування, кабелі та світильники, систематизовано та наведено в таблиці 2.17.

Таблиця 2.17 – Перелік застосовуваного обладнання

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

У підземних виробках організована єдина мережа заземлення, яка охоплює всі необхідні елементи для забезпечення електробезпеки. До заземлення підлягають металеві частини електротехнічних пристроїв, що зазвичай не перебувають під напругою, проте можуть опинитися під нею у разі пошкодження ізоляції. Крім того, до заземлюваних об'єктів належать трубопроводи, сигнальні троси та інші металеві конструкції, розміщені у виробках, де присутні електричні установки та електропроводки.

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

Вид участка	Номер:ток-приемника	Номинальная:мощность:ника, кВт	Номинальный:коэффициент:мощности:токоприем-ника	Коэффициент:загрузки:токоприем-ника	Номина-:льное:напря-:жение, В	Зале-:гание:плас-:та	Кол-во:пуско-:вых:агре-:гатов
1	1	200	.85	.7	660	1	7
	2	220	.90	.7			
	3	110	.91	.7			
	4	110	.91	.7			
	5	58	.87	.7			
	6	58	.89	.7			
	7	55	.85	.7			
	8	55	.80	.7			
	9	30	.80	.7			

Выходные данные

Наименование	:Значение
УСТАНОВЛЕННАЯ МОЩНОСТЬ НАИБОЛЕЕ МОЩНОГО ТОКОПРИЁМНИКА ,кВт	220
УСТАНОВЛЕННАЯ МОЩНОСТЬ ВСЕХ ТОКОПРИЕМНИКОВ УЧАСТКА,кВт	761.2
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 RT= .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 0.808 0.825	

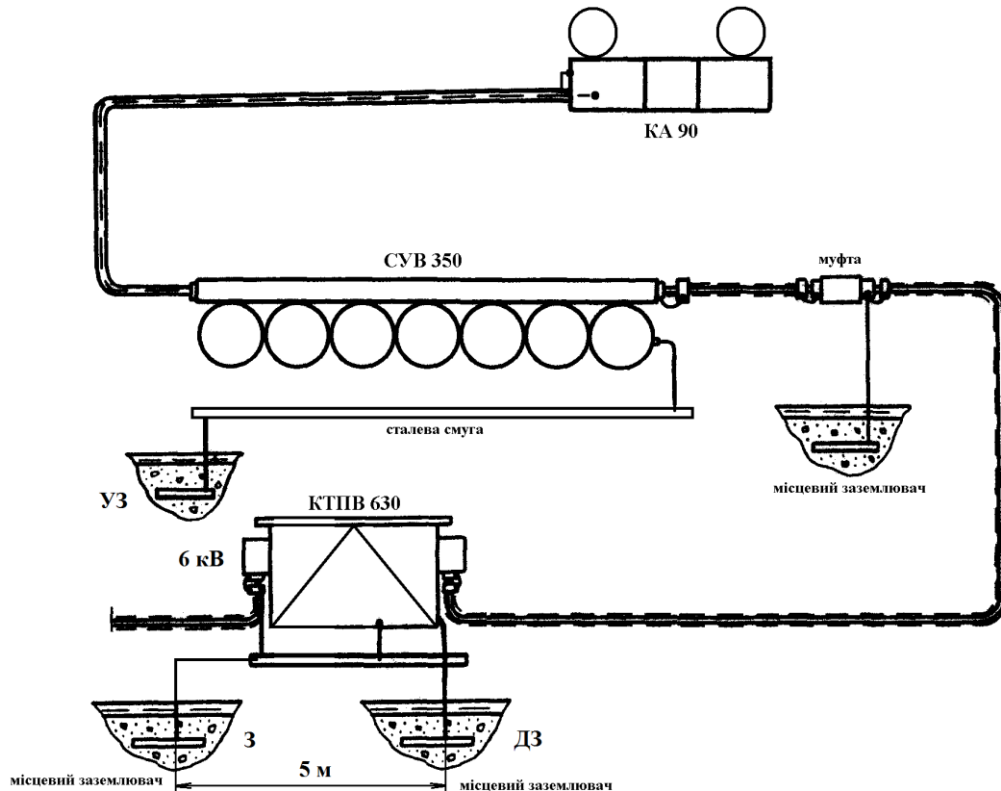


Рисунок 2.9 – Схема заземлення дільниці

Заземлювальна мережа формується шляхом безперервного електричного з'єднання всіх металевих оболонок та жил, призначених для заземлення, незалежно від величини напруги, що на них може впливати. При цьому всі ці елементи приєднуються як до головного заземлювача, так і до місцевих заземлювачів, забезпечуючи надійний захист від ураження електричним струмом та підтримку стабільної роботи електроустановок у виробках.

Головний заземлювач у шахті встановлений у зумпфі допоміжного стовбура на горизонті 612 м. Для його виготовлення використовується сталева смуга шириною 40 см та довжиною 2,5 м. З метою можливості проведення огляду, очищення або ремонту головного заземлювача передбачено монтаж резервного заземлювача у водозбірнику на горизонті 270 м.

Місцеве заземлення розташоване у стічній канавці з уклоном. Воно виготовлене зі сталевий смуги площею 0,6 м², товщиною 3 мм, довжиною 3 м і шириною 20 см. Заземлювач укладається горизонтально на дно канавки на "подушку" завтовшки 50 мм із піску або дрібних кам'яних фрагментів і зверху засипається шаром 150 мм з аналогічного матеріалу.

Місцеві заземлювачі встановлюються біля кожного розподільчого пункту, окремого електроприймача та кабельної муфти. Для мереж стаціонарного освітлення місцеві заземлювачі розміщуються не біля кожного світильника або муфти, а через кожні 100 м мережі. Заземлення кабельних муфт, а також корпусів комбайна КА 90, конвеєра СПЦ 162-09, перевантажувача ПТК-3У, лебідки ЛВД 24 і світильників здійснюється шляхом підключення до загальної мережі заземлення через заземлюючі жили живильних кабелів. З обох сторін заземлююча жила приєднується до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях.

Для комбайна КА 90 і забійного конвеєра СПЦ 162-09 передбачено використання іскробезпечної схеми безперервного контролю заземлення. Також допускається застосування схем управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, при цьому попередній контроль її цілісності здійснюється через іскробезпечний ланцюг до подачі напруги на машину.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом. Окрім цього, захист людей від ураження електричним струмом забезпечується застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої ділянки мережі. Час відключення мережі напругою 660 В не перевищує 0,2 с.

Захист від витоку струму у мережі 6 кВ здійснюється блокуючим реле витоку БРУ, встановленим у розподільчому пристрої. Для мереж напругою 660 В використовується апарат АЗУР, змонтований у блоці захисту підстанції КТПВ-630/6-0,69. Реле витоку БРУ також встановлені у пускачах. Значення уставки реле БРУ при 660 В становить не менше 30 кОм.

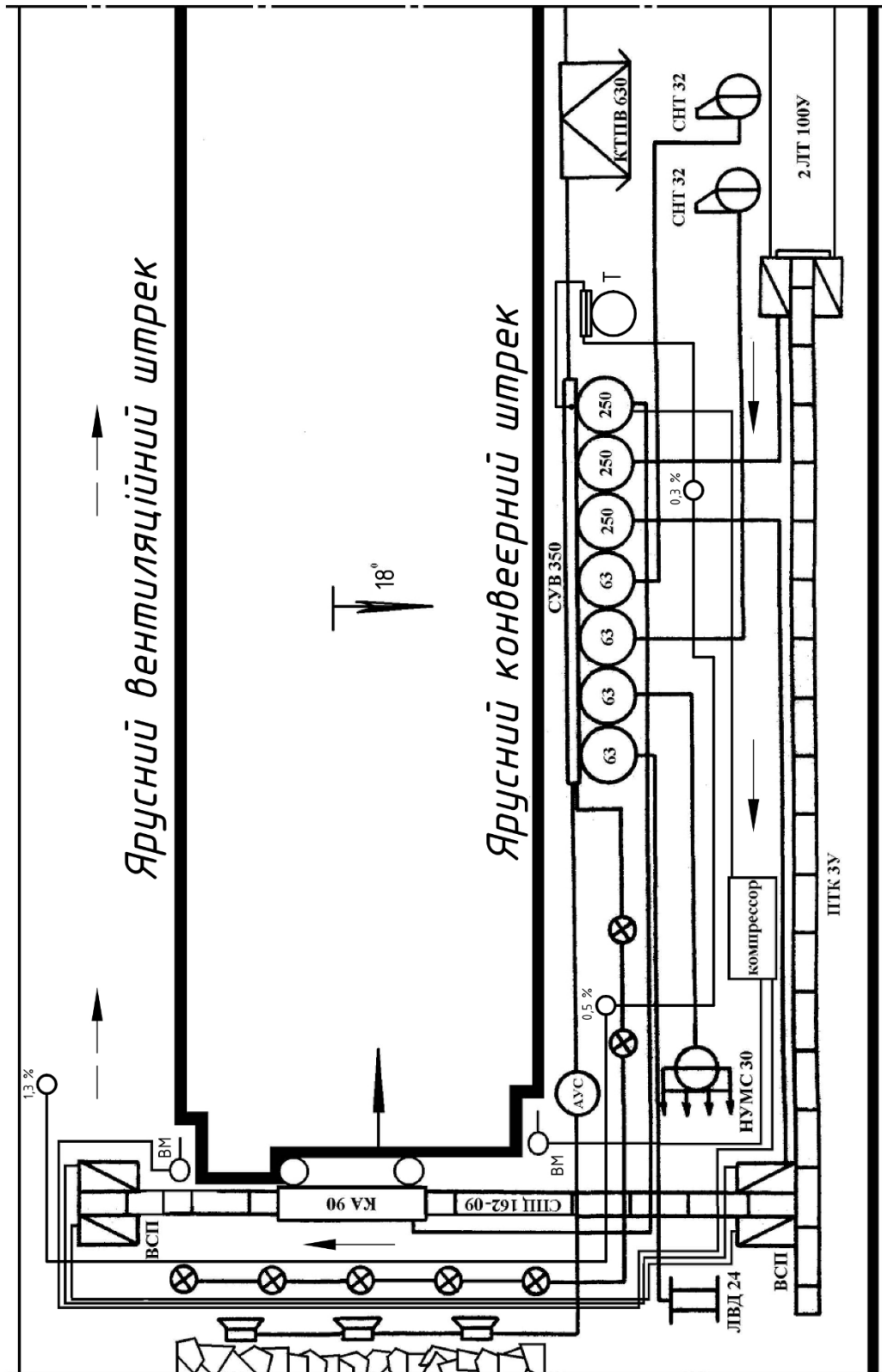


Рисунок 2.10 – Схема електропостачання ділянки

2.4.6 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт

Для забезпечення безпеки при проведенні очисних робіт необхідно дотримуватися наступних вимог. Виїмку вугілля в очисному вибої слід здійснювати строго відповідно до даних, зазначених у паспорті виїмки вугілля, із урахуванням правил кріплення та управління покрівлею, застосовуючи комплекс заходів, що запобігають виникненню всіх потенційно небезпечних та шкідливих виробничих факторів. Проведення очисних робіт до моменту первинного осідання основної покрівлі, сам процес первинного осідання та підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки повинні виконуватися за заходами, передбаченими паспортом виїмки вугілля, а також правилами кріплення і управління покрівлею.

У разі тривалої зупинки робіт в очисному вибої на строк більше доби необхідно вживати заходів для запобігання обваленню покрівлі в привибійний простір, а також запобігання загадуванню та затопленню. Під час виконання робіт потрібно постійно контролювати стійкість покрівлі та стан вибою шляхом візуального огляду та простукування. Лаву, обладнану механізованим комплексом, слід оснащувати системою гучного зв'язку з прийомопередавальними пристроями, які встановлюються через кожні 10 м, а також у місцях сполучення виробок. Первинне осідання основної покрівлі повинно проводитися під безпосереднім керівництвом начальника ділянки або його заступника. Сполучення очисних виробок із транспортними та вентиляційними виробками необхідно закріплювати механізованим пересувним кріпленням для забезпечення безпеки робіт.

Під час монтажно-демонтажних робіт обов'язково слід закріплювати монтажну камеру згідно з паспортом кріплення. Усі роботи слід виконувати відповідно до встановлених умовних сигналів. Працівник при виконанні будь-яких робіт повинен перебувати виключно у закріплених для цього місцях. Забороняється знаходитися перед устаткуванням, що рухається, під час його транспортування монтажною камерою.

Щодо забезпечення безпеки при веденні прохідницьких робіт, способи та прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні виключати можливість обвалення порід у робочий простір. Всі проведені гірничі виробки повинні своєчасно закріплюватися та утримуватися протягом усього терміну експлуатації відповідно до проектної документації та паспортів. Матеріали, що застосовуються для кріплення виробок, повинні відповідати чинним стандартам, технічним умовам і паспортам. Проведення гірничих робіт без затвердженого паспорта або відхилення від його вимог забороняється.

Відставання постійного кріплення від вибою підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно перевищувати 3 м. На початку нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинне перевищувати кроку її монтажу. Усі порожнечі за кріпленням повинні бути надійно закладені, забучені або затампоновані. Відстань від кінця або перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. На кінцях гнучких повітропроводів обов'язково встановлюються труби з твердого матеріалу довжиною не менше 2 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору.

Щодо вимог до дільничного транспорту, стрічкові конвеєри повинні бути обладнані спеціальними датчиками бічного сходу стрічки, які відключають привід конвеєра при зсуві стрічки більш ніж на 10 % її ширини. У місцях перевантаження передбачаються засоби пилопридушення у разі, якщо концентрація пилю у повітрі перевищує гранично допустимі норми. Крім того, стрічкові конвеєри повинні мати пристрої для очищення стрічок і барабанів, що забезпечують їх безперебійну та безпечну роботу протягом експлуатаційного циклу.

2.5 Магістральний транспорт

До складу комплексу магістрального транспорту включаються кілька основних видів транспортних засобів. Насамперед це стрічкові конвеєри, які призначені для безперервного транспортування вугілля по магістральним виробкам, починаючи від штреків проектного горизонту і завершуючи пристовбурним двором. Крім того, до комплексу входять локомотивний та канатний транспорт, що використовується для доставки допоміжних вантажів, таких як вибухові матеріали, будівельні та технологічні матеріали, устаткування, а також для перевезення персоналу.

Детальна характеристика стрічкових конвеєрів, які входять до складу магістрального транспортного комплексу, наведена в таблиці 2.17. Продуктивність кожного конвеєра визначається залежно від його довжини, кута нахилу та величини максимально допустимого вантажопотоку. При цьому необхідно враховувати, що продуктивність конвеєра повинна бути не меншою за сумарний розрахунковий вантажопотік, що забезпечує ефективну роботу всього транспортного комплексу і гарантує своєчасне переміщення вугілля та інших вантажів без затримок та перевантажень.

$$Q_k = \sum Q_{pi}, \quad (2.132)$$

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

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

$$Q_{pi} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{hi}}{t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.133)$$

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

k_{hi} – коефіцієнт нерівномірності i -го вантажопотоку ($k_h = 1,5$ [20]);

$t_{зм}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,9$ [20]).

Результати виконаних розрахунків заносяться до таблиці 2.17. З аналізу даних таблиці видно, що всі застосовувані конвеєри відповідають умовам експлуатації і можуть ефективно працювати у зазначених виробничих умовах.

Відповідно до джерел [2, 20], для доставки допоміжних вантажів приймаються наступні види транспорту: напочвенна канатна дорога ДКН 4-2, контактні електровози моделі 1К10.600 Р/33, вантажні вагонетки типу ВГ 3,3-900, шахтні

платформи ПТК 1,6, ПТО 600-20 та П 2,5, шахтні контейнери типу 2К4-Б, а також візки типу ТДК-600.

Для перевезення людей використовуються пасажирські вагонетки типу ВПГ-18 та похилі пасажирські вагонетки моделі ВЛНГ-10Г, що забезпечує безпечне та ефективне переміщення персоналу по виробках шахти.

Таблиця 2.17 – Оцінка можливості експлуатації стрічкових конвеєрів

Місто установки	Тип конвеєра	Довжина, м	Кут нахилу, град	Швидкість руху стрічки, м/с	Продуктивність, т/год	Сумарний розрахунковий вантажопотік, т/год	Оцінка можливості експлуатації
3 південний квершлаг к ₈ -І ₆ гор. 885 м	2ЛТ 100У	300	0	2,5	885	320	можлива
3 південний уклон к ₈ гор. 820-885 м	2ЛТ 100У	300	22	2,5	450	320	можлива
2 південний конвеєрний уклон	2ЛУ-300	300	22	2,5	1500	960	можлива
11 південний штрек пл. к ₈	2ЛУ-300	300	0	2,5	2000	960	можлива
Конвеєрний уклон пл. к ₈ № 2 гор. 668-730	2ЛУ-300	300	22	2,5	1500	960	можлива
Конвеєрний уклон пл. к ₈ № 2 гор. 518-668	2ЛУ-300	300	22	2,5	1500	960	можлива

2.6 Провітрювання шахти

Витрати повітря для шахти в цілому:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (\Sigma Q_{\text{діл}} + \Sigma Q_{\text{т.в}} + \Sigma Q_{\text{пог.в}} + \Sigma Q_{\text{під.в}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{вит}}), \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.126)$$

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, $\text{м}^3/\text{хв}$;

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

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер.

Витрати повітря для провітрювання камер складу ВМ:

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot V_{\text{к}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.127)$$

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

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot 2000 = 140 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо витрати повітря для провітрювання гаража-зарядної:

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot n_{\text{б}} \cdot k_{\text{е}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.128)$$

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

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

$$Q_{\text{к}} = 30 \cdot 25 \cdot 0,7 = 525 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря для провітрювання підйомної камери:

$$Q_{\text{к.п}} = \frac{16,7 \cdot N_{\text{у}} \cdot (1 - \eta) \cdot k_{\text{з}} + 0,8 \cdot N_{\text{м}}}{26 - t_{\text{вх}}}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.129)$$

де $N_{\text{у}}$ – потужність електроустановки у камері, кВт;

η – КПД електроустановки;

$k_{\text{з}}$ – коефіцієнт, що враховує час роботи електроустановки за добу ($k_{\text{з}} = 1$ [21]);

$N_{\text{м}}$ – потужність трансформатора, встановленого в камері, кВт · А;

$t_{\text{вх}}$ – температура повітря перед камерою в найбільш теплий місяць року, °С;

$$Q_{к.п} = \frac{16,7 \cdot 300 \cdot (1 - 0,85) \cdot 1 + 0,8 \cdot 250}{26 - 20} = 220 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

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

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = \Sigma Q_{\text{вит.г}} + \Sigma Q_{\text{вит.шл}} + \Sigma Q_{\text{вит.кр}} + \Sigma Q_{\text{вит.зав}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.130)$$

де $\Sigma Q_{\text{вит.г}}$ – витоків повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички (2 перемички з нормою витоків $22 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.шл}}$ – витоків повітря через перемички з дверима (15 перемичок з нормою витоків $114 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.кр}}$ – витоків повітря через кросинги, $\text{м}^3/\text{хв.}$ (5 кросингів з нормою витоків $114 \times 1,25 \text{ м}^3/\text{хв.}$);

$\Sigma Q_{\text{вит.зав}}$ – витоків повітря через завантажувальні пристрої (завантажувальні пристрої відсутні).

Визначимо витоків повітря:

$$\Sigma Q_{\text{вит.ш}} = 2 \cdot 22 + 15 \cdot 114 + 5 \cdot 114 \cdot 1,25 + 0 = 2464 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо витрати повітря:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot (4 \cdot 240 + 4 \cdot 500 + 0 + 0 + 880 + 2464) = 6464 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо подачу вентиляційної установки:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{вит.з}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.131)$$

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

$$Q_{\text{в}} = 6464 \cdot 1,1 = 6689 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Визначимо депресію шахти:

$$h_{\text{ш}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{п.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \text{ даПа}, \quad (2.132)$$

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

$$h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{п.в}}, \text{ даПа}, \quad (2.133)$$

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

$$h_{\text{п.в}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа}, \quad (2.134)$$

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

$h_{к.к}$ – депресія каналу повітронагрівальної установки, даПа.
Визначимо депресію лави:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2, \text{ даПа}, \quad (2.135)$$

де $R_{оч}$ – загальний аеродинамічний опір лави, кμ;

$$R_{оч} = \frac{0,0612 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вих})}{S_{оч}^2} + 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{оч}, \text{ кμ}, \quad (2.136)$$

де $\xi_{вх}$, $\xi_{вих}$ – коефіцієнти місцевого опору входу і виходу лави (визначається по табл. 9.1 [20]);

r_{100} – питомий аеродинамічний опір лав з мехкріпленням, кμ (визначається по табл. 6.5 [20]);

$l_{оч}$ – довжина лави, м;

$$R_{оч} = \frac{0,0612 \cdot (10 + 1,5)}{1,9^2} + 0,01 \cdot 0,3 \cdot 200 = 0,61 \text{ кμ};$$

$$h_{оч} = 0,61 \cdot 3,8^2 = 8,8 \text{ даПа}.$$

Депресія капітальних і підготовчих виробок:

$$h = \frac{k_{н.р.в} \cdot a \cdot P_{в} \cdot l_{в} \cdot Q_{п}^2}{S^3}, \text{ даПа}, \quad (2.137)$$

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;

$P_{в}$ – периметр виробки, м;

- для виробок круглого перетину:

$$P_{в} = 3,54 \cdot \sqrt{S}, \text{ м}; \quad (2.138)$$

- для виробок аркового перетину:

$$P_{в} = 3,8 \cdot \sqrt{S}, \text{ м}, \quad (2.139)$$

$l_{в}$ – довжина виробки, м;

S – перетин виробки, м²;

$Q_{п}$ – 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:

$$h_{\Pi}^{\min} = 1,1 \cdot 106 = 117 \text{ даПа};$$

$$h_{\Pi}^{\max} = 1,1 \cdot 162 = 178 \text{ даПа}.$$

Депресія каналу вентиляційної установки:

$$h_{\kappa}^{\min} = 0,11 \cdot 117 = 13 \text{ даПа};$$

$$h_{\kappa}^{\max} = 0,11 \cdot 178 = 19 \text{ даПа}.$$

Депресія напрямку

$$h_{\Pi}^{\min} = 117 + 13 = 130 \text{ даПа};$$

$$h_{\Pi}^{\max} = 178 + 19 = 197 \text{ даПа}.$$

Величина депресії природної тяги:

$$h_{\Pi\Pi} = \frac{P_o \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2), \text{ даПа}, \quad (2.140)$$

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

H – глибина ведення робіт, м;

a_1, a_2 – коефіцієнти;

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{cp}}^{\downarrow}}; \quad (2.141)$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T_{\text{cp}}^{\uparrow}}, \quad (2.142)$$

де R – газова постійна ($R = 29,27$);

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

$$T_{\text{cp}}^{\downarrow} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ °К}, \quad (2.143)$$

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;

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.143)$$

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

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

$$T_{\text{cp}}^{\parallel} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273, \text{ } ^\circ\text{K}, \quad (2.144)$$

де t_3 – температура повітря в пристовбурному дворі повітроподавального стовбура, $^\circ\text{C}$;

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{\text{пост.в}}}{30} - t_o, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.145)$$

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, $^\circ\text{C}$;

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (2.146)$$

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{520}{3,42}} - 19,6 = 21 \text{ } ^\circ\text{C};$$

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

$$t_3 = 10 + \frac{520 - 40}{30} - 5 = 27,3 \text{ } ^\circ\text{C}, \text{ охолоджуємо до } 26 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 26 - 0,5 \cdot \frac{520}{100} = 24,5 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{cp}}^{\parallel} = \frac{26 + 24,5}{2} + 273 = 299 \text{ } ^\circ\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 286,2} = 0,159;$$

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 298} = 0,156;$$

$$h_{\text{пр.л}} = \frac{760 \cdot 520}{100} \cdot (0,159 - 0,156) = 11 \text{ даПа.}$$

Зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

$$t_2 = \sqrt{432 + \frac{520}{3,42}} - 19,6 = 5,6 \text{ } ^\circ\text{C};$$

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

$$t_3 = 10 + \frac{520 - 40}{30} - 10 = 22 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 22 - 0,5 \cdot \frac{520}{100} = 19 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{ср}}^{\text{II}} = \frac{22 + 19}{2} + 273 = 294,9 \text{ } ^\circ\text{K};$$

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

$$a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 294,9} = 0,160;$$

$$h_{\text{пр.з}} = \frac{760 \cdot 520}{100} \cdot (0,166 - 0,160) = 35 \text{ даПа.}$$

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

$$H_{\text{в.маx}} = h_{\text{ш.маx}} \pm h_{\text{пр.л}}, \text{ даПа}; \quad (2.147)$$

$$H_{\text{в.миn}} = h_{\text{ш.миn}} - h_{\text{пр.з}}, \text{ даПа}; \quad (2.148)$$

$$H_{\text{в.маx}} = 197 - 11 = 186 \text{ даПа};$$

$$H_{\text{в.миn}} = 130 - 35 = 95 \text{ даПа};$$

Вибір вентилятора здійснюється з урахуванням кількох основних параметрів. По-перше, необхідна подача повітря має становити $Q = 127 \text{ м}^3/\text{с}$. По-друге, враховується мінімальна депресія шахти, яка дорівнює $H_{\text{в.мін}} = 95 \text{ даПа}$, а по-третє, максимальна депресія шахти, що не повинна перевищувати $H_{\text{в.макс}} = 186 \text{ даПа}$. На підставі цих розрахункових даних обирається вентилятор типу ВЦЗ-32 [21], який відповідає заданим умовам експлуатації і забезпечує необхідну ефективність вентиляції шахтних виробок.

Для визначення режиму роботи вентилятора і аналізу його характеристик будується графік аеродинамічної характеристики мережі виробок, нанесеної на характеристику вентилятора, для обох граничних значень депресії – максимальної та мінімальної. Для цього необхідно спочатку розрахувати аеродинамічний опір мережі виробок, що дозволяє визначити точку перетину з характеристикою вентилятора і оцінити відповідність його роботи проектним вимогам. Таке порівняння дає змогу не тільки перевірити придатність обраного вентилятора, а й оптимізувати роботу системи вентиляції у різних режимах експлуатації.

$$R = \frac{H}{Q^2}, \text{ км.} \quad (2.149)$$

$$R_{\text{макс}} = \frac{186}{127^2} = 0,01 \text{ км};$$

$$R_{\text{мін}} = \frac{95}{127^2} = 0,006 \text{ км.}$$

Задамося довільною витратою повітря і визначимо депресії:

$$H_{\text{макс}} = R_{\text{макс}} \cdot Q^2, \text{ даПа}; \quad (2.150)$$

$$H_{\text{мін}} = R_{\text{мін}} \cdot Q^2, \text{ даПа}; \quad (2.151)$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.17.

Таблиця 2.17 – Результати розрахунків

$Q, \text{ м}^3/\text{с}$	50	100	150	200
$H_{\text{макс}}, \text{ даПа}$	81	143	224	336

За результатами виконаних розрахунків будується крива аеродинамічної характеристики шахти, яка потім накладається на характеристику вентилятора ВГП, як показано на рис. 2.11. Це дозволяє наочно оцінити відповідність параметрів вентилятора умовам роботи шахтної вентиляційної системи.

Режим роботи вентилятора при максимальному аеродинамічному опорі мережі визначається наступними величинами: $Q_{\text{ф.макс}} = 140 \text{ м}^3/\text{с}$ та $H_{\text{ф.макс}} = 206$

даПа. Ці показники відображають граничні умови експлуатації вентилятора, при яких він забезпечує необхідний повітряний потік навіть за максимального опору мережі.

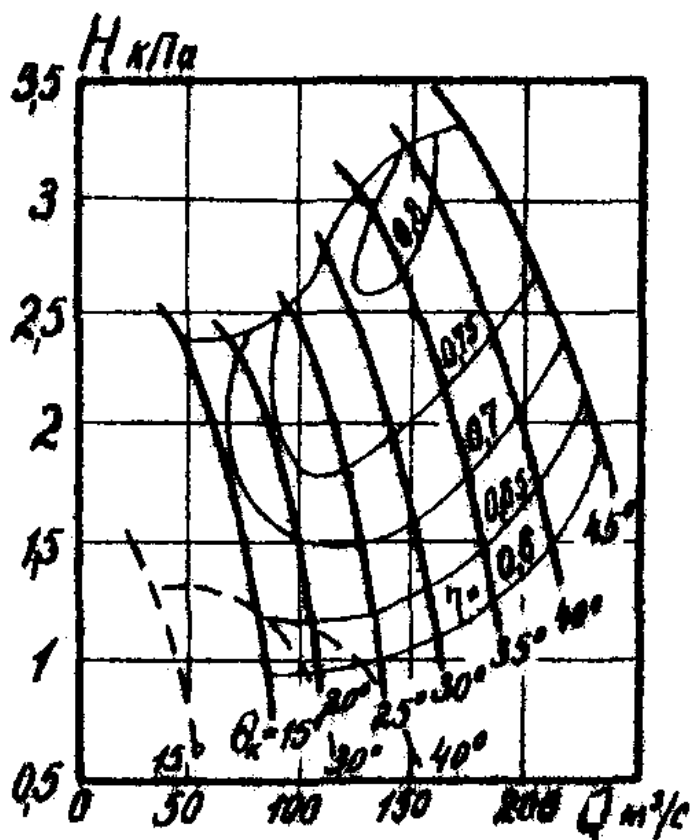


Рисунок 2.11 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦЗ-32 і режим його роботи на вентиляційну мережу

Резерв вентилятора по продуктивності визначається як різниця між максимальною продуктивністю вентилятора та розрахунковою потребою у повітрообміні. Наявність цього резерву гарантує надійну роботу вентиляційної системи в умовах зміни опорів мережі або збільшення вентиляційних потреб шахти, забезпечуючи безпечні умови праці для персоналу.

$$k_p = \frac{Q_{\text{MAX}}}{Q_B} \geq 1,15, \quad (2.152)$$

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

$$k_p = \frac{190}{127} = 1,5 > 1,15.$$

Умова дотримується.

2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти

До складу шахтного комплексу входять кілька основних об'єктів і майданчиків, серед яких центральний промисловий майданчик та флангові майданчики, які сполучені з ним автодорогами з твердим покриттям. Центральний проммайданчик включає власне промислову територію, недіючі породні відвали № 1 та № 2, шахтну залізничну станцію, майданчик лісного складу та електропідстанцію "Еленівка".

На території центрального проммайданчика розташовані численні будівлі та споруди технічного комплексу шахти. Серед них надшахтна будівля головного стовбура з відділеннями для приймання вугілля і породи, відділення сортування, станція завантаження вугілля для власних потреб шахти, а також станція перевантаження вугілля з бункером для котельної. Тут також знаходяться вантажні залізничні бункери з пунктом контролю якості, пункт завантаження вугілля, тимчасовий склад вугілля та приймальний пристрій для цього тимчасового складу.

Крім того, на центральному проммайданчику функціонують станція завантаження породи, яма привозного вугілля, тимчасовий приймальний пристрій вугілля від автотранспорту, перевантажна станція, вантажна станція шламу, надшахтна будівля допоміжного стовбура, тимчасова будівля бокового перекидача, тимчасова вантажна станція породи, а також блок допоміжних цехів. Для забезпечення технічних і господарських потреб розташовані гараж-зарядна, склад протипожежних матеріалів, витратні склади обладнання і матеріалів № 1 та № 2 з козовими кранами, склад паливно-мастильних матеріалів.

Також на території проммайданчика передбачена тимчасова конвеєрна галерея № 10 та конвеєрні галереї № 1-№ 9, що забезпечують транспортну зв'язність та логістику між різними об'єктами. Загальна схема технологічного комплексу поверхні шахти представлена на рисунку 2.12, що дає можливість наочно оцінити розташування всіх основних будівель, споруд та виробничих об'єктів.

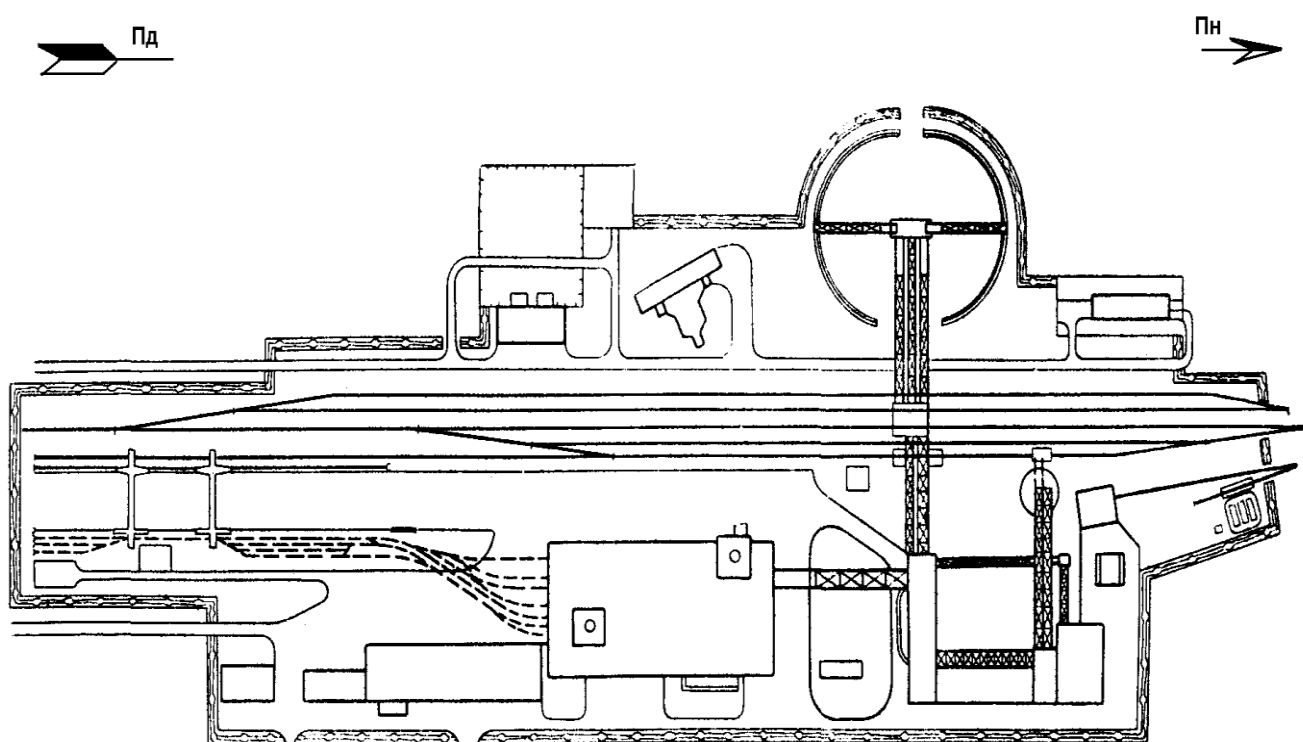


Рисунок 2.12 – Технологічний комплекс поверхні шахти

2.8 Охорона праці

Промислова санітарія та гігієна на шахті забезпечується шляхом виконання комплексу технічних і санітарно-гігієнічних заходів, спрямованих на створення нормальних умов праці та запобігання професійним захворюванням.

Шахта має паспорт санітарно-технічного стану умов праці, який фіксує всі показники безпеки та гігієни на підприємстві. Для всіх технологічних процесів передбачене застосування механізованих засобів не лише для основних, а й для допоміжних робіт, що дозволяє максимально зменшити або виключити ручну працю.

Перевезення працівників є обов'язковим у випадках, коли відстань до робочого місця становить 1 км і більше по горизонтальних виробках або якщо по вертикальних та похилих підготовчих виробках різниця між позначками кінцевих пунктів перевищує 25 м. Біля шахтних стволів, по яких здійснюється спускання та піднімання людей, облаштовуються спеціальні приміщення або камери очікування. На приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами транспортування у пасажирських вагонетках, також передбачаються спеціальні місця для очікування.

Для безпечного пересування людей мінімальна ширина проходу повинна становити не менше 0,7 м. У гірничих виробках ця ширина зберігається на висоті 1,8 м від підосви. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не меншою за 0,5 м. Стан гірничих виробок, робочих місць та шахтних приміщень контролюється і підтримується у відповідності до санітарних норм і правил.

Приствольні, головні відкотні та вентиляційні виробки, а також машинні і трансформаторні камери підлягають побілці залежно від рівня забруднення, але не рідше одного разу на півроку. У шахтних стволах встановлюються водовловлювачі у клітках, що захищають від протікання, а в місцях посадки та виходу людей здійснюються заходи для запобігання потраплянню води на персонал.

Для пилозаглушення застосовується вода, яка відповідає державним стандартам. За погодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду дозволяється використання шахтної води після її очищення від механічних домішок та проведення бактеріального знезараження. Це забезпечує безпечні умови праці та зменшує ризик шкідливого впливу пилу на здоров'я працівників.

Боротьба з пилом на шахті здійснюється комплексно та відповідно до встановлених інструкцій і норм. Впроваджуються технічні та організаційні заходи, спрямовані на зменшення запилення повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилювання повітря. Розпилювання або диспергування зрошувальної рідини проводиться спеціальними форсунками під тиском не менше 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше 1,2 МПа. Під час проведення очисних робіт та робіт комбайнами вибіркової дії використовується попереднє зволоження вугілля безпосередньо в масиві для зменшення утворення пилу.

Якщо на діючих вибоях засоби боротьби з пилом не забезпечують зниження його концентрації до гранично допустимих норм, розробляються додаткові заходи, які виключають перебування людей у запиленій зоні, а повітря з цих ділянок підлягає додатковому очищенню. Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для

завантаження і розвантаження скипів обладнуються системами аспірації та очищення повітря, а також засобами, що запобігають просипанню гірничої маси і утворенню пилу. Забороняється подача свіжого повітря на стволи шахт, обладнаних підйомами зі скіпами або перекидними клітьми, якщо на них відсутні засоби пилозаглушення. Під час всіх виробничих процесів, які супроводжуються утворенням пилу, здійснюється контроль його концентрації відповідно до Інструкції з вимірювання концентрації пилу в шахтах та обліку пилових навантажень.

Контроль за станом рудникової атмосфери забезпечується шляхом ведення вентиляційного плану шахти, який складає начальник дільниці ВТБ. Вентиляційний план оновлюється систематично та складається заново не рідше одного разу на півроку. Всі зміни, що відбулися у розташуванні вентиляційних споруд і пристроїв, дверей, перемичок, кросингів, вікон, ВМП, у напрямку вентиляційних струменів та рівнях витрат повітря, а також нові виробки відмічаються на схемах вентиляції протягом доби. Результати вимірів витрат повітря у виробках та в каналах вентиляційних установок, із зазначенням дати, наносяться на схеми, які знаходяться у начальника дільниці ВТБ, головного інженера шахти та гірничого диспетчера.

Для оцінки якості повітря, його правильного розподілу по виробках та визначення газовості шахти проводяться перевірки складу повітря та виміри його витрат у вихідних струменях очисних і тупикових виробок виїмкових дільниць, а також у шахті в цілому. Додатково виміри здійснюються біля ВМП, у зарядних камерах, на головних вхідних струменях шахти та біля всіх розгалужень свіжих повітряних потоків. Контроль складу повітря і витрат проводиться тричі на місяць, а витрата повітря, що подається до ВМП, визначається не менше одного разу на місяць. У місцях встановлення стаціонарних датчиків метану та витрат повітря з телевимірюванням на поверхню перевірка проводиться щомісяця.

У місцях вимірювання витрат повітря обладнані спеціальні дошки, на яких фіксуються дата виміру, площа поперечного перерізу виробки (вимірної станції), розрахункова і фактична витрата повітря, а також швидкість повітряного струменя. На шахті застосовується автоматизований збір, обробка та надання інформації про аерогазовий стан у гірничих виробках із використанням електронно-обчислювальної техніки на базі комплексу аерогазової інформації або інших аналогічних систем, що дозволяє своєчасно оцінювати стан атмосфери і забезпечувати безпечні умови праці.

Протипожежний захист на шахті організований таким чином, щоб мінімізувати ймовірність виникнення пожежі, а у разі її появи гарантувати ефективну локалізацію та гасіння на початковій стадії. Проект протипожежного захисту та плани розвитку гірничих робіт включають комплекс заходів і технічних рішень, що забезпечують безпеку персоналу та збереження обладнання.

До основних заходів належить застосування схем і методів провітрювання, що запобігають утворенню вибухопожежонебезпечного середовища, дозволяють надійно керувати вентиляційними потоками в аварійних умовах і забезпечують безпечний вихід людей на свіжий повітряний струмінь. Використовуються безпечні в пожежному відношенні способи розкриття та підготовки шахтних полів, а також передбачена надійна ізоляція відпрацьованих ділянок і можливість швидкої локалізації та активного гасіння вогню.

Для забезпечення пожежної безпеки застосовуються безпечні в пожежному відношенні машини, механізми, устаткування, пристрої та схеми енергопостачання. Використовуються негорючі або важкогорючі матеріали, включно з робочими рідинами. Заходи також передбачають скорочення обсягів буропідричних робіт та застосування автоматичних систем виявлення пожеж, установок пожежегасіння і пристроїв, які блокують роботу виймальних машин і стрічкових конвеєрів при недостатньому тиску води в пожежному трубопроводі.

Для захисту людей передбачені засоби колективного і індивідуального захисту, що гарантують безпечну евакуацію або перебування у захищених приміщеннях під час пожежі. Проект протипожежного захисту узгоджується та коригується двічі на рік разом із Планом ліквідації аварій спільно з територіальним органом Держнаглядохоронпраці України та загonom ГВГСС.

Кількість і тип технічних засобів протипожежного захисту, наявні вогнегасні засоби, джерела та способи подачі води для пожежогасіння, а також запаси спеціальних вогнегасних речовин (порошкових, пінних, газових тощо) визначаються у відповідних заходах до проекту протипожежного захисту.

При складанні планів ліквідації аварій проводиться розрахунок і визначається режим вентиляції, що у випадку пожежі запобігає мимовільному переносу вентиляційного потоку, обмежує розповсюдження газоподібних продуктів горіння по виробках, де знаходяться люди, зменшує інтенсивність пожежі та створює сприятливі умови для її гасіння і попередження вибухів горючих газів. Вентиляційний режим повинен залишатися керованим та стабільним.

У підземних виробках та надшахтних будівлях застосовуються технологічні процеси і устаткування, що відповідають вимогам пожежної безпеки, що дозволяє забезпечити захист людей і збереження майна в будь-яких умовах експлуатації шахти.

Розробка плану ліквідації аварій на шахті передбачає підготовку до можливих надзвичайних ситуацій, таких як пожежі, завали, затоплення гірничих виробок та інших подібних випадків. Для кожної шахти, що експлуатується, реконструюється або будується, обов'язковим є складання плану ліквідації аварій (ПЛА).

Загальні положення передбачають, що ПЛА розробляється кожні шість місяців головним інженером шахти спільно з командиром гірничорятувального взводу, який обслуговує шахту. План погоджується з командиром воєнізованого гірничорятувального загону ДВГРС і затверджується технічним керівником об'єднання не пізніше ніж за 15 днів до введення його в дію.

У ПЛА обов'язково передбачаються заходи, що здійснюються негайно при виявленні аварії і забезпечують: порятунок людей, які потрапили під дію аварійної ситуації; ліквідацію аварії та запобігання її розвитку. План розробляється з урахуванням очікуваних умов у шахті на момент його введення в дію.

ПЛА містить титульний лист із підписами осіб, які розробляють, погоджують і затверджують план, зміст та такі структурні елементи: оперативну частину; перелік обов'язків осіб, що беруть участь у 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; інструкції з ліквідації наслідків аварій, таких як загазування, обрив кліті, ураження

електричним струмом та інші, які розробляються відповідно до типових вказівок.

До оперативної частини ПЛА додаються такі документи: схема вентиляції шахти, складена відповідно до «Інструкції зі складання вентиляційних планів»; схема (план) гірничих виробок та план поверхні з відмітками засобів пожежегасіння, систем сповіщення про аварії, пристроїв для групового рятування персоналу у випадку аварії; принципова схема подачі води до шахти з водоймищ, резервуарів та інших джерел, під'їзні шляхи до стволів і шурфів; плани гірничих робіт по пластах або горизонтах із зазначенням напрямку руху повітря, місць встановлення телефонів і їхніх номерів; мікросхеми гірничих виробок шахти (додаються лише до екземпляра ПЛА, що зберігається у ДВГРС) із нанесенням напрямку руху повітря, місць встановлення телефонів, їхніх номерів, а також номерів телефону диспетчера та головного інженера, довжини і кутів нахилу основних виробок.

Готові плани з усіма додатками повинні зберігатися у гірничого диспетчера та у гірничорятувальному взводі, який обслуговує шахту, що забезпечує оперативність дій у разі надзвичайної ситуації та ефективність заходів з ліквідації аварії.

2.9 Охорона навколишнього середовища

Шахта у процесі своєї діяльності чинить негативний вплив на навколишнє середовище. Це проявляється у викидах шкідливих речовин та пилу в атмосферу, скидах нафтопродуктів і солей у водні об'єкти, а також у випаданні мілких частинок вугілля та породи на поверхню землі.

Додатково, значна площа родючих земель використовується під розміщення породних відвалів, а також існують ділянки земної поверхні, порушені внаслідок гірничих робіт, що негативно впливає на ландшафт і продуктивність земель.

2.9.1 Охорона атмосфери

Найсильніший вплив на стан навколишнього середовища чинить котельна установка, яка функціонує на твердому паливі, зокрема на вугіллі. В процесі роботи ця котельна здійснює викиди різних шкідливих речовин в атмосферне повітря, що має негативний екологічний ефект. Обсяг та склад забруднюючих речовин, що надходять з котельної в атмосферу, наведено у табл. 2.21, що дозволяє оцінити рівень її впливу на навколишнє середовище та планувати заходи з мінімізації шкідливого впливу.

Таблиця 2.21 – Викиди шкідливих речовин в атмосферу від котельні

Шкідливі речовини	Кількість, г/с
Окис вуглецю (CO)	2,0
Діоксид сірки (SO ₂)	5,6
Діоксид азоту (NO ₂)	2,5
Пил	3,2

На котлоагрегатах котельної змонтовані пиловловлювачі установки типу БЦ-2,5 (4+2), які забезпечують ефективність збору пилу на рівні 76,5 %. Для викиду газоповітряної суміші в атмосферу котельна оснащена однією димоходною трубою діаметром 2 м та висотою 60 м. Середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду становить 2,57 м/с, що визначає інтенсивність дисперсії шкідливих речовин у повітряному середовищі.

Максимальна можлива фактична концентрація шкідливих речовин у повітрі, яка може утворюватися під час роботи котельної, розраховується на основі характеристик димоходу, швидкості виходу суміші та ефективності пиловловлювачів. Це дозволяє оцінити рівень забруднення атмосфери та планувати додаткові заходи з контролю і зменшення шкідливого впливу на навколишнє середовище.

$$C_M = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}} \cdot \eta, \text{ мг/м}^3, \quad (2.161)$$

де A – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери;

M – 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;

$$V_1 = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot \omega, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.162)$$

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_g 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).

$$V_1 = \frac{3,14}{4} \cdot 2^2 \cdot 2,57 = 8 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$\Delta T = 131 - 23 = 108 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Параметри f , f_c визначаються з виражень:

$$f_c = 800 \cdot (V'_m)^3; \quad (2.163)$$

$$f = 1000 \cdot \frac{\omega^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}. \quad (2.164)$$

Визначимо параметри V_m , V'_m :

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}, \text{ м/с}; \quad (2.165)$$

$$V'_m = 1,3 \cdot \frac{\omega \cdot D}{H}, \text{ м/с}; \quad (2.166)$$

$$V_m = 0,65 \cdot \sqrt[3]{\frac{8 \cdot 108}{60}} = 1,6 \text{ м/с};$$

$$V_m^1 = 1,3 \cdot \frac{2,57 \cdot 2}{60} = 0,11 \text{ м/с};$$

$$f_c = 800 \cdot (0,11)^3 = 1,1;$$

$$f = 1000 \cdot \frac{2,57^2 \cdot 2}{60^2 \cdot 108} = 0,03.$$

Так як $f < 100$, то m визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{f} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{f}}; \quad (2.167)$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \cdot \sqrt{0,03} + 0,34 \cdot \sqrt[3]{0,03}} = 1,26.$$

Так як $0,5 \leq V_m < 2$, то n визначається по формулі:

$$n = 1,31 \cdot V_m^2 - 3,34 \cdot V_m + 3,13; \quad (2.168)$$

$$n = 1,31 \cdot 1,6^2 - 3,34 \cdot 1,6 + 3,13 = 1,14.$$

Визначимо максимальні приземні концентрації шкідливих речовин:

$$C_{\text{MCO}} = \frac{200 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,02 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{\text{MSO}_2} = \frac{200 \cdot 5,6 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,05 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{\text{MNO}_2} = \frac{200 \cdot 2,5 \cdot 1 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,02 \text{ мг/м}^3;$$

$$C_{\text{Мзола}} = \frac{200 \cdot 3,2 \cdot 2,5 \cdot 1,26 \cdot 1,14}{60^2 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 108}} \cdot 1 = 0,07 \text{ мг/м}^3.$$

Отримані значення C_M порівнюємо з ГДК.

Таблиця 2.22 – Порівняння результатів з ГДК

Шкідливі речовини	ГДК, мг/м ³	Отримані результати, мг/м ³
CO	5,0	0,02
SO ₂	0,5	0,05
NO ₂	0,085	0,02
Зола	0,5	0,07

Порівняльне дослідження викидів із найбільш потужного стаціонарного джерела показало, що максимально можливі приземні концентрації шкідливих речовин залишаються нижчими за встановлені гранично допустимі концентрації (ГДК). Враховуючи цей факт, розробка додаткових заходів щодо охорони атмосферного повітря в даному випадку вважається недоцільною та не має практичного сенсу.

2.9.2 Охорона гідросфери

Водопритоки, що виникають у процесі видобутку вугілля з геологічних структур, становлять близько 2300 тис. м³ на рік, що відповідає приблизно 6,5 тис. м³ на добу. Після проведення механічної очистки та дезінфекції частина цих шахтних вод використовується безпосередньо в роботах шахти для придушення пилу — їх обсяг складає близько 1100 тис. м³ на рік.

Хімічний склад вод, що скидаються після використання, наведений у табл. 2.23, що дозволяє оцінити вплив шахтних вод на навколишнє середовище та планувати необхідні заходи щодо їхнього контролю та очищення.

Таблиця 2.23 – Якісна характеристика шахтних вод

№ п/п	Показник якості	Концентрація речовин		Затверджені допустимі концентрації мг/л	ГДК, мг/л
		до очисних споруд, мг/л	після очисних споруд, мг/л		
1	Завислі речовини	17,6	15	15	0,75
2	БПК ₅	5,9	5	5	6
3	Сульфати	847	720	720	500
4	Хлориди	1273	1082	1082	3500
5	Мінералізація	262	2230	2230	1000
6	Нафтопродукти	0,059	0,05	0,05	0,3
7	Азот амонійний	0,59	0,5	0,5	1
8	Нітрити	0,09	0,08	0,08	3,3
9	нітрати	11,7	10	10	45
10	Фосфати	0,12	0,1	0,1	3,5
11	Залізо	0,15	0,13	0,13	0,3
12	ХПК	17,6	15	15	15

Шахтні води проходять очищення на діючих спорудах механічної очистки, що включають трьохсекційний відстійник об'ємом 1059 м³, розташований у блоці з контактним резервуаром та установкою для хлорування очищеної води. В якості джерела активного хлору використовується хлорне вапно, що забезпечує ефективну дезінфекцію.

Після проведення механічної очистки та знезараження активним хлором шахтні води по балці Ісаєва потрапляють у річку Велика Біленька, яка, у свою чергу, впадає в річку Сіверський Донець. Для зменшення концентрації завислих

частинок, сульфатів, мінералізації та вмісту заліза доцільно провести додаткову чистку горизонтального відстійника, що дозволить покращити якість води перед її скиданням у природні водні об'єкти.

2.9.3 Охорона літосфери

Породне господарство шахти організоване у вигляді породного відвалу площею 8 га, що розташований у східній частині шахтного поля. Загальна кількість породи у відвалі становить 9 000 тис. т.

Для забезпечення ефективного захисту літосфери рекомендується здійснювати розробку всіх породних відвалів згідно з методикою ВНДІОСвугілля. Порода не містить цінних мінералів, речовин чи металів промислового значення, тому її використання передбачається наступним чином: як баласт при будівництві автодоріг – 60 % (5 400 тис. т), для виробництва цементу М 50 – 10 % (900 тис. т), для виготовлення шлакоблоку – 10 % (900 тис. т), а для рекультивації яробалочної системи – 20 % (1 800 тис. т).

У межах одного року використання породи планується таким чином: на баласт для автодоріг – 600 тис. т, для виготовлення цементу – 100 тис. т, для виробництва шлакоблоку – 100 тис. т, та для рекультивації яробалочної системи – 200 тис. т. Це дозволяє забезпечити раціональне використання породи та мінімізувати негативний вплив на навколишнє середовище.

Річний видобуток складе:

$$Q_p = Q_6 + Q_{\text{ц}} + Q_{\text{шл}}, \text{ тис.т}, \quad (2.169)$$

де Q_6 – річний видобуток породи на будівництво автошляхів, т;

$Q_{\text{ц}}$ – річний видобуток породи на виробництво цементу, т;

$Q_{\text{шл}}$ – річний видобуток породи на виробництво шлакоблоку, т;

$$Q_p = 600 + 100 + 100 + 200 = 1000 \text{ тис. т.}$$

Строк розробки відвалу складе:

$$T = \frac{Q_v}{Q_p}, \text{ років}; \quad (2.170)$$

$$T = \frac{9000}{1000} = 9 \text{ років.}$$

Після завершення робіт із формування породного відвалу необхідно здійснити рекультивацію земель. Рекультивація – це комплекс гірничотехнічних, інженерно-господарських та лісових заходів, спрямованих на відновлення родючості верхнього шару ґрунту після закінчення гірничих робіт. Вона проводиться у два основні етапи: гірничо-технічний та біологічний.

Технічний етап передбачає підготовку порушених земель для подальшого цільового використання в народному господарстві. На цьому етапі виконуються роботи з планування території, формування укосів, зняття та транспортування родючого шару ґрунту, його нанесення на рекультивовані ділянки, а також влаштування дренажної системи та інші необхідні інженерні роботи. Виконання даного етапу забезпечується гірничими підприємствами або спеціалізованими організаціями, які мають відповідну технічну базу.

Біологічний етап спрямований на відновлення родючості земель та включає такі заходи, як посів трав-меліораторів, сидерація, внесення органічних і мінеральних добрив. Ці роботи здійснюють сільськогосподарські або лісгосподарські організації, що спеціалізуються на відновленні земель.

Після завершення обох етапів рекультивації відновлені землі можуть бути використані у сільському господарстві, для створення дачних та садово-огородних товариств, а також для облаштування паркових і рекреаційних зон для відпочинку населення.

2.10 Цивільна оборона

2.10.1 Прогнозування можливих надзвичайних ситуацій на території підприємства, їх характеристика

На території шахти існує можливість виникнення різноманітних надзвичайних ситуацій, що поділяються на кілька категорій.

Пожежі та вибухи можуть виникати у різних об'єктах і на різних ділянках шахти: у будівлях та спорудах загального та виробничого призначення; на технологічних комунікаціях і обладнанні; у транспортних засобах, що експлуатуються на території шахти; безпосередньо у підземних виробках.

Наявність у навколишньому середовищі шкідливих речовин може призводити до перевищення гранично допустимих концентрацій у різних середовищах: у ґрунті, у повітрі відкритих ділянок, у повітрі підземних виробок, у поверхневих водах, у питній воді та у підземних водах, включно з випадками перевищення допустимого рівня радіоактивних речовин.

Раптове руйнування споруд передбачає можливість аварій у будівлях і спорудах виробничого призначення, підземних спорудах систем життєзабезпечення та безпосередньо у шахтних і гірничих виробках.

Аварії на електроенергетичних системах включають аварійні ситуації в електричних мережах і обладнанні, що може призвести до порушення нормального функціонування шахтних об'єктів.

Аварії на системах життєзабезпечення охоплюють надзвичайні події на каналізаційних мережах із викидом забруднювальних речовин, аварії на теплових мережах у холодний період року, а також аварійні ситуації у системах забезпечення питною водою.

Аварії на очисних спорудах передбачають виникнення аварійних ситуацій на спорудах механічної та хімічної очистки стічних вод із можливим викидом або скиданням забруднювальних речовин у навколишнє середовище.

Гідродинамічні аварії включають різні порушення цілісності водних потоків і споруд, що можуть призвести до негативних наслідків для шахтного виробництва та території.

Надзвичайні ситуації природного характеру охоплюють обвали та осипи порід, а також осідання або провали поверхні землі.

Метеорологічні надзвичайні ситуації передбачають екстремальні погодні умови, зокрема: сильні дощі або зливи з інтенсивністю понад 30 мм за годину; град із діаметром більше 20 мм; сильні снігопади із випаданням снігового покриву понад 20 см за 12 годин; дуже сильні морози із температурою мінус 30-35°C і нижче; значні спекотні періоди з температурою понад 35-40°C; сильні вітри зі швидкістю понад 25 м/с, включаючи шквали та смерчі; пилові бурі з видимістю менше 100 м; налипання мокрого замерзлого снігу на об'єктах; ожеледицю на шляхах завтовшки більше 20 мм; снігові замети, що повністю блокують рух транспорту; сильні хуртовини; тривалий туман із видимістю менше 100 м і тривалістю понад 12 годин.

Інфекційні захворювання людей на території шахти можуть проявлятися у вигляді окремих випадків екзотичних або особливо небезпечних хвороб, групових

випадків небезпечних інфекцій, епідемічних спалахів, епідемій, пандемій, а також захворювань невстановленої етіології.

Отруєння людей можливе через споживання забруднених продуктів харчування або води, а також унаслідок впливу токсичних або шкідливих речовин. Ці випадки можуть бути одиночними, груповими або масовими.

2.10.2 Методи забезпечення захисту співробітників підприємства в надзвичайних ситуаціях

Система цивільної оборони (ЦО) та управління надзвичайними ситуаціями (НС) на рівні суб'єкта господарської діяльності є невід'ємною складовою загальної системи ЦО території міста. Керівником ЦО на підприємстві виступає очільник суб'єкта господарювання, тоді як начальниками ЦО відділень, філій або структурних підрозділів призначаються їхні безпосередні керівники.

Начальник ЦО шахти відповідає за організацію та контроль виконання всіх завдань у сфері цивільної оборони та ліквідації наслідків надзвичайних ситуацій техногенного, природного, екологічного або соціально-політичного характеру. Основні напрямки його діяльності включають:

- впровадження державної політики у сфері цивільної оборони, забезпечення захисту працівників і службовців від наслідків можливих НС, а також запобігання їх виникненню та ліквідація наслідків, якщо вони все ж відбулися;
- координацію діяльності органів управління ЦО на підпорядкованих об'єктах для вирішення питань захисту працівників від наслідків надзвичайних ситуацій;
- визначення пріоритетних напрямків роботи у сфері цивільної оборони та НС, організацію контролю за станом ЦО і техногенної безпеки на підприємстві, перевірку готовності до дій у разі НС та проведення профілактичних заходів для запобігання аварійним і катастрофічним подіям;
- забезпечення інформаційної підтримки у сфері ЦО та захисту персоналу від наслідків НС, впровадження сучасних інформаційних технологій і створення банків даних для оперативного реагування;
- організацію навчання та перепідготовки кадрів органів управління і сил ЦО та НС для дій у умовах аварій, катастроф і стихійних лих.

Начальник штабу ЦО (з питань НС і цивільної захисту населення) шахти виконує безпосередні функції щодо реалізації покладених на нього завдань. До його обов'язків належить:

- організація розробки та впровадження заходів цивільної оборони і захисту персоналу підприємства від наслідків НС, забезпечення запобігання їх виникненню та ефективного реагування у разі надзвичайних ситуацій;
- надання пропозицій до проектів програм та прогнозів щодо ліквідації наслідків можливих НС на території суб'єкта господарювання, а також контроль за їх виконанням;
- підготовка пропозицій щодо включення витрат на розвиток і вдосконалення системи ЦО та управління НС у проект бюджету підприємства і контроль цільового використання коштів;

- координація робіт із ліквідації наслідків аварій, катастроф і стихійних лих силами суб'єкта господарювання, забезпечення готовності органів управління та сил ЦО до оперативних дій;
- організація створення, підготовки та використання аварійно-рятувальних формувань для проведення робіт з локалізації та ліквідації наслідків НС;
- виконання інших функцій, що впливають із покладених завдань у сфері цивільної оборони та управління надзвичайними ситуаціями.

Ця структура забезпечує комплексний підхід до захисту працівників, управління ризиками і оперативного реагування на можливі надзвичайні події на території шахти.

2.10.3 Управління підприємством у надзвичайній ситуації

У разі загрози виникнення надзвичайних ситуацій техногенного, природного, соціально-політичного або екологічного характеру (за даними МНС України, Гідромету, відповідних міністерств і відомств, територіальних органів управління з питань НС та ЦЗН або інших достовірних джерел) органи управління та сили цивільної оборони (ЦО) суб'єкта господарської діяльності приводяться у стан готовності відповідно до масштабу та потенційних розмірів наслідків НС.

Термін приведення у готовність:

- адміністрація об'єкта та штаб ЦО і НС – у робочий час протягом 10–15 хвилин, у неробочий час – від 1,5 до 3 годин;
- управління, відділи та служби адміністрації – у робочий час протягом 10–15 хвилин, у неробочий час – від 1,5 до 3 годин.

Приведення органів управління ЦО і НС у готовність здійснюється рішенням начальника ЦО об'єкта або рішенням вищестоящих органів управління з надзвичайних ситуацій та цивільного захисту населення, включаючи відомчі структури.

Дії начальників і органів управління ЦО та НС регламентуються календарними планами заходів цивільної оборони для кожної групи однотипних надзвичайних ситуацій (аварії, катастрофи) з урахуванням масштабів та зон ураження. Управління діяльністю органів і сил ЦО суб'єкта господарювання щодо запобігання НС і ліквідації їх наслідків здійснюється з постійних пунктів управління або, за потреби, із запасних чи мобільних пунктів управління.

Органи управління ЦО і НС можуть діяти у повному або скороченому складі залежно від ситуації та відповідно до рішення начальника ЦО об'єкта, територіальних або вищестоящих органів управління цивільної оборони. Приведення сил ЦО у готовність відбувається рішенням начальника ЦО об'єкта або уповноважених вищестоящих органів.

Порядок забезпечення дій органів управління та сил ЦО у період загрози виникнення НС включає:

- приведення постів радіаційного, хімічного та санітарного спостереження у стан готовності та цілодобове відстеження ситуації з доповіддю терміново або протягом 4 годин;
- координацію роботи управлінь, відділів та служб через штаб ЦО щодо матеріально-технічного забезпечення сил і заходів цивільної оборони;

- приведення у готовність сховищ, протирадіаційних укриттів та підвальних приміщень для захисту персоналу з можливістю додаткової герметизації;
- прогнозування можливої обстановки та уточнення рішень для проведення рятувальних і першочергових відновлювальних робіт у зонах ураження;
- організацію відселення або евакуації працівників і службовців у разі попадання об'єкта у зону ураження, особливо у випадку хімічного або радіоактивного забруднення;
- за необхідності висування додаткових сил до місць аварій, катастроф чи стихійного лиха та виконання інших необхідних заходів.

Організація заходів та дії органів управління і сил ЦО здійснюється відповідно до календарного плану по кожній групі можливих НС. У період загрози системи оповіщення активуються для масового інформування працівників і службовців, при цьому зв'язок здійснюється з використанням всіх наявних каналів і засобів комунікації.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Обґрунтування комплексу технічних заходів щодо підвищення стійкості підготовчих виробок

Вступ

Для забезпечення надійної та безпечної експлуатації підготовчих виробок необхідно, щоб площа їх поперечного перерізу повністю відповідала проектним параметрам і вимогам чинних Правил безпеки. Дотримання заданих геометричних розмірів виробок є обов'язковою умовою їх нормального функціонування та безпеки виконання гірничих робіт.

Під дією гірського тиску та напруженого стану масиву порід, що оточує виробки, можливі деформації і часткові або повні руйнування порід. Це, у свою чергу, призводить до зменшення або зміни площі поперечного перерізу виробки, а також до пошкодження або руйнування елементів кріплення. Інтенсивність деформацій, характер зсувів порід і ступінь пошкодження кріплення значною мірою залежать від просторового положення підготовчої виробки відносно очисних вибоїв.

Підготовчі виробки можуть зазнавати дії опорного тиску в кількох характерних зонах, які визначаються положенням очисного забою (рис. 3.1). Виділяють такі зони: I – зона, що знаходиться поза впливом очисного вибою; II – зона дії тимчасового опорного тиску перед очисним вибоєм; III – зона впливу тимчасового опорного тиску позаду очисного вибою; IV – зона сталого опорного тиску позаду очисного вибою; V – зона повторного тимчасового опорного тиску перед другим очисним вибоєм; VI – зона повторного тимчасового опорного тиску позаду очисного вибою; VII – зона повторного сталого опорного тиску.

У кожній із зазначених зон умови роботи підготовчих виробок істотно відрізняються, що потребує відповідного вибору типу та параметрів кріплення і заходів щодо забезпечення їх стійкості.

Під дією опорного тиску, який виникає внаслідок ведення очисних робіт, процеси деформації гірських порід та їх переміщення у напрямку до виробки значно посилюються. Вид і інтенсивність таких деформацій, а також величина зміщень визначаються сукупністю гірничо геологічних і гірничотехнічних факторів, що формують напружений стан масиву та залежать від фізико механічних характеристик порід.

У складних умовах, коли породи мають схильність до деформування, застосовують спеціальні інженерні заходи і методи захисту виробок від руйнування. З цією метою за контуром виробки залишають охоронні цілики, влаштовують бутові смуги або зводять спеціальні штучні огорожувальні конструкції, такі як багаття, бетонні стінки та інші елементи. Усі ці заходи спрямовані на запобігання обваленню і значному просіданню порід покрівлі.

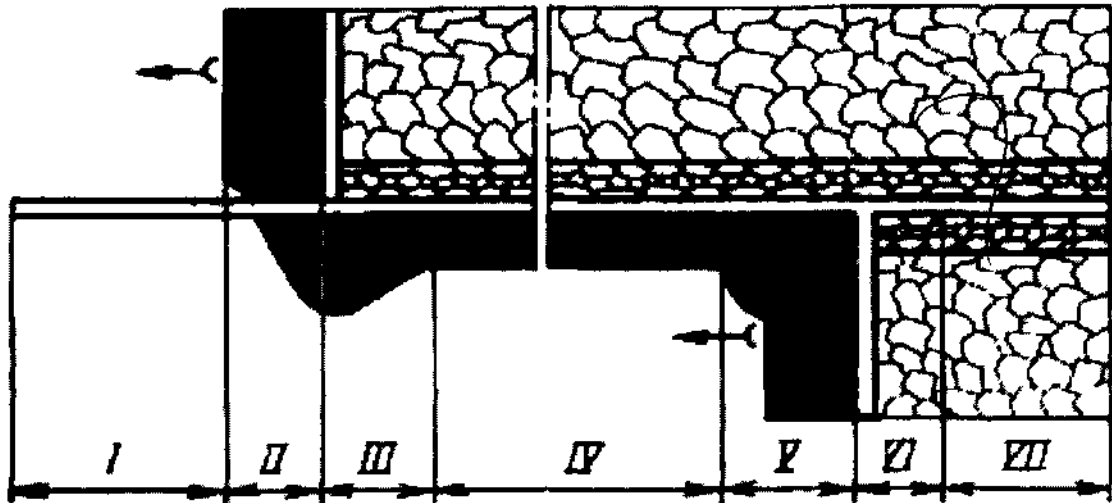


Рисунок 3.1 – Схема розташування зон опорного тиску в підготовчих виробках

Проведення підготовчих виробок можливе у вугільному масиві, вприсічку до виробленого простору або безпосередньо у виробленому просторі. Для кожної зони дії опорного тиску характерні свої допустимі та ефективні способи охорони виробок. Зокрема, у зоні II захист виробок забезпечується шляхом їх проведення в масиві вугілля. У зонах III V використовують комбіновані способи охорони, зокрема поєднання масиву з ціликом, масиву з бутовою смугою, масиву з двома бутовими смугами, масиву зі штучною огорожею, а також масиву з виробленим простором з протилежного боку. Виробки, що знаходяться в зонах VI і VII, захищають шляхом залишення ціликів у поєднанні з бутовою смугою, двома бутовими смугами, двома ціликами або застосуванням штучних огорож з обох сторін.

Під час відпрацювання вугільного пласта з одного боку штреку осідання породного масиву позаду очисної лави відбувається нерівномірно на ділянці довжиною до 150 м. З боку виробки, прилеглого до збереженого вугільного масиву, конвергенція після проходження лави становить приблизно 10-50 відсотків потужності пласта, тоді як зі сторони виробленого простору вона досягає 30-80 відсотків. У зв'язку з цим основним завданням різних способів охорони виробки з боку виробленого простору є зменшення різниці в величині конвергенції між обома сторонами виробки та забезпечення її стійкого стану.

Околоштрекові смуги вважаються результативними за умови, що край покрівлі пласта вздовж штреку після проходження очисної лави не зазнає обвалення і зберігає несучу здатність, виконуючи роль опори для околоштрекової смуги. Саме стабільність покрівлі визначає можливість ефективного використання такого способу охорони виробки.

Для вирівнювання процесу опускання покрівлі біля бічних стінок виробки в умовах слабких гірських порід, межа міцності яких на стиск не перевищує 25 МПа, доцільно застосовувати дерев'яні багаття з обох боків вироблення. Унаслідок встановлення багать з боку вугільного масиву зона обрізу покрівельних порід уздовж штреку зміщується у напрямку крайової частини пласта. Це сприяє більш рівномірному осіданню покрівлі, хоча загальна величина її опускання при цьому зростає.

На шахтах Донбасу пологі вугільні пласти середньої потужності зазвичай відпрацьовують за стовповими системами з погашенням підготовчих виробок у міру просування очисних вибоїв. За таких умов, як правило, використовується зворотноточна схема провітрювання. Застосування зворотного порядку відробітку в межах поверху обумовлюється передусім складністю підтримання виробок позаду очисного вибою. Подібна традиційна організація гірничих робіт часто обмежує можливість досягнення високого навантаження на лаву через жорсткі вимоги до провітрювання.

У зв'язку з цим виникає потреба у використанні прямооточного провітрювання виймальних ділянок. Питання забезпечення стійкості та збереження підготовчих виробок позаду очисного вибою є важливим не лише з точки зору їх можливого повторного використання, а й для створення умов надійного прямооточного провітрювання.

Показовим у цьому відношенні є досвід шахти Красноармійська Західна № 1. У безпосередній покрівлі пласта потужністю 1,0-1,5 м залягає алевроліт товщиною 1-5,4 м з межею міцності на одноосьове стискання 30-55 МПа, тоді як основна покрівля представлена пісковиком потужністю 9,1-12,4 м з міцністю 46-127 МПа.

У ґрунті пласта знаходиться шар алевроліту потужністю 0,6-0,7 м з міцністю 32-41 МПа, під яким залягає пісковик завтовшки 10,6-18,8 м з міцністю 50-86 МПа. Над вугільним пластом на відстані 17-20 м по нормалі розташований пласт супутник вугілля потужністю 0,25-0,5 м. Глибина ведення гірничих робіт становить 540-600 м, а кут падіння пласта знаходиться в межах 2-4 градусів.

Проектом будівництва шахти при зворотному ході відпрацювання було передбачено застосування прямооточної схеми провітрювання виймальних ділянок з рухом повітряного струменя по лаві у низхідному напрямку. Також планувалося погашення вентиляційного штреку слідом за посуванням лави та підтримка конвеєрного штреку позаду неї з охороною бутовою смугою або дерев'яними кострами з боку виробленого простору.

Передбачалося, що конвеєрні штреки зможуть повторно використовуватися як вентиляційні виробки. Проте практика показала, що бутові смуги, бутокостри, залізобетонні блоки та інші конструктивні елементи не забезпечують необхідної стійкості штреків у зоні впливу рухомого очисного вибою. У результаті виникла потреба відмовитися від прийнятого проектного рішення та перейти від прямооточного до зворотноточного провітрювання із застосуванням газовідсмоктування. Підготовчі виробки при цьому погашалися у міру просування лави.

У період 2016-2021 років на шахті було реалізовано комплексну програму технічного переоснащення, модернізації шахтного фонду та вдосконалення

гірничого господарства, що суттєво вплинуло на результати її діяльності. Зокрема, у 2021 році порівняно з 2016 роком обсяг видобутку вугілля зріс у 2,4 раза і досяг 4219 тис. т.

Разом з тим таке навантаження на діючі очисні вибої стало граничним за газовим чинником, оскільки застосовувалася зворотно точна схема провітрювання виймальних ділянок. Додатково ускладнювала ситуацію недостатньо ефективна робота дегазаційних свердловин, розташованих попереду лави та пробурених зі штреку у вугільний пласт супутник.

У зв'язку з цим знову постала необхідність повернення до прямої схеми провітрювання. Основна задача полягала у пошуку такого способу збереження стійкості конвеєрних виробок позаду очисних вибоїв, що відпрацьовуються зворотним ходом, який би одночасно відповідав вимогам геомеханіки, технології та економічності доцільності.

3.1 Аналіз вивченості способів охорони

Відповідно до сучасних та прогресивних технологічних рішень, базовим принципом розробки вугільних пластів у межах виймальних полів має бути повна виїмка запасів без залишення охоронних ціликів. Такий підхід передбачає застосування раціональних способів захисту пластових виймальних виробок, які забезпечують їх стійкість і безпечні умови експлуатації протягом усього періоду відпрацювання.

Реалізація зазначеного принципу можлива за умови використання таких способів охорони виробок. Перший спосіб полягає у підтриманні вироблення в масиві порід перед очисною лавою з подальшим його погашенням після проходження лави. Цей варіант дозволяє зберігати необхідний перетин виробки на стадії підготовки та очисних робіт.

Другий спосіб передбачає збереження вироблення позаду вибою лави шляхом застосування спеціальних штучних огорож, що дає змогу повторно використовувати виробку у вентиляційних або транспортних цілях. Такий підхід є доцільним за умов стабільного геомеханічного стану масиву.

Третій спосіб полягає у проведенні підготовчої виробки вприсічку до виробленого простору, що зменшує вплив опорного тиску та сприяє зниженню деформацій гірських порід.

Четвертий варіант охорони базується на оформленні вироблення позаду очисного вибою з його підтримкою у виробленому просторі за допомогою бутових смуг, які викладаються з обох боків виробки. Це дозволяє частково вирівнювати конвергенцію і підвищувати стійкість контуру вироблення.

П'ятий спосіб передбачає проведення спарених виробок, розділених ціликом. При цьому одне вироблення погашається слідом за просуванням першої лави, а друге вироблення ліквідовується після відпрацювання другої лави з одночасним поетапним витяганням залишених ціликів. Така схема забезпечує повну виїмку запасів і зменшує втрати вугілля.

На рисунку 3.2 наведено схему першого способу охорони виробок. Для варіанту 1а сумарне зміщення гірських порід визначається за відповідною розрахунковою формулою, яка враховує умови залягання пласта, фізико механічні властивості порід та параметри очисних робіт.

$$U_{\text{общ}} = (U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U'_o + U_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}}, \quad (3.1)$$

де $U_{\text{пр}}$ – опускання порід під впливом проведення виробки;

$K_{\text{пр}}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки;

U'_o – опускання у виробки як одиночної після періоду інтенсивного опускання порід:

при t менш 1 року $U'_o = V_o t$;

при t більш 1 року $U'_o = 12 V_o$;

V_o – швидкість опускання порід, мм/міс;

t – термін служби виробки, міс;

U_1 – опускання покрівлі під впливом передньої зони опорного тиску першої лави, мм;

K_s – коефіцієнт, що враховує перетин виробки;

$K_{\text{кр}}$ – коефіцієнт, що враховує обвалюємість покрівлі, дорівнює 0,8 для легкообвалюємих; 1 – середньої обвалюємої; 1, 2 – важкообвалюємої покрівлі;

$K_{\text{ус}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив кріплення посилення, дорівнює: 0,8 при реакції кріплення посилення 0,1 МПа; 0,7 при реакції кріплення посилення 0,2 МПа.

Частки опускання покрівлі $U_{\text{к1}} = U_{\text{общ1}} \cdot K_{\text{к}}$,

де $K_{\text{к}} = \sigma_{\text{п}} / (\sigma_{\text{п}} + \sigma_{\text{к}})$.

Для схеми 3.1 опускання визначається по формулі

$$U_{\text{общ}} = (U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U'_o + 1,3 U_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}}. \quad (3.2)$$

Вхідні у формули величини опускання і швидкості опускання знаходяться по графіках.

За другого способу охорони виробок використовують різні види штучних огорож, призначених для забезпечення їх стійкості позаду очисного вибою. До таких огорожувальних конструкцій належать органне кріплення, костри, викладені зі шпального бруса, залізобетонні тумби, монолітні смуги з литого бетону, а також бутові смуги з породи. Кожен із зазначених видів огорож має свої особливості застосування та ефективність, що залежать від гірничо геологічних і гірничотехнічних умов розробки пласта.

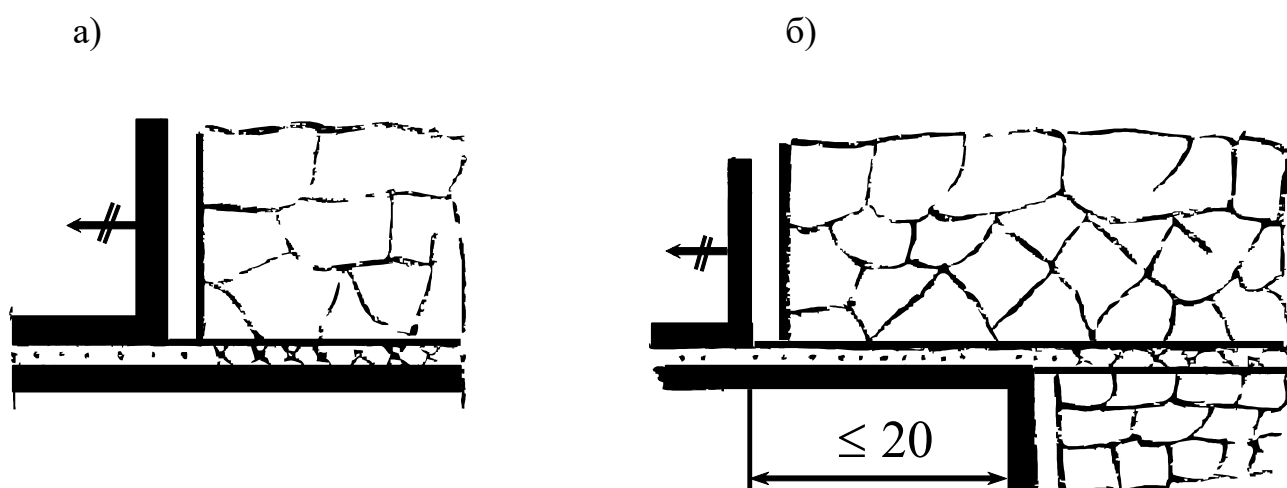


Рисунок 3.2 – Схема 1-го способу охорони виробки

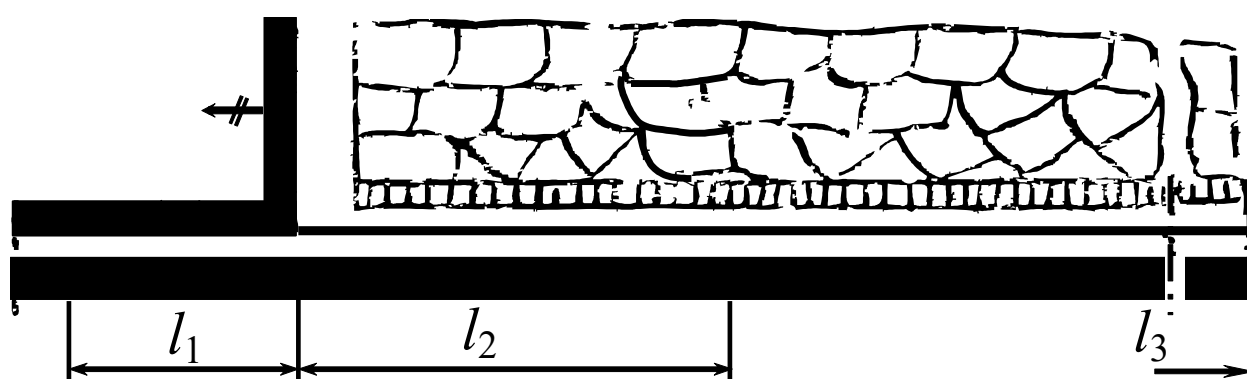


Рисунок 3.3 – Схема 2-го способу охорони виробки

Рекомендовані умови використання штучних огорожень визначаються з урахуванням міцності та деформаційних властивостей порід покрівлі і ґрунту, глибини ведення робіт, величини опорного тиску, а також швидкості посування очисного вибою. Вибір конкретного типу огорожі здійснюється з метою мінімізації деформацій контуру вироблення та забезпечення можливості його подальшої експлуатації або повторного використання.

На рисунку 3.3 наведено узагальнену принципову схему захисту виробки за другим способом охорони, яка ілюструє розташування штучних огорожень відносно очисного вибою та виробленого простору. Дана схема відображає характер взаємодії огорожувальних конструкцій з масивом порід і дозволяє оцінити умови їх роботи під дією гірського тиску.

Основні геометричні та міцнісні параметри штучних огорожень, зокрема їх ширина, висота, крок встановлення і несуча здатність, визначаються за спеціальною розрахунковою залежністю. Зазначена формула враховує навантаження від покрівлі, властивості матеріалів огорожі та умови роботи виробки у зоні впливу очисних робіт.

$$\Pi = P/P_{\text{ел}}, \quad (3.3)$$

де $P_{\text{ел}}$ – кількість тумб, стійок органного кріплення або ширина смуги на 1 м виробки;

P – розрахункове навантаження, МН/м,

$$P = [a + b(m - 1)] \cdot \frac{\sigma}{50}; \quad (3.4)$$

a, b – емпіричні коефіцієнти:

Штучне огороження	a	b
органне кріплення	0,9	0,3
ЗБТ	4,0	6,0
лита смуга	10,0	2,0

m – потужність пласту, округляти до цілих метрів у велику сторону;

σ – округлити до 50 при σ менше 50 і до 80 при σ більше 50 МПа;

$P_{\text{ел}}$ – несуча здатність елемента;

Залізобетонні тумби розміщують у один ряд за умов легкообвалюваної покрівлі. При середньообвалюваних породах покрівлі доцільно застосовувати розташування тумб у півтора ряду, а за важкообвалюваної покрівлі передбачається

встановлення двох повноцінних рядів таких конструкцій. Така схема розміщення дозволяє забезпечити необхідну стійкість виробки залежно від інтенсивності гірського тиску і характеру деформацій порід.

Несуча здатність одного дерев'яного стояка органного кріплення діаметром 0,2 м змінюється залежно від його довжини. За довжини стояка до 1 м вона становить близько 0,3 МН, при довжині від 1 до 2 м зменшується до 0,25 МН, а при довжині понад 2 м складає приблизно 0,20 МН. Несуча спроможність однієї залізобетонної тумби визначається як добуток її опорної площі F на розрахункове напруження σ_d і виражається у меганьютонах. Для литої бетонної смуги величина несучої здатності R_{el} приймається рівною міцності матеріалу, з якого виконана смуга.

З метою забезпечення необхідної піддатливості кріплення дерев'яні стояки встановлюють під дерев'яний брус товщиною 0,15 м у випадках, коли потужність вугільного пласта не перевищує 2 м. За більшої потужності пласта додатково влаштовується ліжан аналогічної товщини, що дозволяє рівномірніше передавати навантаження та зменшувати концентрацію напружень.

Костри, змонтовані зі шпального бруса, розташовують в один ряд при потужності пласта до 2,5 м. Якщо ж потужність перевищує 2,5 м, рекомендується встановлення кострів у два ряди, що підвищує загальну стійкість охоронної конструкції у виробленому просторі.

Нормативне значення міцності швидкотвердіючого матеріалу, який застосовується для влаштування литої смуги, через одну добу після її зведення становить 10,0 МПа. Це дозволяє вже на ранньому етапі сприймати навантаження від покрівлі і обмежувати її переміщення.

Величина опускання покрівлі при використанні другого способу охорони виробки визначається за відповідною розрахунковою формулою, яка враховує параметри кріплення, властивості порід та умови ведення очисних робіт:

$$U_{\text{общ2}} = [U_{\text{пр}} K_{\text{пр}} + U_o' + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2) K_{\text{кр}}] \cdot K_s K_{\text{ус}}, \quad (3.5)$$

де $U_1^{\text{ост}}$ – залишкове опускання після проходження 1-й лави, мм

$$U_1^{\text{ост}} = K_{\text{охр}} m + V_1 t_1, \quad (3.6)$$

V_1, t_1 – швидкість опускання порід і час експлуатації виробки за лавою, мм/міс., міс., відповідно;

U_2 – опускання покрівлі під дією передньої зони опорного тиску 2-й лави, мм $U_2 = 1,4U_1$;

$K_{\text{охр}}$ – коефіцієнт, що враховує піддатливість штучного огороження:

для органного кріплення	–	0,2;
для ЗБТ	–	0,15;

для литий смуги	–	0,1;
для костров і бутових смуг	–	0,4;
для костров із круглого лісу	–	0,6.

І по другому способі охорони можна підсилювати штрекове кріплення. Схема установки кріплення посилення приведена на рис. 3.3.

Параметри установки кріплення посилення приведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Параметри установки кріплення посилення

Ділянка	Довжина ділянки, м, при σ_k , МПа		
	до 50	50 – 80	більш 80
ℓ_1	15	20	30
ℓ_2	40	60	80
ℓ_3	20	30	50

На рисунку 3.4 наведено схематичне зображення проведення підготовчих виробок уприсічку, що відповідає третьому способу їх охорони. У межах даного способу розрізняють декілька різновидів виконання виробок залежно від ступеня збереження та взаємодії з виробленим простором.

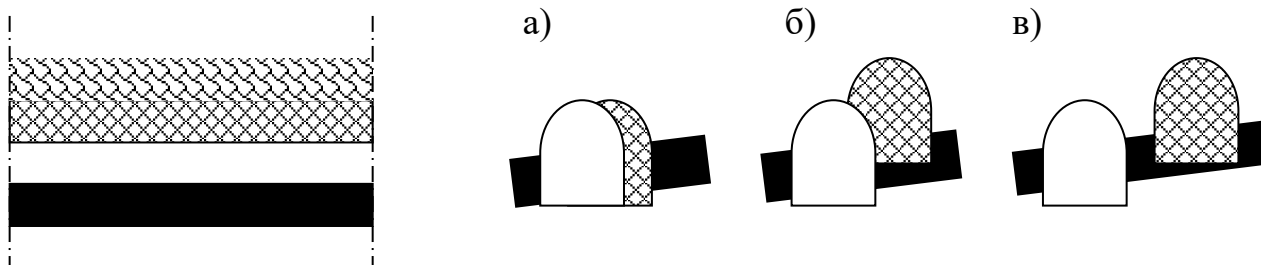


Рисунок 3.4 – Схема 3-го способу охорони виробки

Перший варіант, позначений літерою а, передбачає здійснення присічки з частковим збереженням виробки. За такої схеми частина поперечного перетину вироблення зберігається у працездатному стані, що дозволяє обмежений час використовувати його для транспортування або провітрювання.

Другий варіант, позначений літерою б, являє собою повну присічку. У цьому випадку виробка повністю входить у вироблений простір і не зберігається для подальшої експлуатації, що доцільно за несприятливих гірничо-геологічних умов або значних деформацій порід.

Третій варіант, позначений літерою в, полягає у проведенні присічки із залишенням охоронного цілика, ширина якого не перевищує потужності вугільного пласта. Такий цілик виконує роль опорного елемента, знижуючи інтенсивність деформацій та сприяючи підвищенню стійкості вироблення.

Умови доцільного застосування кожної з наведених схем визначаються комплексом гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів та узагальнено наведені нижче у відповідному порівняльному аналізі.

Показники	Порода покрівлі		
	легкообвальовальні	середньообвальовані	важкообвальовані
Схеми, що допускаються	А, Б, В	Б, В	В
Відставання від лави, м	90	більш 80	до 250
Розрив у часі, міс.	3	4	10

Опускання порід визначається по формулі:

$$U_{\text{общз}} = (U'_{\text{пр}} + U''_o + U'_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}} \cdot K', \quad (3.7)$$

де $U'_{\text{пр}}$ – опускання порід під впливом проведення виробки вприсічку, мм;

$$U''_o = V''_o t \quad \text{при } t < 12 \text{ міс}; \quad (3.8)$$

K' – коефіцієнт, що враховує місце розташування виробки:

$K'=1$ для схеми А; $K'=0,7$ для Б и В;

V''_o – швидкість опускання порід у виробленні як одиночної, проведеної вприсічку; $V'' = V''_{\text{ост}}$;

U'_1 – опускання порід під впливом передньої зони опорного тиску у виробки, проведеної вприсічку.

Схема розташування й охорони виробки по 4 способів охорони показана на рис. 3.5.

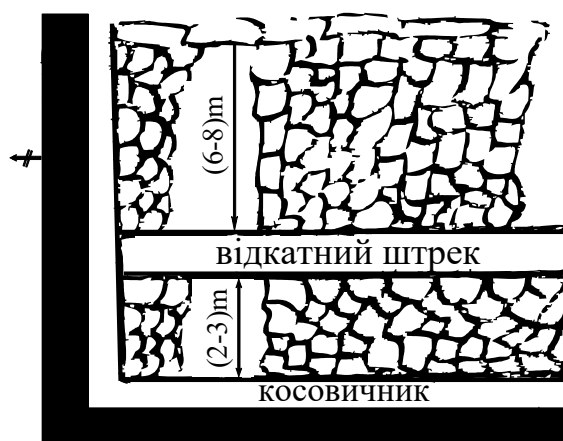


Рисунок 3.5 – Схема 4-го способу охорони виробки

Опускання порід у виробку по 4 способу охорони визначається по формулі:

$$U_{\text{общ}4} = K_6 m, \quad (3.8)$$

де K_6 – коефіцієнт, що враховує піддатливість бутової смуги.

Опускання покрівлі визначається по формулі $U_k=0,3m$, а підняття підшви по формулі $U_n = U_{\text{общ}4} - U_k$.

Умови застосування способів охорони пластових виємочних виробок приведені нижче.

Номер способу	1	2	3	4
Потужність пласту, м	будь-яка	до 2,5 м	будь-яка	до 1,5 м
Ступінь пучіння підшви	менше 12	менше 20,0	будь-яка	більше 40

На рис. 3.6 показане розташування виробок по 5 способу охорони, якому можна застосовувати на сильно газонасних пластах.

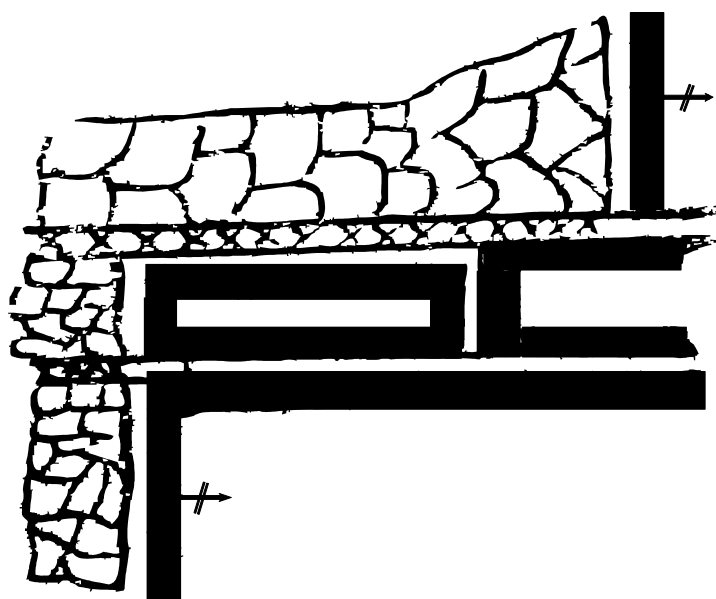


Рисунок 3.6 – Схема 5-го способу охорони виробок

3.2 Стан виробок на шахті. Способи охорони виробок

Загальна протяжність підготовчих виробок, що безпосередньо прилягають до очисної лави на шахті, становить 4283 м. Уся ця довжина закріплена рамним металевим кріпленням. Водночас результати обстежень показують наявність значної кількості ділянок із порушеннями геометричних параметрів. Так, незадовільний стан за площею поперечного перетину зафіксовано на 1010 м виробок, за висотою – на 430 м, а за величиною зазорів – на 335 м.

Аналіз наведених експлуатаційних даних свідчить про те, що приблизно третина всіх підготовчих виробок перебуває у незадовільному технічному стані та потребує підвищеної уваги з боку служби підтримки вироблень. Такий стан негативно впливає на умови безпеки, провітрювання та ефективність ведення гірничих робіт.

На даній шахті для охорони підготовчих виробок використовується традиційний спосіб із залишенням охоронних ціликів довжиною 20 м і шириною 4 м у поєднанні з органом кріпленням. Зазначена схема застосовується з метою зменшення деформацій порід та збереження працездатного перетину виробок у процесі їх експлуатації.

3.3 Вибір та обґрунтування способу охорони прилеглих до лав виробок

Досвід відпрацювання тонких і пластів середньої потужності на вугільних шахтах Донбасу свідчить, що одним із найрезультативніших способів охорони підготовчих виробок є їх збереження для повторної експлуатації шляхом застосування штучних огорожень, сформованих з окремих конструктивних елементів. Такий підхід дозволяє істотно підвищити стійкість виробок у складних гірничо-геологічних умовах.

На сучасному етапі на підприємствах регіону понад половину підготовчих виробок, призначених для повторного використання, підтримують за допомогою тумб, зібраних з дерев'яно-бетонних блоків (ДББ). Застосування цих конструкцій набуло широкого поширення завдяки їх технологічності та ефективності.

Практика експлуатації огорожень з блоків ДББ показала, що у порівнянні з бутобетонними залізобетонними тумбами, бутокострами та накатними кострами, використання тумб з дерев'яно-бетонних блоків забезпечує зменшення зсуву покрівлі у виробках у 1,5-2,3 рази. Стан покрівлі при цьому істотно покращується, а в більшості випадків досягається практично безремонтна експлуатація виробок за першим очисним забоем навіть на значних глибинах розробки 600-1000 м.

Разом з тим у низці підготовчих виробок застосування тумб з блоків ДББ не дало очікуваного ефекту. Однією з головних причин такої ситуації є невідповідність основних параметрів охоронних конструкцій, зокрема їх подовжньої податливості та несучої здатності на 1 м довжини штреку, конкретним гірничо-геологічним і гірничотехнічним умовам. При цьому вибір раціональних параметрів огорожень ускладнюється недостатньою вивченістю впливу

конструктивних особливостей дерев'яно-бетонних блоків на несучу здатність і деформаційні властивості тумб, складених з них.

У роботі [24] виконано експериментальні дослідження, спрямовані на вивчення впливу окремих конструктивних характеристик дерев'яно-бетонних блоків на несучу здатність і податливість тумб, які використовуються при безціликовій охороні виробок. Основною метою досліджень було визначення таких параметрів блоків ДББ, зміна яких дозволяє у широких межах регулювати податливість та максимальний робочий опір тумб.

Як правило, у процесі випробувань досліджували тумби, зібрані з трьох або чотирьох блоків. Між верхнім блоком і плитою преса по всій робочій площі без зазорів укладали прокладки з обрізної соснової дошки товщиною 40 мм.

Методика вивчення деформаційно-силових характеристик тумб з блоків ДББ полягала у поетапному навантаженні їх на пресі. Навантаження підвищували ступеннями по 0,3-0,5 МПа відповідно до показників манометра. Після досягнення кожного рівня тиску його підтримували протягом 2-3 хвилин. У цей період у двох взаємно перпендикулярних площинах виконували вимірювання висоти тумби, діаметрів блоків, величини зазорів між ними, а також товщини прокладок. Якщо після чергового збільшення тиску спостерігалось інтенсивне зростання податливості тумби, тиск знижували до моменту стабілізації деформацій.

Оскільки низка характеристик блоків істотно впливає на несучу здатність і податливість тумб ДББ, при дослідженні впливу окремого параметра блоки добирали таким чином, щоб інші їх характеристики змінювалися у максимально вузьких межах.

Зважаючи на те, що досліджувані тумби мали різну початкову висоту, як показник податливості використовували відносну податливість. Вона визначалася як відношення зменшення висоти тумби при заданому навантаженні до її початкової висоти і виражалася у відсотках.

На деформаційно-силові властивості тумб з блоків ДББ істотно впливають такі параметри дерев'яних стійок, як порода деревини, середня площа стійок у перетині робочої поверхні блоків, їх середній діаметр та відносний виступ стійок над металевою обоймою.

Тісний характер залежності несучої здатності тумб від середнього вмісту стійок у блоках пояснюється тим, що зі збільшенням площі перетину робочої поверхні блоків спочатку зменшується зминання виступаючих частин стійок, а граничне навантаження, яке можуть сприймати тумби, зростає. Твердіючий розчин, модуль пружності якого на порядок перевищує модуль пружності сосни у напрямку, перпендикулярному осі стійок, ефективно заповнює порожнини між дерев'яними елементами і створює умови для їх роботи переважно в режимі осьового стиску.

Однак при збільшенні середньої площі стійок у блоках понад 85% проміжки між ними стають настільки малими, що якісне заповнення їх тверднучим складом стає практично неможливим. Це призводить до зниження середнього модуля пружності в площині блоку, а в окремих випадках і до появи незаповнених порожнин

між стійками, що викликає різке зменшення бокового розпору. У результаті несуча здатність блоків і тумб у цілому істотно знижується.

Встановлено, що відносна податливість тумб з блоків ДББ при досягненні ними максимальної несучої здатності визначається зминанням кінців дерев'яних стійок, які виступають над металевими обоймами. При збільшенні середньої площі стійок у перетині блоків у межах від 36 до 95% відносна податливість закономірно зменшується з 18,3 до 10%, тобто приблизно у 1,83 раза.

На основі виконаних досліджень у технічних умовах на виготовлення блоків БДБ встановлено обов'язкову вимогу: площа поперечного перерізу дерев'яних стійок у складі блоків БДБ має перебувати в межах 75–85%. Дотримання цієї умови забезпечує зростання максимальної несучої здатності тумб БДБ на 20–37% та зменшення їх податливості у 1,5–1,8 раза, що в підсумку сприяє підвищенню ефективності й рівня безпеки робіт з охорони гірничих виробок.

За результатами експериментальних досліджень встановлено, що збільшення середнього виступу дерев'яних стійок над поверхнею обойм блоків БДБ лише незначно впливає на величину максимальної несучої здатності тумб, проте істотно відбивається на їх податливості. У зв'язку з цим регулювання податливості охоронних конструкцій з тумб БДБ доцільно здійснювати шляхом зміни величини виступу дерев'яних стійок відносно обойм блоків. Під час відпрацювання лав для охорони виймальних штреків за очисним вибоєм на шахтах застосовують тумби з БЗБТ, бутокостри, дерев'яні багаття та вугільні цілики.

Тумби з блоків БЗБТ характеризуються значною несучою здатністю, малою податливістю та можливістю багаторазового використання. Водночас їх основними недоліками є висока собівартість і значна маса. Дерев'яні костри та бутокостри мають нижчу вартість, однак через підвищену податливість не забезпечують достатньо ефективної й економічно доцільної підтримки виробок після проходження лави.

Згідно з наявними статистичними даними, найбільша частка безціликових способів охорони виймальних виробок припадає на використання бутокострів і тумб з блоків БЗБТ. Обсяги застосування вугільних ціликів залишаються практично незмінними, тоді як використання бутових смуг має стійку тенденцію до скорочення. В останні роки також відзначається певне зменшення обсягів застосування тумб з БЗБТ, що пояснюється різким зростанням вартості матеріалів і уповільненням темпів підвищення заробітної плати. Разом з тим слід очікувати, що за умов досягнення економічної стабільності частка безціликових способів охорони зростатиме, що вимагатиме подальшого вдосконалення засобів підтримки гірничих виробок.

Існує також практика використання жорстких конструкцій у вигляді одночасної установки кількох стійок, так званого «куща». Проте за значних навантажень стійки в такій конструкції руйнуються окремо внаслідок поздовжнього вигину, що призводить до повної втрати несучої здатності всієї системи. Фахівцями об'єднання «Ростовугілля» була запропонована конструкція «кусто-пакетного» кріплення з покращеними експлуатаційними характеристиками. Вона передбачає симетричне

розміщення необхідної кількості стійок у межах кола оптимального діаметра з їх обв'язуванням гнучкими міцними стягуваннями, рівномірно розподіленими по всій довжині елементів.

Для визначення раціональних параметрів кріплення були проведені лабораторні випробування «кусто-пакетного» кріплення за різних схем монтажу. Досліджувалися моделі як з вільно встановленими стійками, так і зі стійками, об'єднаними гнучкими зв'язками. Під час випробувань фіксувався характер деформацій як у процесі навантаження, так і після його зняття.

Основним видом руйнування моделей невеликої довжини, а саме 105 і 210 мм, було зминання торцевих поверхонь та утворення складок поблизу торців при досягненні межі міцності матеріалу. Подальше руйнування відбувалося по паралельних площинах за менших навантажень. Кут нахилу площини руйнування для моделей довжиною до 100 мм становив близько 45° , а зі збільшенням довжини елементів він зменшувався. У моделях довжиною 400 мм і більше процес руйнування починався зі зминання торцевих ділянок, після чого виникав вигин і руйнування елементів у середній частині, що спричиняло повну втрату несучої здатності конструкції. Застосування зв'язків посилення лише в торцевих частинах або в середині конструкції суттєво не змінювало ситуації. Винятком стала модель з чотирма зв'язками посилення, рівномірно розташованими по всій довжині конструкції.

У цьому випадку, незважаючи на довжину 400 мм, конструкція працювала за характеристиками, близькими до моделі довжиною 210 мм, без вигину та руйнування середньої частини. Таким чином, за умови правильного вибору довжини й кількості стійок, а також числа і ступеня натягнення гнучких стягувань, існує можливість суттєво поліпшити силові параметри «кусто-пакетного» кріплення.

З цією метою були виконані аналітичні дослідження, спрямовані на визначення конструктивних і силових характеристик «кусто-пакетного» кріплення залежно від потужності пласта. В основу методики було покладено розгляд роботи конструкції виключно в режимі осьового стиснення без урахування поздовжнього вигину. При цьому загальна несуча здатність визначалася межею міцності матеріалів. Отже, змінюючи кількість стійок і гнучких стягувань, можна отримувати необхідні експлуатаційні характеристики «кусто-пакетного» кріплення.

Результати лабораторних досліджень стали підґрунтям для розроблення тимчасового «Керівництва з визначення параметрів кусто-пакетного кріплення», а також для проведення шахтних випробувань. Оцінювання роботи та силових параметрів кріплення КПК відповідно до запропонованої методики здійснювалося шляхом вимірювання деформацій пакетів, визначення зсувів порід покрівлі у вентиляційному просіку та візуальних спостережень за станом масиву. Вимірювання виконувалися на ділянках вентиляційного просіка як за чинним, так і за новим паспортом охорони.

Аналіз отриманих результатів показав, що «кусто-пакетне» кріплення, на відміну від традиційного «куща», працює переважно в режимі осьового стиснення без проявів поздовжнього вигину та поперечних деформацій. Протягом усього періоду спостережень воно забезпечує сталий опір породам покрівлі, що

зміщуються. Значення зсувів порід покрівлі, зафіксовані на реперних станціях, свідчать про те, що силові параметри «кусто-пакетного» кріплення, визначені відповідно до «Керівництва», дозволяють істотно зменшити величину деформацій і забезпечити стійкий стан виробки в межах заданих технологічних вимог.

Конструкція «кусто-пакетного» кріплення гарантує його роботу в умовах осьового стиснення без розвитку поздовжнього вигину та поперечних деформацій. Параметри, встановлені згідно з «Керівництвом з визначення параметрів кусто-пакетного кріплення», забезпечують необхідні характеристики роботи кріплення та достатню, регульовану несучу здатність конструкції.

3.4 Розрахунок зміщень та порівняння варіантів. Технологія ведення робіт по вибраному способу.

Розрахунок способу охорони підготовчих виробок виконується за допомогою персонального комп'ютера. Результати розрахунків показують, що оптимальним способом охорони виробок, що примикають до лави, є використання литої смуги.

Зведення литої смуги для охорони конвеєрного штреку здійснюється у такій послідовності. Перед пересуванням конвеєрної лінії до неї приєднують опалубку за допомогою спеціального ланцюга, який дозволяє одночасно пересувати і конвеєр, і опалубку. До опалубки підключають магістральний шланг, через який під тиском подається швидкозатвердуючий розчин, що заповнює смугу. Технологічна схема заповнення литої смуги представлена на рис. 3.7 та в листі 7 графічної частини.

Особливо важливо в умовах даного пласта, на безпосередньому сполученні лави з конвеєрною виробкою, мінімізувати осідання порід покрівлі зі сторони виробленого простору. Це досягається тим, що охоронна смуга за своєю податливістю максимально наближена до податливості краю частини масиву вугілля, до якого примикає штрек. Крім того, смуга повинна зводитися з мінімальним технологічним відставанням від очисного забою і одразу забезпечувати наростаючу відсіч інтенсивно осідаючим породам покрівлі. Коли смуга досягає максимальної здатності чинити опір осіданню, вона виконує роль «ріжучої» кріпки, сприяючи розлому та обваленню завислих порід уздовж підтримуваного штреку.

У штреку попереду очисного забою бурять парні свердловини для анкерів і встановлюють верхні сегменти постійного металевих арок кріплення. За допомогою хомутів, клейової композиції та анкерів завдовжки 2,4 м їх підхоплюють до порід покрівлі, що попереджає прогин при демонтажі бічної ніжки арки під час пересування конвеєра. Встановлення і демонтаж стійки перед проходом лави відбувається без ускладнень завдяки цьому підхопленню.

Анкери встановлюють так, щоб зацементована частина штанги повністю перетинала блок обвалення, що дозволяє передавати навантаження на анкер, а не на сполучну пластину – найслабкішу частину системи. Для сприйняття навантажень міцність анкера на розтягування повинна становити не менше 250 кН, а довжина закріпленої ділянки штанги в непорушених породах – не менше 0,5 м.

Выполнил: ст. группы Гір-24дм Лядов К.О.

Руководитель: Захарова О.І.

Исходные данные:

1. Вынимаемая мощность пласта 0,8 м;
2. Глубина разработки 850 м;
3. Угол падения пласта 18°;
4. Длина выработки 1560 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 829 м/год.

Кровля:

12. Мощность первого слоя кровли 3,5 м;
13. Предел прочности первого слоя кровли 60 МПа;
14. Мощность второго слоя кровли 15 м;
15. Предел прочности второго слоя кровли 70 МПа;
16. Мощность третьего слоя кровли 4 м;
17. Предел прочности третьего слоя кровли 90 МПа.

Почва:

18. Мощность первого слоя почвы 1,5 м;
19. Предел прочности первого слоя почвы 60 МПа;
20. Мощность второго слоя почвы 0,7 м;
21. Предел прочности второго слоя почвы 20 МПа;
22. Мощность третьего слоя почвы 10 м;
23. Предел прочности третьего слоя почвы 100 МПа.

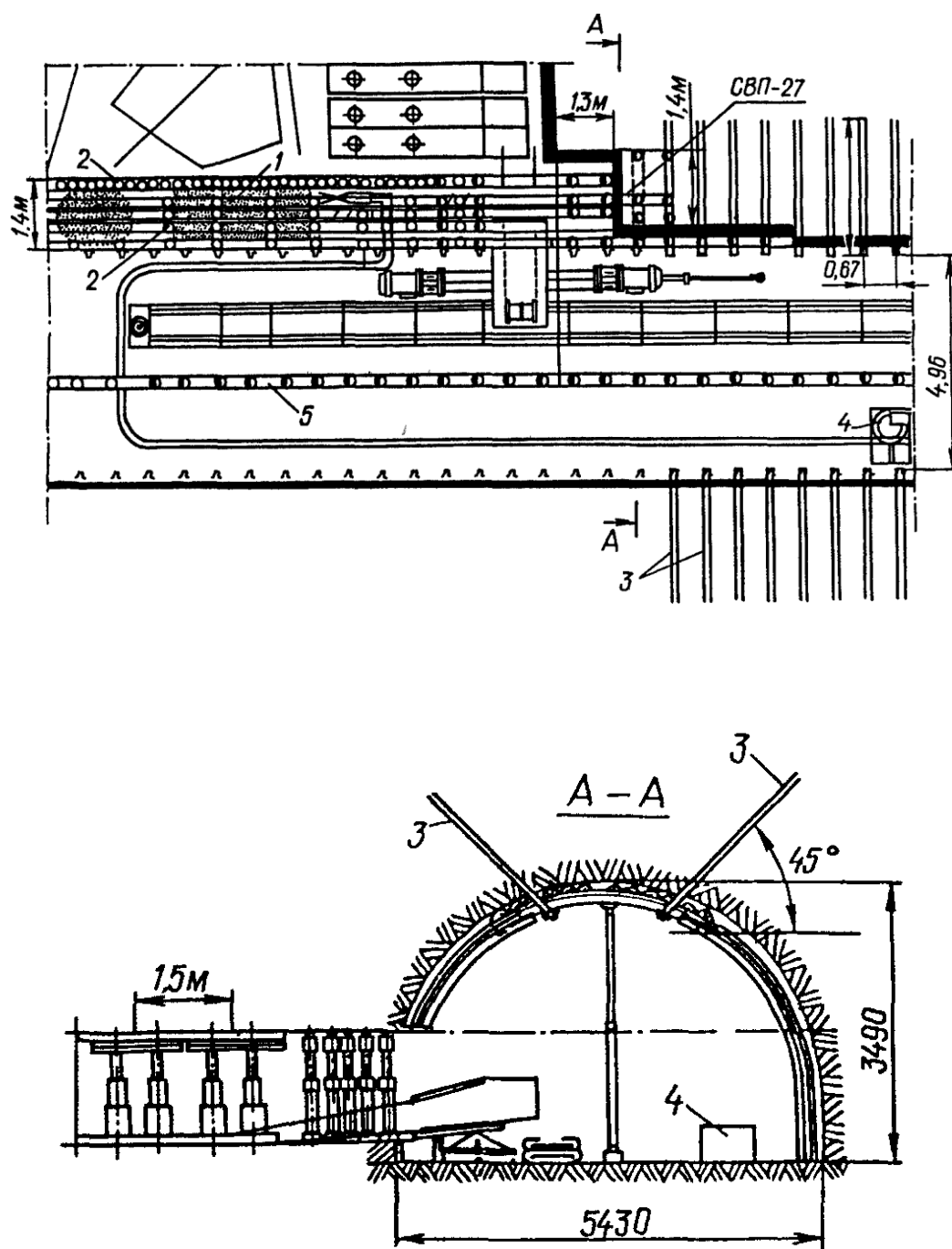
Результаты расчетов:

Категория пород почвы по пучению: пучащие ($K = 0,59$).

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	262	175	437	262	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1474	400	0	1874	3879	173
	3	305	204	509	305	500	ар.,5-ти звенн.	15,2	1790	215	0	2005		
II	лп	533	571	1104	533	700	ар.,5-ти звенн.	15,2	1790	286	314	2236	2236	100
	жб	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	ок	623	545	1168	623	700	ар.,5-ти звенн.	15,2	1790	310	202	2302	2421	103
	бк	804	490	1294	804	1000	ар.,5-ти звенн.	15,2	1790	573	103	2466	2466	110
III	4	240	149	389	240	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1474	400	0	1874	3748	168
IV	5	272	182	454	272	300	ар.,3-х звенн.	12,5	1211	257	0	1468	2936	131

Дата: 20.11.2025 г.



- 1 – лита смуга
- 2 – органне кріплення
- 3 – анкерне кріплення
- 4 – ємність з розчином
- 5 – кріплення посилення

Рисунок 3.7 – Технологічна схема заповнення литої смуги

Поєднання анкерної кріпії з підсилюючою системою, що складається з гідравлічних стійок СУГ-17, встановлених під дерев'яний брус на протяжності 60 м, підвищило стійкість сполучення лави з штреком і забезпечило достатній рівень безпеки робіт навіть у випадку, якщо ніжки арки демонтуються на ділянці, що відповідає змінному просуванню забою.

Зведення литої смуги здійснюється в кожен змін робочими спеціалізованої ділянки підтримки гірничих виробок. Технологія передбачає підвішування петель опалубки (поліетиленового мішка) до стійок органної кріпії і впритул до порід покрівлі, по пакетне засипання мінерально-пов'язуючої речовини (по 25 кг) у спеціальну установку, змішування з необхідною порцією води та подачу за допомогою агрегату «Моноліт» і гнучкого шланга у поліетиленову ємність. Після заповнення останній шланг промивають водою для видалення залишків розчину. Відставання литої смуги від очисного забою при цьому не перевищує 4-6 м.

Лита смуга зводиться із застосуванням компактного та зручного обладнання, яке легко монтується повторно під час просування лави. По конвеєрному штреку пакети мінерально-пов'язуючої речовини транспортуються монорельсовою дорогою ДМКУ. Для спорудження литої охоронної смуги шириною 1 м використовується порошкоподібна цементно-будівельна суміш та вода.

При змішуванні води з порошкоподібним зв'язуючим матеріалом співвідношення компонентів становить приблизно 1,1:1. Розчин подається без участі стислого повітря, що практично усуває пилову загрозу на робочому місці. Лита смуга, матеріал якої подібний до дрібнозернистого бетону, швидко набирає міцність: через 2 години його одноосьова міцність становить 4-4,5 МПа, а через 1-3 доби – 11-16 МПа. Завдяки такій технології швидкість просування очисного забою може досягати 8 м на добу.

Впровадження жорсткої литої смуги для охорони конвеєрного похилу дозволило реалізувати прямоточну схему провітрювання на ділянках пласта потужністю 1,6-2 м. Це призвело до добового збільшення навантаження на лаву більш ніж на 500 т. Паралельно підвищився рівень безпеки праці гірників, зокрема за рахунок покращення стану свердловин дегазації та підтримки концентрації метану у видобутій суміші на рівні 40-60 %.

Після відходу лави від розрізної печі на 500 м середня втрата проектної площі поперечного перетину штреку не перевищила 35 %. Це підтверджує можливість повторного використання конвеєрного штреку як вентиляційного навіть при видавлюванні порід на 0,8–1 м. Витрати на відновлення одного метра повторно використовуваного штреку становлять на 1000 грн менше, ніж спорудження нового вентиляційного штреку вприсечку до раніше відпрацьованих лав. Продуктивність праці трьох гірників при зведенні литої смуги об'ємом 1,9 м³ на 1 м просування лави досягає 8 м за зміну, що не обмежує інтенсивність виробництва очисних робіт.

Таким чином, застосування литих смуг для охорони виробок на пологих вугільних пластах не лише реалізує основні геомеханічні принципи охорони виробок, але й дозволяє практично впроваджувати прямоточну схему провітрювання, підвищуючи ефективність і безпеку гірничих робіт.

4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

4.1 Оцінка загального потенціалу підприємства

1. Природний потенціал:

Балансові запаси вугілля становлять 11,0 млн т, з яких промислові запаси – 10,0 млн т. Зольність видобутого вугілля складає 25,1 %. Основне використання вугілля визначається маркою ДГ та споживчим призначенням – енергетичним, при цьому головними споживачами є теплоелектростанції.

2. Технологічний потенціал:

Розробка пластів ведеться на глибину до 700 м, при куті падіння 18°. У роботі задіяний один пласт середньодинамічною потужністю 0,8 м. Шахта за газо-метановим режимом належить до надкатегорних, а за вибухонебезпекою пилу – до небезпечних. Пласти не схильні до самозаймання. Продуктивність пласта становить 1,33 т/м².

3. Технічний потенціал:

На даний момент у роботі перебувають два очисні вибої, обидва комплексно-механізовані. У наступному році планується відпрацювання двох лав, також комплексно-механізованих. Для подальшого розвитку шахти у наступному за звітним році передбачається підготовка та введення в дію трьох лав, з яких дві будуть комплексно-механізованими.

4. Організаційний потенціал:

Навантаження на очисний вибій становить 1125 т/добу. Оснащення робочих місць засобами праці забезпечено на 100 %, а рівень механізації виробництва також складає 100 %.

4.2 Підрахунок інвестиційних витрат

В рамках реалізації діючого проекту передбачено технічне переоснащення шахти. Для успішного виконання проекту необхідно здійснити підготовчі виробки, а саме:

- західний конвеєрний штрек № 3 пласта ℓ_6 ;
- західний конвеєрний штрек № 4 пласта ℓ_6 ;
- східний конвеєрний штрек № 3 пласта ℓ_6 ;
- східний конвеєрний штрек № 4 пласта ℓ_6 .

Графічне відображення термінів проведення капітальних та підготовчих гірничих виробок наведено в таблиці 4.1. Вартість одного метра підготовчих виробок була розрахована у розділі 2.4.2.

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 № 3 пл. ℓ ₆	1500	9616,91	1500	0	0	0	14425	0	0	0	14425	Витрати відносяться на собівартість видобутого вугілля
- західний конвеєрний штрек № 4 пл. ℓ ₆	1500	9616,91	1500	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
- східний конвеєрний штрек № 3 пл. ℓ ₆	1500	9616,91	1500	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
- східний конвеєрний штрек № 4 пл. ℓ ₆	1500	9616,91	1500	0	0	0	14425	0	0	0	14425	
Разом вартість проведення підготовчих виробок (З _{пр})											57700	

Для реалізації проекту також передбачено придбання двох очисних комплексів та двох прохідницьких комбайнів. Інформація щодо вартості зазначеного обладнання наведена у "Локальному кошторисі" (лістинг 4.1).

Повна сума витрат на закупівлю необхідного обладнання складає:

$$V_{\text{повн}} = V_{\text{обл}} + V_{\text{монт}}, \text{ тис. грн.} \quad (4.1)$$

де $V_{\text{обл}}$ – вартість обладнання згідно з локальним кошторисом, тис. грн;

$V_{\text{монт}}$ – вартість монтажу обладнання, 15 % від вартості обладнання.

$$V_{\text{повн}} = 246971 + 37492 = 284462 \text{ тис. грн.}$$

Фінансування проекту здійснюється за рахунок державного бюджету.

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:

$$\Phi_{\text{від}} = \frac{Q}{\text{ОВ}_{\text{с.р}}}, \text{ т/грн,} \quad (4.2)$$

де Q – річний видобуток вугілля, т;

$\text{ОВ}_{\text{с.р}}$ – 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
329845	284462	62147	552160	1,7

Локальний кошторис
на придбання обладнання

Кошторисна вартість 199342

Складений за цінами станом на 01.01.25

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість	Вартість одиниці, тис. грн	Загальна вартість, тис. грн
1	Очисний комбайн КА 90	1	5711,9	5711,9
2	Механізоване кріплення 1КД 90	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		2		
Вартість очисного обладнання				211480
8	Прохідницький комбайн П 110	1	5624,7	5624,7
9	Стрічковий перевантажувач УПЛ-2М	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		2		
Вартість прохідницького обладнання				35491
13	Усього			246971

Інші витрати, пов'язані з монтажем – 37492 тис. грн. Разом кошторисна вартість складає 284462 тис. грн.

Фондомісткість – величина, зворотна до фондovіддачі, показує величину ОВФ, що доводиться на одиницю виробленої продукції:

$$\Phi_{\text{міст}} = \frac{\text{ОФ}_{\text{с.р}}}{Q} = \frac{1}{\Phi_{\text{від}}}, \text{ грн/т}, \quad (4.3)$$

Фондооснащеність відображає рівень оснащеності персоналу підприємства основними виробничими фондами:

$$\Phi_o = \frac{\text{ОФ}_{\text{с.р}}}{\text{Ч}}, \text{ грн/чол}, \quad (4.4)$$

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	130	-	-	180
Прохідники	96	-	-	86
Інші підземні	1640	15	85	2313
Разом робочих з видобутку	1866	-	-	2569
Робітники на поверхні	262	0	100	262
Всього ПВП	2128	-	-	2831

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:

$$\mathcal{C}_2 = 1640 \cdot \frac{15 \cdot 4,62 + 85}{100} = 2313 \text{ чол.}$$

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	129800	600000	329845	552160	0,39	1,09
Фондомісткість, грн/т					2,54	0,92

Таблиця 4.4 – Розрахунок фондооснащеності працівників

Показники	Факт	Проект
Вартість основних фондів, тис. грн	329845	552160
Чисельність ПВП, чол	2128	2831
Фондооснащеність, тис. грн/чол	155,0	195,0

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})
					т/міс		т/вих		
	факт	план	факт	план	факт	план	факт	план	
ГРОВ	10817	50000	130	180	83,2	277,8	3,8	12,6	3,3
Робочі з видобутку			1866	2569	5,8	19,5	0,3	0,9	3,4
ПВП			2128	2831	5,1	17,7	0,2	0,8	3,5

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 (I _{зн})
1	2	3	4	5
Факт	48940595	2128	22998,4	2,0
План	128684303	2831	45449,0	

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;

$$\overline{ЗП}_{пр} = 10998,4 \cdot \left(\frac{3,5 - 1}{2} + 1 \right) = 18604,2 \text{ грн.}$$

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	$D_{\text{доб}}$	1125
2	Промислові запаси вугілля на видобувній ділянці	тис. т	$Z_{\text{пром}}$	253
3	Строк відпрацювання лави	міс	$t_{\text{л}} (T_{\text{л}})$	12
4	Обсяг проведення всіх підготовчих виробок	м		1500
5	Витрати на проведення підготовчих виробок	тис. грн	$Z_{\text{пр}}$	14425
6	Витрати на монтажні-демонтажні роботи в лаві (15% від витрат на придбання)	тис. грн	$Z_{\text{м.д}}$	7930
7	Витрати в очисному вибої за весь період його експлуатації, зокрема:	тис. грн	$I_{\text{оч}}$	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	$T_{\text{об}}$	5
10	Фактичні витрати по шахті на видобуток та реалізацію вугілля, тис. грн	тис. грн	$Z_{\text{ш}}$	152654
11	Фактичні сумарні витрати по всім видобувним ділянкам (план-звіт з собівартості видобутку)	тис. грн	$Z_{\text{вид}}$	98451
12	Фактичні сумарні витрати по всім підготовчим ділянкам (план-звіт з собівартості проведення підготовчих виробок)	тис. грн	$Z_{\text{підг}}$	7658
13	Кількість очисних та підготовчих ділянок шахти		$n_{\text{оч}}/n_{\text{під}}$	4/4
14	Час, за який приймаються витрати $Z_{\text{ш}}$, $Z_{\text{доб}}$, $Z_{\text{підг}}$	міс	$T_{\text{ш}}$	12
15	Планова кількість робочих діб на рік	діб	N	300
16	Проектна ціна 1 т вугілля	грн/т	C	2662,14

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 ділянці, 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:

$$B = D_{\text{доб}} \cdot N \cdot T_{\text{л}} \cdot Ц, \text{ тис. грн.} \quad (4.12)$$

$$B = 860 \cdot 300 \cdot 1 \cdot 662,14 = 84259 \text{ тис. грн.}$$

4) Прибуток по виймальній ділянці 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:

$$D_{\text{min}} = \frac{[(Z_{\text{оч}} + Z_{\text{оч.н}}) - \Pi] \cdot D_{\text{доб}}}{Ц \cdot Z_{\text{пром}}} \text{ т/добу,} \quad (4.14)$$

$$D_{\text{min}} = \frac{[(91234 + 18981) - 59234] \cdot 560}{662,14 \cdot 253} = 353 \text{ т/добу.}$$

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	860
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	85,15
Проектна ціна вугілля	грн	662,14
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:

$$\Pi_{\text{cp}} = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i}{n}, \text{ тис. грн.} \quad (4.15)$$

$$\Pi_{\text{cp}} = \frac{415530}{5} = 83106 \text{ тис. грн.}$$

Рентабельність продукції:

Таблиця 4.9 – Розрахунок середньорічного прибутку

Показники	Роки				
	1	2	3	4	5
1. Виручка від реалізації продукції, тис. грн.	466980	466980	466980	466980	466980
2. Податок на додану вартість (ПДВ) - 20%, тис. грн.	93396	93396	93396	93396	93396
3. Чистий дохід, тис. грн.	373584	373584	373584	373584	373584
4. Собівартість реалізованої продукції, тис. грн.	262776	262776	262776	262776	262776
5. Прибуток від основної діяльності, тис. грн.	110808	110808	110808	110808	110808
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.	110808	110808	110808	110808	110808
8. Сума податку на прибуток, 21 % тис. грн.	27702	27702	27702	27702	27702
9. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства, тис. грн.	83106	83106	83106	83106	83106

$$R_{\pi} = \frac{\Pi_{\text{ср}}}{C_{\text{пр}}} \cdot 100, \%, \quad (4.16)$$

де $C_{\text{пр}}$ – повна проектна собівартість, грн.

$$R_{\pi} = \frac{83106000}{262776000} \cdot 100 = 17,5 \, \%.$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_I = \frac{\Pi_{\text{ср}}}{I} \cdot 100, \%, \quad (4.17)$$

де I – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$R_I = \frac{56106000}{284462000} \cdot 100 = 27,2 \, \%.$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_{\text{ср}}}, \text{ років}; \quad (4.18)$$

$$t = \frac{284462000}{83106000} = 3,7 \text{ року.}$$

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	-284462	0	1	-284462	-284462
1	0	83106	0,91	75550,9	-208911,5
2	0	83106	0,83	68682,6	-140228,9
3	0	83106	0,75	62438,8	-77790,1
4	0	83106	0,68	56762,5	-21027,6
5	0	83106	0,62	51602,3	30575
Разом	-284462	415530		30575	

Визначимо строк окупності з урахуванням фактору часу графічно.

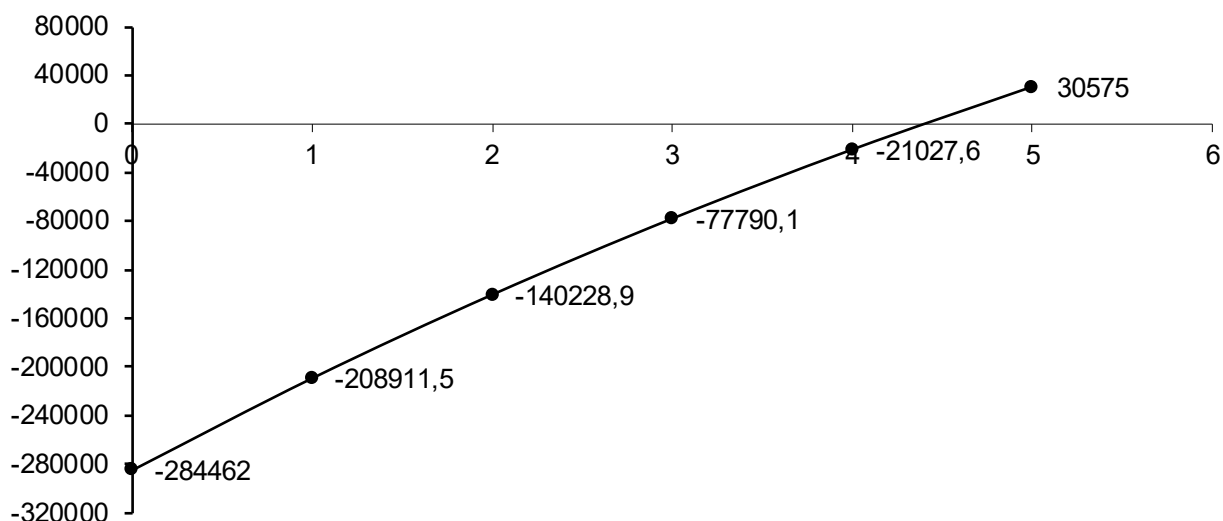


Рисунок 4.1 – Графік визначення строку окупності інвестиційного проекту з урахуванням фактору часу

З графіку видно, що строк окупності проекту з урахуванням фактору часу складає 4,3 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	-284462	0	1	-284462	-284462
1	0	83106	0,83	69255,0	-215207,4
2	0	83106	0,69	57712,5	-157494,9
3	0	83106	0,58	48093,8	-109401,2
4	0	83106	0,48	40078,1	-69323,0
5	0	83106	0,40	33398,4	-35924,6
Разом	-284462	415530		-35924,6	

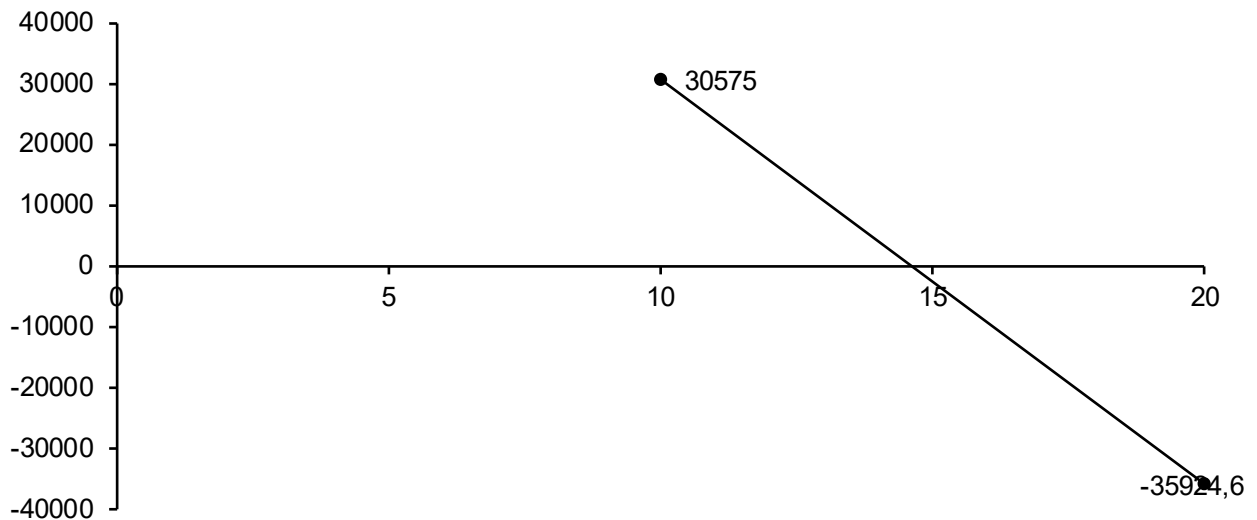


Рисунок 4.2 – Графік визначення внутрішньої норми рентабельності

Індекс доходності:

$$PI = \frac{CIF}{COF}, \quad (4.25)$$

де CIF – прибуток підприємства від операційної діяльності, грн;

COF – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$PI = \frac{415530000}{284462000} = 1,36.$$

Так як $PI > 1$, проект являється ефективним.

4.7.3 Соціально-економічні показники ефективності інвестиційного проекту

Соціальні наслідки від реалізації інвестиційного проекту включають:

- підвищення рівня безпеки праці на підприємстві та поліпшення умов виробничого процесу завдяки впровадженню механізованих комплексів сучасного технічного рівня;
- зростання виробничої потужності шахти, що досягається шляхом заміни очисного та транспортного обладнання на більш ефективне і продуктивне;
- збільшення навантаження на лаву через застосування прогресивного очисного обладнання, що забезпечує більшу продуктивність і інтенсивність робіт;
- прискорення темпів проведення виробок завдяки переходу від буровибухового способу до комбайнового методу, що підвищує ефективність гірничих операцій;

- зниження собівартості видобутого вугілля, що досягається оптимізацією способів охорони виробок, а також скороченням кількості одночасно проводимих та підтримуваних виробок, що дозволяє ефективніше використовувати ресурси та зменшити витрати на їх утримання.

Крім того, впровадження нових технологій сприяє підвищенню загальної безпеки та стабільності роботи підприємства, зменшує ймовірність аварійних ситуацій і покращує умови праці для персоналу, що є важливим соціальним ефектом від інвестиційної діяльності.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті детально проаналізована геологічна будова шахтного поля, проведені розрахунки запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Розглянуті та опрацьовані питання, пов'язані з розкриттям пластів і підготовкою виробок, а також вибір оптимальної системи розробки для даних гірничо-геологічних умов. В якості способу підготовки пластів обрано панельний метод, що забезпечує ефективну організацію проведення виробок і безпечну експлуатацію шахтного поля. Для безпечної і технологічно обґрунтованої розробки застосовується стовпова система розробки лава-ярус з можливістю повторного використання конвеєрного штреку в ролі вентиляційного вироблення, що дозволяє значно підвищити ефективність роботи шахти і зменшити витрати на утримання виробок.

У проекті розроблений паспорт виймальної ділянки по пласту ℓ_6 , де детально описані технологічні параметри проведення виробок. Для механізації робіт обрано комбайн П 110, який дозволяє значно прискорити темпи розробки та підвищити продуктивність. Виконані комплексні розрахунки параметрів провітрювання шахти, включаючи магістральний транспорт, що забезпечує ефективний рух повітряних мас і підтримання безпечних умов праці для гірників.

В основній частині роботи детально вирішені питання, пов'язані з обґрунтуванням раціональних способів підвищення стійкості підготовчих виробок. Для забезпечення охорони конвеєрних штреків та їх повторного використання запропоновано застосування литої смуги, що дозволяє значно зменшити осідання порід покрівлі та підтримувати стабільний стан виробок протягом усього терміну експлуатації. Технологія охорони включає обґрунтоване поєднання матеріалів і конструктивних рішень, що забезпечує як високу несучу здатність, так і регульовану податливість смуги.

У дипломному проекті також проведена оцінка економічної ефективності запропонованих заходів. Розрахунки показали, що щорічний прибуток підприємства при реалізації проекту складе 83,1 млн. грн., а строк окупності вкладень становить 4,3 року. Проведена робота дозволяє знизити витрати на підтримку виробок, підвищити продуктивність очисних ділянок і забезпечити безпечні умови праці для персоналу.

Результати виконаного дослідження рекомендується використовувати технічним, технологічним і економічним службам шахти при розробці програм розвитку гірничих робіт та плануванні проведення підготовчих і очисних виробок. Впровадження запропонованих рішень дозволяє підвищити ефективність роботи підприємства, зменшити витрати на матеріально-технічне забезпечення та поліпшити організацію праці гірників.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Окалелов В.М. Проективання шахт, САПР: навч. посібник / В.М. Окалелов, В.Г. Красник, В.Д. Рева. – Алчевськ: ДонДТУ, 2011. 315 с.
3. Окалелов В.Н. Методические указания для выполнения практических занятий по дисциплине "Проектирование шахт. САПР" (для студентов V курса специальности "Подземная разработка месторождений и добыча полезных ископаемых" всех форм обучения) /Сост. В.Н.Окалелов, В.И. Павлов, Ю.В. Бубунец, П.Л. Лисянский. – Алчевск: ДонГТУ. 2013.
4. 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.
5. 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.
6. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. ДП "Донецький науково-дослідний вугільний інститут" (ДонВУГІ). К.: Мінвуглепром України, 2006. – 353 с.
7. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981. – 60 с.
8. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983. – 487 с.
9. Клишин Н.К. Методические указания к практическим занятиям по курсу УСМП. Алчевск: ДГМИ, 1995. – 168 с.
10. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхніка, 1994. – 190 с.
11. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
12. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
13. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998. – 136 с.
14. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989. – 240 с.
15. Бокий Б.В., Зими́на Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972. – 336 с.
16. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991. – 250 с.
17. 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.

18. 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.
19. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
20. 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).
21. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997. – 208 с.
22. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 2011. – 515 с.
23. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992. – 400 с.
- 24 Давиденко В.А. Основы экологии: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 207 с.
25. Шоботов В.М. Цивільна оборона. Навчальний посібник. – К.: Центр навчальної літератури, 2004. – 438 с.
24. Уголь Украины // Охрана выработок при помощи искусственных сооружений.
25. Проскуряков М. М. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1991. – 356 с.
26. Черняк И. Л. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1996. – 320 с.
27. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.
28. Булычѳв Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с., (гл. 3 §§ 8, 9, 12).
29. Методичні вказівки для виконання практичних занять з дисципліни "Геомеханічне забезпечення гірничих робіт"/Укл. М.К. Клішин, Пятаченко А.А. – Алчевськ: ДГМІ, 2003. – 8 с.
30. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Механизмы деформирования надрабатываемой выработки. – Уголь Украины. – 1994. – №5. – С.10-12.
32. Временные методические рекомендации по оценке экономической эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности Украины. - Донецк: ЦБНТИ угольной промышленности, 1994.-280с.
33. Методичні вказівки до виконання економічної частини (4 розділу) дипломного проекту (для студентів спеціальності 7.05030101 "Підземна розробка родовищ корисних копалин" V курсу всіх форм навчання) / Укл.: О.Г. Доценко, Н.А. Куликова. 2012. – 40 с.