

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра хімічної інженерії та екології

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

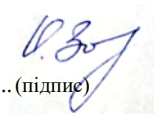
**Будівництво транспортного ухилу на глибокому горизонті
Криворізького залізорудного басейну зі спеціальною частиною
«Моніторинг і контроль працездатності анкерного кріплення в умовах
високих гірничих тисків»**

Виконав студент групи ГІР-22д


(підпис)

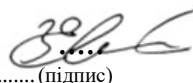
Петров А. Д.

Керівник


(підпис)

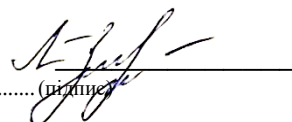
Захарова О.І.

Завідувач кафедри


(підпис)

Зубцов Є.І.

Рецензент


(підпис)

Київ, 2026

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра хімічної інженерії та екології

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

 доц. Зубцов Є.І.

« 25 » 04 2026 р.

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

Петров Артур Дмитрович

1. Тема роботи: Будівництво транспортного ухилу на глибокому горизонті Криворізького залізрудного басейну зі спеціальною частиною «Моніторинг і контроль працездатності анкерного кріплення в умовах високих гірничих тисків»

Керівник роботи: Захарова О.І., к. х. н., доцент, затверджено наказом закладу вищої освіти від 25.04.2026 р. № 97/20.04

2. Строк подання здобувачем освіти роботи: 07.06.26р.

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 випускної кваліфікаційної роботи бакалавра здобувачами освіти напряму підготовки 184 «Гірництво».

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): розташування обладнання (план, розрізи будівлі; ілюстраційні матеріали), плакати блок-схеми виробництва, загального виду обладнання, техніко-економічних показників проекту та ін.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 25.04.26р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

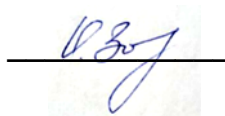
№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Маркетингові дослідження	25.04.2026	
2	Аналіз літературних даних. Характеристика готового продукту, сировини, матеріалів, напівпродуктів.	25. 04.2026	
3	Розробка схем технологічного процесу виробництва. Технологічні розрахунки. Розробка технологічної схеми виробництва та специфікації обладнання.	01. 05.2026	
4	Контроль якості виробництва	08. 05.2026	
5	Техніко-економічні розрахунки	15. 05.2026	
6	Прикладна частина	22.05.2026	
7	Графічна частина	07.06.2026	

Студент



Петров А. Д.

Керівник проекту



Захарова О.І

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД	8
2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ	22
3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА	24
4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	37
5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА.....	76
6. ОХОРОНА ПРАЦІ	84
ВИСНОВКИ.....	87
АНОТАЦІЯ.....	88
ANNOTATION	89
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	90

РЕФЕРАТ

Випускна кваліфікаційна робота бакалавра містить: 90 сторінок машинописного тексту, 7 рисунків, 15 таблиць, 3 графічних листів.

Об'єкт дослідження - процес спорудження та забезпечення стійкості транспортних ухилів на глибоких горизонтах шахт Криворізького залізрудного басейну, що експлуатуються в умовах інтенсивного прояву гірничого тиску та складного напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Мета роботи - обґрунтування технологічних параметрів будівництва транспортного ухилу та розробка комплексної системи моніторингу й контролю працездатності анкерного кріплення для гарантування безпечної та ефективної експлуатації виробки в умовах дії високих стискаючих напружень.

Методи дослідження у роботі застосовано комплексний підхід, що включає аналіз літератури та узагальнення наявного досвіду шахтного будівництва на великих глибинах, аналітичні методи розрахунку параметрів кріплення та вентиляції, метод інструментального контролю стану анкерних систем, а також техніко-економічний аналіз для оцінки ефективності впроваджених проектних рішень.

У роботі детально проаналізовано гірничотехнічні та гірничо-геологічні особливості залізрудного родовища, що характеризується складним напружено-деформованим станом масиву та значною глибиною залягання. Важливою складовою проекту є розрахунок параметрів загальношахтної вентиляції, а також розробка інженерних рішень щодо забезпечення промислової безпеки та екологічної стійкості гірничого підприємства під час експлуатації об'єкта.

Спеціальна частина дослідження зосереджена на актуальній проблемі моніторингу та контролю працездатності анкерного кріплення в умовах критичних значень гірничого тиску. Проведено розрахунок основних техніко-економічних показників, які підтверджують інвестиційну

привабливість та ефективність впровадження запропонованих проектних рішень.

КРИВОРІЗЬКИЙ ЗАЛІЗОРУДНИЙ БАСЕЙН, ГЛИБОКІ ГОРИЗОНТИ, ТРАНСПОРТНИЙ УХИЛ, ТЕХНОЛОГІЯ БУДІВНИЦТВА, ГІРНИЧЕ КРІПЛЕННЯ, АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ, ГІРНИЧИЙ ТИСК, МОНІТОРИНГ, КОНТРОЛЬ ПРАЦЕЗДАТНОСТІ, НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН МАСИВУ, СТІЙКІСТЬ ВИРОБОК

ВСТУП

Характерною рисою сучасного етапу розвитку гірничодобувної галузі є перехід до розробки залізрудних родовищ на значних глибинах, що супроводжується зростанням потужності шахт, які реконструюються або будуються. Вирішення завдань із підвищення продуктивності в таких умовах можливе лише за умови впровадження прогресивних технологій, а також широкої комплексної механізації та автоматизації гірничопрохідницьких робіт.

Основним напрямком розвитку підземних рудників Криворізького залізрудного басейну є перехід на комплексну механізацію прохідницьких та очисних процесів із використанням високомобільного самохідного устаткування. Застосування такої техніки обумовлює необхідність створення надійних транспортних зв'язків для оперативного переміщення обладнання між суміжними глибокими горизонтами.

У межах даного дослідження розв'язується завдання з обґрунтування технологічних схем будівництва транспортного ухилу в умовах глибоких горизонтів. Проектована виробка призначена для забезпечення безперебійного руху автосамосвалів, навантажувально-доставочних машин та іншої допоміжної самохідної техніки на пневмоколісному ході. Рішення щодо спорудження ухилу базуються на аналізі та узагальненні передового досвіду діючих підземних рудників, глибина розробки яких перевищує 1000 метрів. Технологічною особливістю проекту є передбачення спеціальних камер перевантаження гірничої маси з навантажувально-доставочних машин у підземні автосамосвали, які розташовуються через кожні 200 метрів по довжині виробки. З огляду на екстремальні значення гірничого тиску на таких глибинах, особлива увага приділяється забезпеченню експлуатаційного стану ухилу шляхом впровадження систем контролю працездатності анкерного кріплення.

1. АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД

1.1 ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА

У Криворізькому залізорудному басейні відзначаються різноманітні за часом та умовами утворення гірські породи. Найбільший обсяг займають докембрійські утворення, представлені архейською еонотемою та нижньопротерозойською криворізькою серією, які перекриваються значно молодшими кайнозойськими відкладами (рис. 1.1).

Новокриворізька світа (PR1 nk) складена метаморфізованими основними ефузивами, амфіболітами та туфами, що чергуються. Потужність товщі варіюється від 150 до 250 метрів.

Скелеватська світа (PR1 sk) представлена метапісковиками, аркозовими кварцитами та філітоподібними сланцями. Потужність її складає від 80 до 120 метрів. Ця товща відіграє роль перехідної зони до основних рудних горизонтів.

Саксаганська світа (PR1 sx) є головною рудоносною товщею басейну, яка складена шаруватими залізистими кварцитами та сланцями. Вона поділяється на кілька підвідділів. Загальна потужність світи досягає від 1000 до 1500 метрів.

Нижній підвідділ Саксаганської світи представлений першим та другим залізистими і сланцевими горизонтами, які складені переважно магнетитовими та гематитовими кварцитами. Потужність цієї частини становить від 130 до 160 метрів.

Середній підвідділ Саксаганської світи представлений третім, четвертим та п'ятим горизонтами, що характеризуються інтенсивним чергуванням багатих залізистих кварцитів та безрудних роговиків. Потужність окремих пачок складає до 180 метрів.

Верхній підвідділ Саксаганської світи складений карбонатно-силікатними та магнетитовими кварцитами з численними прошарками сланців. Потужність даного підвідділу становить від 130 до 160 метрів.

Гданцівська світа (PR1 gd) представлена переважно карбонатними та

вуглисто-сланцевими утвореннями, дрібнозернистими пісковиками, доломітами та графітістими сланцями. Потужність товщі становить 130-150 метрів.

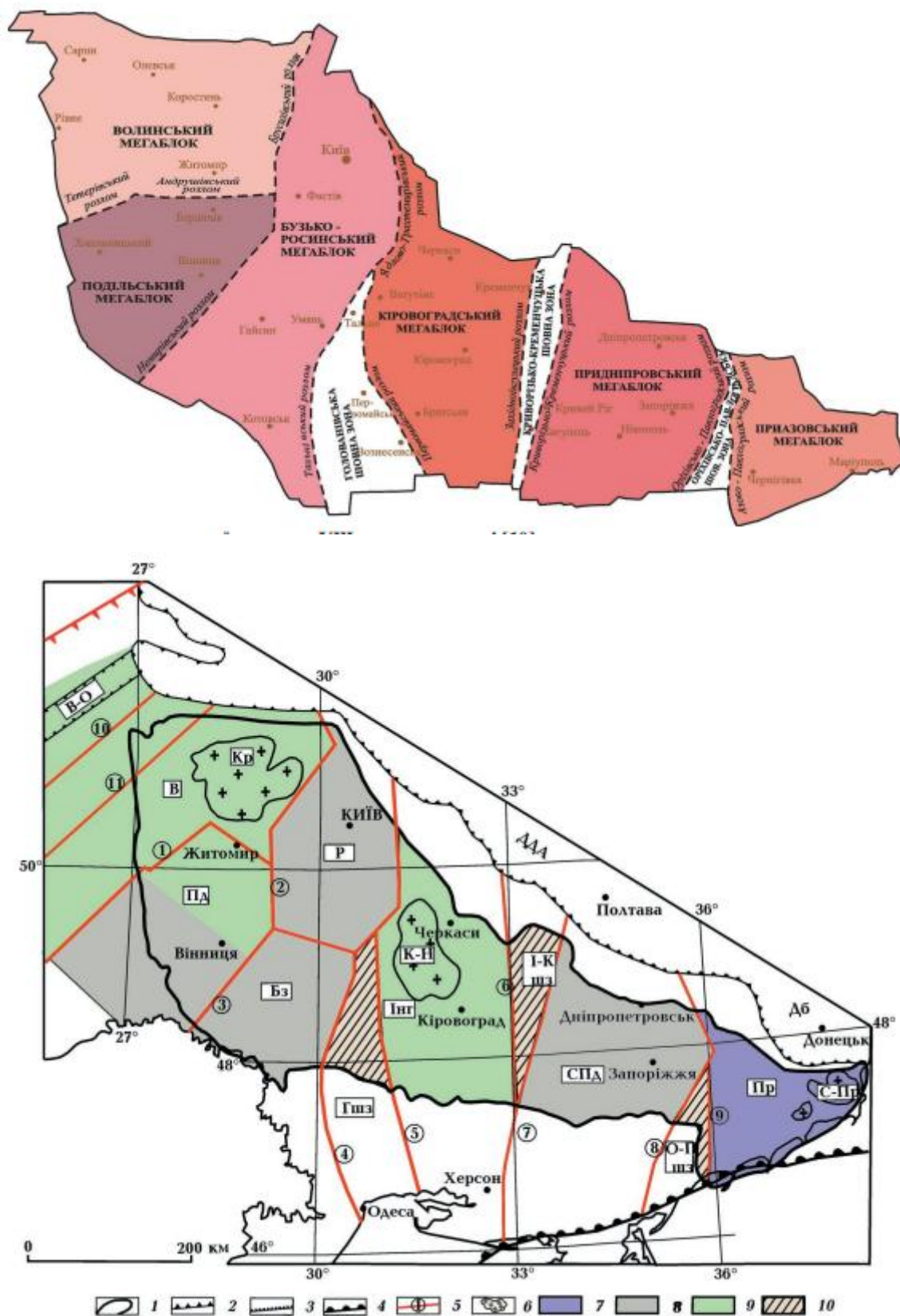


Рис. 1.1 Геологічний розріз Криворізького залізорудного басейну

Глеюватська світа (PR1 hl) завершує розріз криворізької серії і представлена метаконгломератами, грубозернистими пісковиками та піщанистими сланцями. Потужність варіюється від 530 до 600 метрів.

Палеогенові відклади (P) представлені переважно пісками, бурим вугіллям та вторинними глинами, що локально перекривають кристалічний фундамент. Потужність 100-140 метрів.

Неогенові утворення (N) представлені сарматськими вапняками, черепашниками та піщано-глинистими пачками. Потужність складає до 120 метрів. Четвертинна система представлена лесовидними суглинками та супісками, що формують сучасний рельєф району із загальною потужністю від 20 до 40 метрів.

За формою залягання серед інтрузивних утворень Криворізького басейну спостерігаються пластові тіла, субпластові, крутоспадні дайки та складні пластоподібні тіла. Розміри їх різноманітні: від порівняно невеликих жил до масивних тіл обсягом у сотні кубічних кілометрів, що формують архейський кристалічний фундамент. Більшість магматичних інтрузій регіону відноситься до типу давніх гранітоїдів, діоритів та пізніших дайок діабазів. Прориваючи товщі криворізької серії, ці інтрузії формують складні структурні вузли, однак особливий інтерес представляють метаморфізовані ефузиви новокриворізької світи, так як вони визначають геомеханічні особливості підстилаючих порід при будівництві глибоких виробок.

Головним структурним елементом Саксаганського рудного поля Криворізького басейну є зона Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, яка являє собою складну синклінальну структуру, що ускладнена серією потужних скидо-насувних дислокацій. У межах цієї тектонічної зони виділяють низку субпаралельних розривних порушень із кутами падіння від 45° до 85°, серед яких найбільш крутоспадним є східне порушення, відоме як Саксаганський насув. Тектонічні порушення, що розташовані на захід від головного насуву (система західних скидів та шарнірних розломів), характеризуються дещо пологішими кутами падіння.

Амплітуди вертикальних та горизонтальних зміщень гірських порід уздовж цих тектонічних зон коливаються в широких межах від 50 до 400 метрів. Головна зона розлому концептуально ділить усю площу рудного поля на дві структурні частини - Східну та Західну. Для східної частини спостерігається порівняно обмежена кількість другорядних скидів, що просторово паралельні основній зоні розлому. Натомість для західної частини рудного поля, де безпосередньо закладається проєктований транспортний ухил, характерна надзвичайно інтенсивна тектонічна порушеність, а також широке поширення як плікативних (складчастих), так і диз'юнктивних (розривних) дислокацій.

Загалом для глибоких горизонтів Криворізького рудного вузла характерний інтенсивний прояв розривної тектоніки різних порядків. З цим процесом безпосередньо пов'язана найвища тріщинуватість та подрібненість порід сланцевих горизонтів криворізької серії, тоді як найменшої тектонічної переробки зазнали масивні товстоплиткові залізисті кварцити та амфіболіти архейського фундаменту нижньої частини розрізу.

У шаруватих сланцевих породах переважають переважно пологі та субгоризонтальні системи тріщин, що зумовлює плитчасту форму елементарного структурного блоку під час руйнування масиву. Водночас у масивних суцільних залізних рудах і міцних кварцитах домінують крутоспадні тріщини кліважу, яким притаманна призматична або паралелепіпедна форма елементарного блоку. По площинах тріщин у рудоносних товщах та вміщуючих породах широко розповсюджені вторинні послаблюючі мінерали, зокрема представники групи хлориту, серициту, тальку, мартиту та глинистих утворень. Наявність цих мінералів суттєво знижує загальну стійкість масиву, що є визначальним фактором для обґрунтування параметрів анкерного кріплення у спеціальній частині проєкту.

Рудна формація Криворізького басейну, поряд із вищеописаними метаморфізованими осадовими та ефузивними утвореннями, включає потужний комплекс залізистих роговиків та сланців. Серед цих утворень виділяють чергування пластових рудних покладів, складних синклінальних складок та

крутоспадних рудних тіл, які мають переважно силікатно-магнетитовий та гематит-магнетитовий мінералогічний склад. Основний промисловий інтерес для підземного видобутку на глибоких горизонтах представляє повнопрофільна рудна зона Саксаганської світи рудного поля, яка концептуально об'єднує відразу кілька просторово зближених рудних тіл та покладів.

Проектована ділянка родовища структурно приурочена до центральної та північно-західної гілки названої рудної зони. Загальна довжина рудної смуги простягається до 10 км, ширина рудоносної зони становить 1–1,5 км, а робоча потужність окремих покладів багатих руд досягає 200–250 м. Важливою особливістю внутрішньої геологічної структури цих продуктивних горизонтів є їхня чітко виражена шаруватість та стратифікованість.

Промислове зруденіння просторово та генетично тісно пов'язане з шарнірними та центральними частинами синклінальних структур Саксаганської рудоносної зони залізистих кварцитів і представлене в гірському масиві трьома основними промисловими типами. До першого типу належать суцільні (багаті) мартитові та гематит-мартитові руди з високим вмістом заліза, що не потребують збагачення. Другий промисловий тип формують смугасті магнетитові та силікатно-магнетитові кварцити, які є основною сировиною для гірничо-збагачувальних комбінатів. Третій тип представлений окисленими залізистими кварцитами та бідними вкрапленими рудами в породах, що безпосередньо вміщують основні рудні тіла, виконуючи роль перехідних рудних зон.

Вкраплені та смугасто-вкраплені руди у вміщуючих породах криворізької серії представлені горизонтами силікатно-магнетитових, карбонатно-магнетитових роговиків та кварцитів (рідше кумінгтонітових та хлоритових). Вони утворюють практично єдиний рудоносний горизонт складної пластовидібною та складчастою форми потужністю до 90 м, який у просторі перекриває або підстиляє поклади багатих залізних руд. Межі цих руд зазвичай нерізкі, нерівні та виділяються виключно за результатами геологорозвідувального випробування на вміст заліза. Міцність зв'язку масиву в них різна, оскільки контакти вкраплених руд нерідко ослаблені ділянками дуже

сильної тріщинуватості або інтенсивної хлоритизації. Між вкрапленими рудами і нижчими або вищими багатими мартитовими рудами іноді присутній безрудний прошарок сланців потужністю від 1-2 м до 15-25 м.

Багаті залізні руди за основними рудними мінералами поділяються на п'ять мінеральних різновидів: магнетитова, мартитова, гематит-мартитова, мартит-гематитова та дисперсно-гематитова (синькова). Перші є основою промислових покладів глибоких горизонтів. У розподілі мінеральних різновидів спостерігається чітка вертикальна та горизонтальна зональність: магнетитові незнепилені руди розташовуються на найбільших глибинах, у міру наближення до зон окислення вони змінюються напівмартитовими та мартитовими рудами, а потім йдуть пухкі гематитові руди. Мінеральний склад магнетитових руд включає магнетит, мартит, гематит та сидерит. Нерудними мінералами є кварц, кумінгтоніт, лужний амфібол, карбонати, гранати та хлорит.

Для мартитового різновиду характерні мартит, дисперсний гематит, гетит, лімоніт, пірит та залишковий магнетит. Нерудні мінерали представлені переважно кварцом та глинистими утвореннями. Середній вміст заліза у багатих рудах становить від 58% до 65%, кремнезему – до 10%. Багаті руди залягають у синклінальних структурах і відокремлені від ґрунту горизонтом бідних вкраплених кварцитів. Потужність їх різко змінюється, досягаючи в деяких випадках 40 м і більше. Контакти переважно нерізкі, нерівні, міцні, лише із суцільними рудними тілами нерідко вони ослаблені присутністю зон тектонічного дроблення або наявністю зони зриву контактів, представленої перетертими сильно зміненими сланцями. За всіма сортами руд вміст металу зазвичай збільшується до центру рудного тіла.

Головною класифікаційною ознакою слугує мінеральний склад рудної частини з урахуванням кількісних співвідношень головних рудних мінералів (оксидів та гідроксидів заліза). Вивчення розподілу різних рудних асоціацій по геологічному розрізу показує, що на родовищах Кривбасу з повною підставою можуть бути виділені наступні мінеральні типи руд:

1. Магнетитовий незнепилений кварцит;

2. Силікатно-магнетитовий (з кумінгтонітом та біотитом);
3. Мартит-магнетитовий перехідного типу;
4. Мартитовий окислений (з залишковим кварцом);
5. Гематит-мартитовий багатий;
6. Дисперсно-гематитовий (гетит-лімонітовий) пухкий різновид.

Речовинний склад основних рудних та нерудних мінералів представлений наступними сполуками. Магнетит: хімічна формула Fe_3O_4 (або $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$) – головний первинний залізовмісний мінерал на глибоких горизонтах. Гематит: Fe_2O_3 – безводний оксид заліза, що є основою багатьох багатих руд. Мартит: Fe_2O_3 – псевдоморфоза гематиту по кристалах магнетиту, утворена в процесі інтенсивного окислення. Сидерит: FeCO_3 – карбонат заліза, присутній у нижніх горизонтах масиву. Гетит та лімоніт: $\text{FeO}(\text{OH})$ та $\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$ – гідроксиди заліза, характерні для зон гіпергенезу. Кварц: SiO_2 – головний нерудний породоутворюючий мінерал, що визначає абразивність та міцність порід. Кумінгтоніт – складний силікат магнію та заліза, типовий для роговиків. Хлорит та біотит – шаруваті силікати, що формують площини послаблення в масиві. Пірит: FeS_2 – присутній у вигляді незначної акцесорної вкрапленості.

Супутні та вторинні мінеральні утворення в масиві, що впливають на його геомеханічні властивості, розділяються на три основні групи за своїм генезисом. Перша група – первинно-осадові та метаморфогенні мінерали (кварц, силікати заліза, польові шпати), що формують жорсткий кристалічний каркас гірської породи. Друга група – метасоматичні утворення, представлені сполуками лужних амфіболів, егірину, карбонатів (кальцит, доломіт), які локально заміщують первинну матрицю під дією гідротермальних розчинів. Третя група – гіпергенні мінерали, до яких належать глинисті мінерали (каолініт, гідрослюди) та тальк, що виникають у зонах інтенсивного окислення та тектонічного дроблення. Присутність мінералів третьої групи суттєво знижує міцність порід, що потребує обов'язкового врахування при проектуванні анкерного кріплення транспортних ухилів та організації систем моніторингу за його станом.

1.2 ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ ЕКСПЛУАТАЦІЇ

Гідрогеологічні умови на глибоких горизонтах Криворізького басейну формуються під впливом глибоких водоносних комплексів та зон тектонічних порушень. Обводненість масиву на глибинах понад 1000 м переважно слабка, очікуваний природний водоприплив у проектувану ділянку рудника становить 45-50 м³/год. З частини пробурених розвідувальних свердловин та пройдених виробок відзначений локальний водоприплив з початковим дебітом 0,12-0,20 м³/год, із закономірним зменшенням надалі до 0,07 м³/год у міру дренавання масиву. З частини свердловин, що перетинають розривні порушення, відзначений слабкий струминний вилив. Тріщинні води на цих глибинах є високомінералізованими розсолами (хлоридно-натрієвими або сульфатно-хлоридними), за агресивністю – від слабко- до середньоагресивних. Види агресії - сульфатна та хлоридна. Така шахтна вода є вкрай агресивною по відношенню до цементного бетону та металевого кріплення, що вимагає застосування спеціальних антикорозійних покриттів для анкерів.

Середнє значення коефіцієнта міцності гірських порід за шкалою М.М. Протод'яконова складає:

- для багатих мартитових та гематитових руд $f = 6-10$ (межа міцності на стиск 60-100 МПа);
- для залізистих магнетитових кварцитів $f = 12-18$ (120-180 МПа);
- для сланців (хлоритових, амфіболових) $f = 4-10$ (40-100 МПа).

Об'ємна маса (густина) багатих залізних руд становить 4,0-4,6 т/м³, залізистих кварцитів - 3,2-3,6 т/м³, сланців - 2,8-3,0 т/м³. Вміщуючі породи представлені переважно безрудними кварцитами, роговиками, різноманітними сланцями та амфіболітами. Міцність їх за шкалою М.М. Протод'яконова варіює в широких межах: від 4 (у зонах інтенсивного розтирання) до 18-20 (суцільні незмінені роговики).

Розрахункові значення об'ємної маси, прийняті в плані гірських робіт для глибоких горизонтів:

- руда балансова багата - 4,2 т/м³;
- залізисті кварцити (вкраплена руда) - 3,3 т/м³;
- сланці хлорит-серіцитові - 2,9 т/м³;
- амфіболіти підшви - 3,0 т/м³;
- породи покрівлі безрудні - 2,8 т/м³;
- бетон (набризкбетон) - 2,2-2,4 т/м³.

Породи всіх горизонтів розрізу шахтного поля в непорушеному стані мають високу міцність ($f = 10-16$). У міру наближення до зон тектонічних порушень міцнісні властивості їх різко знижуються. Загалом породи в зонах зсувів характеризуються інтенсивною тектонічною порушеністю при пустотності тріщин у середньому 5-10%. Порушеність масивних кварцитів у зоні ведення гірничих робіт оцінюється на 60-70% як сильна, в решті частини - середня.

Стійкість руди середня. Стійкість сланців, що залягають у покрівлі чи підшві покладав, є слабкою через наявність площин кліважу. У породах підшви тріщини переважно крутоспадні відкритого типу. Контакт покрівлі рудного поклада з перекриваючими кварцитами по всьому полю характеризується перехідними зонами. По тріщинах у породах покрівлі розвиваються послаблюючі мінерали (хлорит, біотит, глинисті мінерали).

З глибини 700-800 м руда та міцні різновиди кварцитів Криворізького басейну віднесені до схильних до гірничих ударів. Вологість руди у природному стані становить 1-4%, у відбитому стані (після зрошення) – до 7%. Важливим фактором на глибоких горизонтах є геотермічний градієнт: на глибинах 1000-1300 м природна температура масиву сягає 30-38°C, що вимагає інтенсивного провітрювання та кондиціонування повітря.

Хоча вугленосні відклади відсутні, дебіт газовиділення з тектонічних розломів може становити до 450 м³/добу. Наявність горючих газів (переважно метану та водню) пов'язана з глибинною дегазацією кристалічного щита. Гази можуть мігрувати по зонах розривних порушень.

На відміну від сульфідних руд, залізні руди не схильні до самозаймання, однак при їх видобутку формується інша критична небезпека - утворення

високодисперсного кварцового пилю. Багаті руди та залізисті кварцити у розпушеному стані під час прохідницьких операцій (буріння, підривання, навантаження) виділяють значну кількість абразивного пилю з високим вмістом вільного SiO_2 , що обумовлює високий ризик силікозу та вимагає застосування посиленних заходів пилопридушення (мокре буріння, водяні завіси).

Обводненість масиву на ділянці слабка, очікуваний природний водоприплив у виробку становить 15-24 м³/добу. Вміщуючі породи - міцні залізисті кварцити та сланці. Коефіцієнт міцності вміщуючих порід $f = 10-14$. Об'ємна щільність породи покрівлі складає 3,2 т/м³.

Проектований транспортний ухил з'єднує два глибокі горизонти: -1050 м та -1300 м підземного рудника. Траса ухилу проходить зі сходу на захід від горизонту підсічки до підземної ділянки ремонту самохідного обладнання та складу ПММ. Дана виробка служить основною транспортною артерією горизонту та призначена для забезпечення безперебійного переміщення пневмоколісного самохідного обладнання і транспортування людей до місць ведення гірничих робіт.

В умовах глибоких горизонтів рудника застосовується наступне сучасне самохідне обладнання:

- Для відвантаження відбитої породи з вибою - навантажувально-доставочна машина типу Atlas Copco Scooptram ST-14 (рис. 1.2), технічні характеристики наведено у таблиці 1.1.
- Для транспортування гірничої маси ухилом - підземний автосамоскид типу Atlas Copco Minetruck MT-2010 (рис. 1.3), технічні характеристики наведено у таблиці 1.2.
- Для буріння шпурів на посування вибою та під установку анкерного кріплення - самохідна бурова установка типу Atlas Copco Boomer-282 (рис 1.4), технічні характеристики наведено у таблиці 1.3.
- Для заряджання шпурів вибуховими речовинами - пневмозарядник ЗП-2 (рис. 1.5), технічні характеристики наведено у таблиці 1.4.

- Для забезпечення допоміжних операцій, монтажу комунікацій та зведення кріплення - універсальна машина Normet Utilift-607 (рис. 1.6), технічні характеристики наведено у таблиці 1.5.

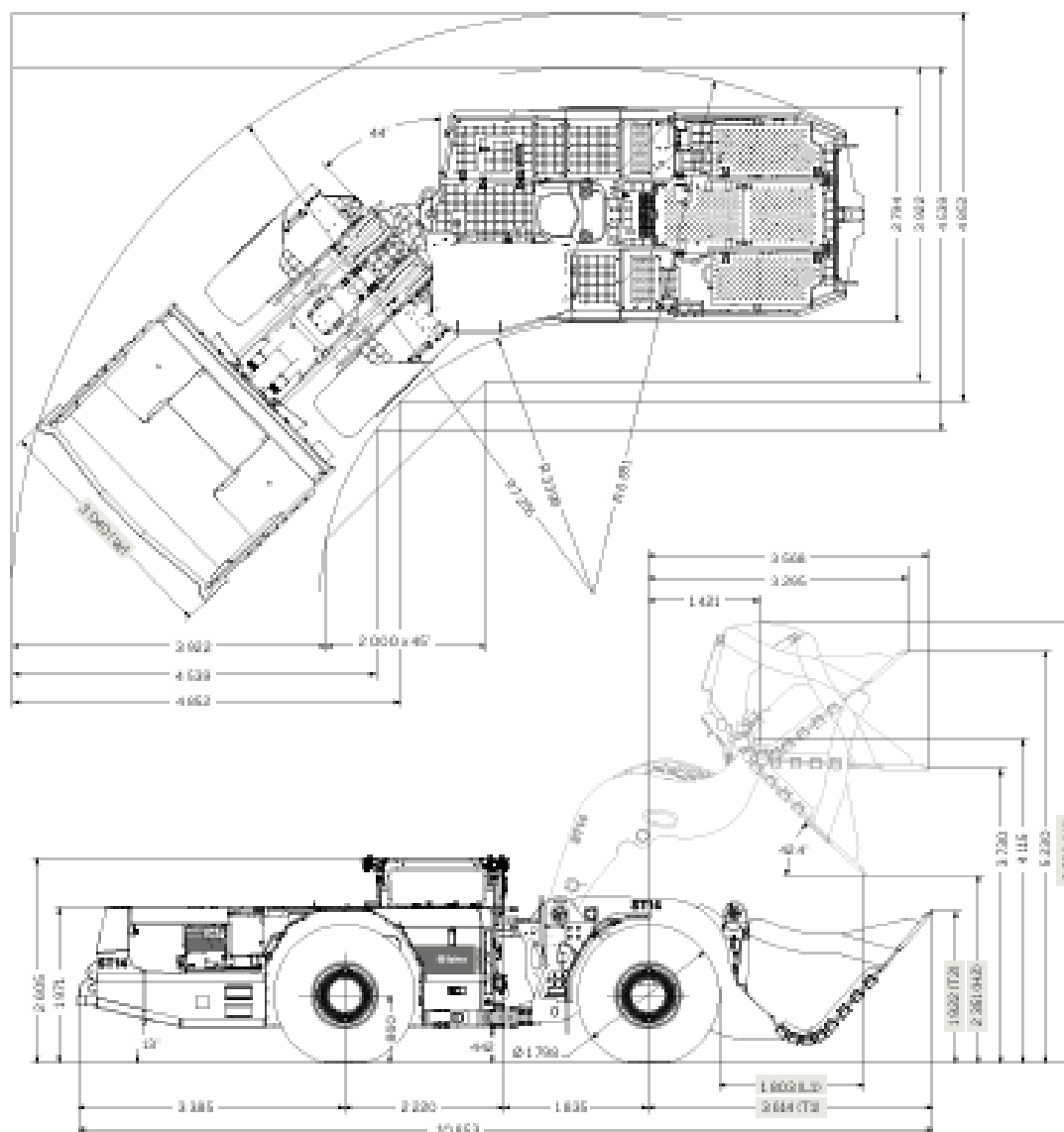


Рис. 1.2 Atlas Copco Scooptram ST-14

Таблиця 1.1 - Технічні характеристики Atlas Copco Scooptram ST-14

Volume, nominal heaped		78 m ³	70 m ³	64 m ³	58 m ³	54 m ³	50 m ³	47 m ³	6.0 m ³
Maximum material density		18 t/m ³	20 t/m ³	22 t/m ³	24 t/m ³	26 t/m ³	28 t/m ³	30 t/m ³	20 t/m ³
Bucket overall width (mm)	W	3 040	3 040	3 040	3 040	3 040	3 040	3 040	2 850
Tramming position: axle centreline to bucket lip (mm)	T1	3 768	3 690	3 614	3 536	3 486	3 447	3 406	3 724
Tramming position: ground to bucket tip (mm)	T2	2 092	2 005	1 922	1 839	1 783	1 738	1 699	2 027
Truck loading reach (mm)	L1	1 952	1 880	1 803	1 727	1 675	1 633	1 598	1 898
Raised position: back height max (mm)	H1	5 777	5 684	5 588	5 695	5 647	5 591	5 530	5 796
Raised position: bucket tip, height (mm)	H2	2 183	2 268	2 351	2 435	2 489	2 532	2 576	2 233

Measurements and weights

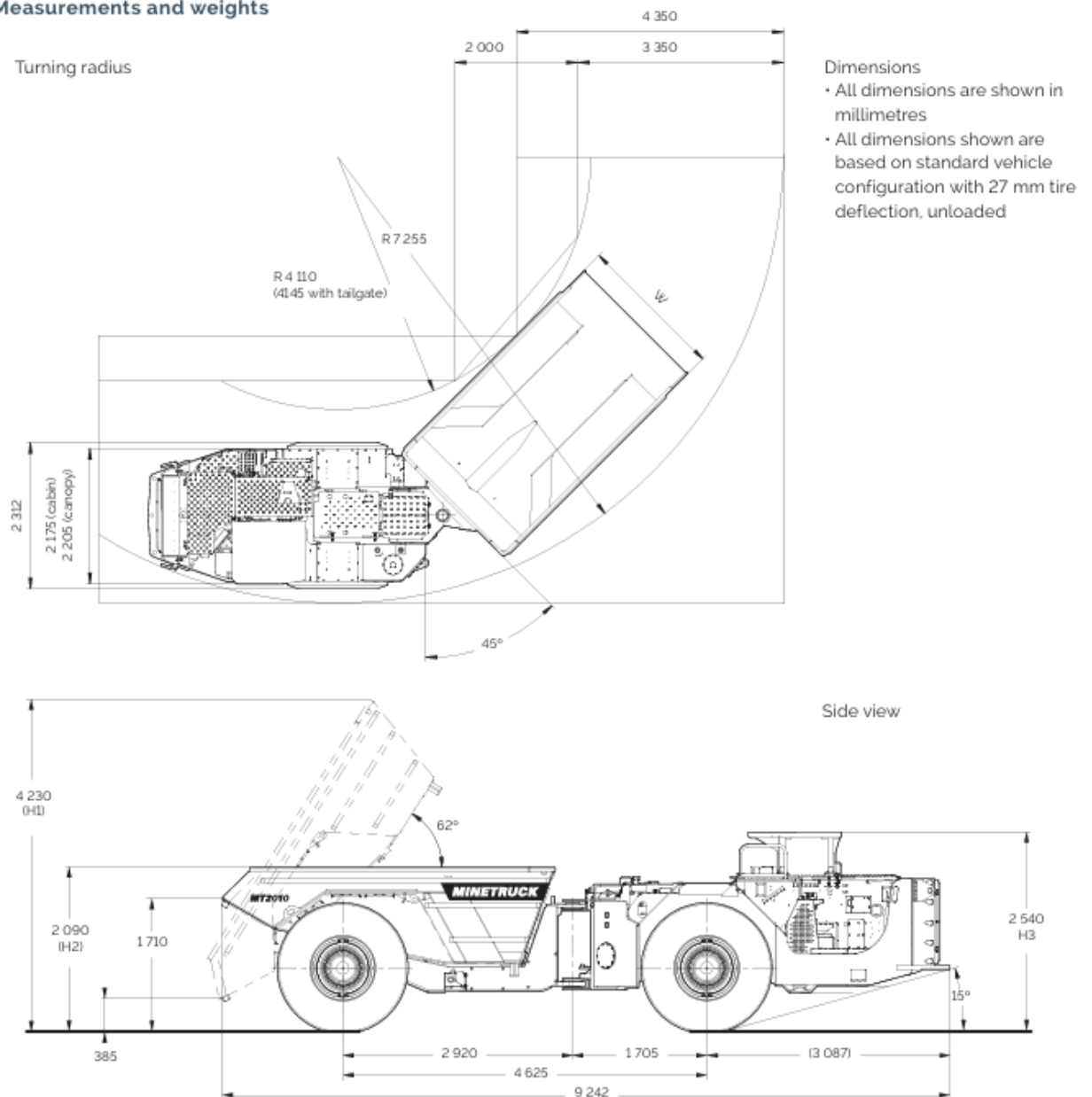


Рис. 1.3 Atlas Copco Minetruck MT-2010

Таблиця 1.2. Технічні характеристики Atlas Copco Minetruck MT-2010

Standard configuration, box empty												
%	Grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.3	10.0	12.5	14.3	16.0	18.0	20.0
Ratio	Grade	-	-	-	-	1:12	1:10	1:8	1:7	-	-	1:5
Km/h	1st gear	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4
	2nd gear	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	7.9	7.9	7.9	7.9	7.8	7.8
	3rd gear	14.1	14.1	14.0	13.9	13.8	13.8	13.7	13.6	13.5	13.5	13.1
	4th gear	25.1	24.9	24.7	24.4	24.2	23.4	21.9	19.6	-	-	-
Standard configuration, box loaded												
%	Grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.3	10.0	12.5	14.3	16.0	18.0	20.0
Ratio	Grade	-	-	-	-	1:12	1:10	1:8	1:7	-	-	1:5
Km/h	1st gear	4.5	4.5	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.3	4.3	4.3
	2nd gear	8.0	7.9	7.9	7.8	7.8	7.8	7.7	7.7	7.6	7.3	7.0
	3rd gear	14.0	13.8	13.7	13.5	13.2	12.3	10.9	-	-	-	-
	4th gear	24.7	24.2	22.4	17.6	-	-	-	-	-	-	-

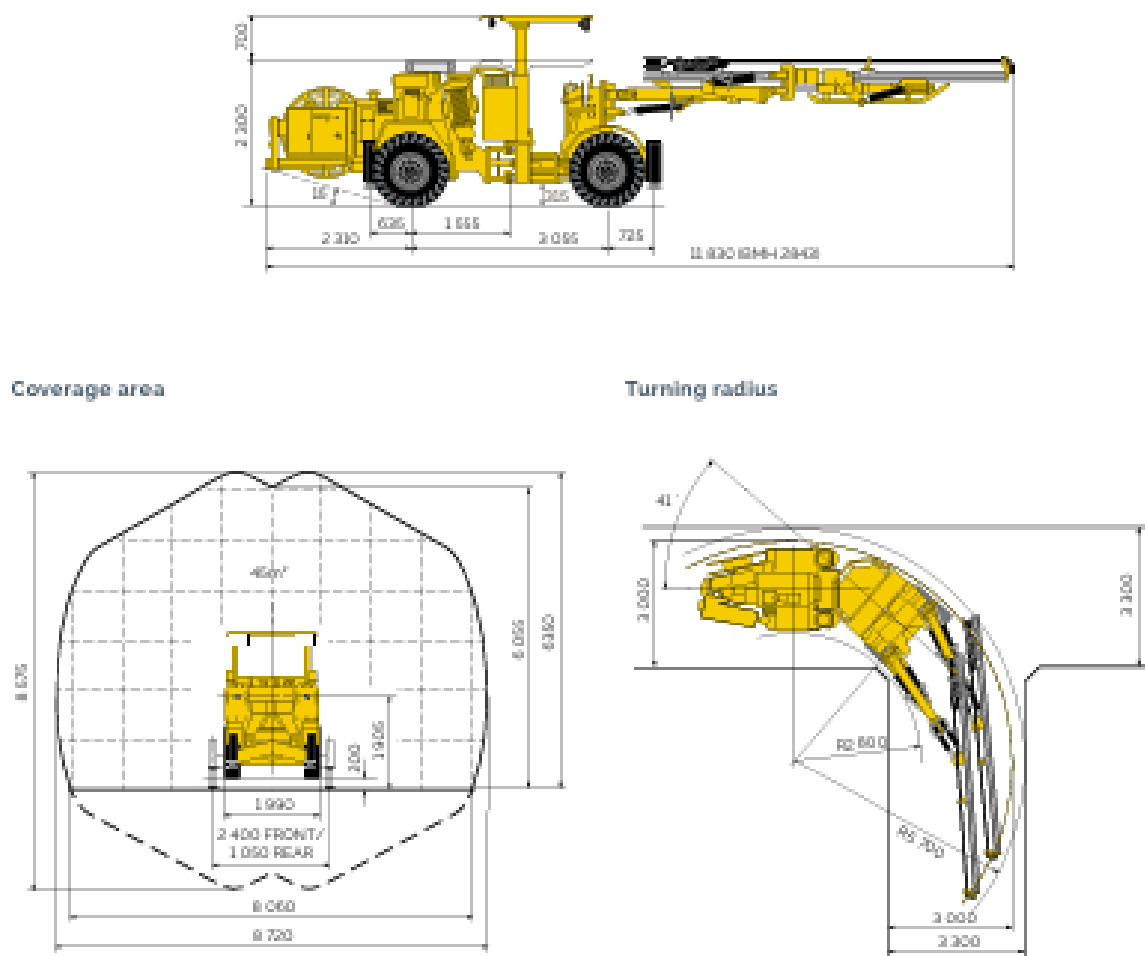


Рис 1.4 Atlas Copco Boomer-282

Таблиця 1.3. технічні характеристики Atlas Copco Boomer-282

Dimensions

mm	Width	1 990
	Height with cabin	3 050
	Height roof up/down	3 000/2 300
	Length with BMH 2343 feeds	11 830
	Ground clearance	315

Weight

gross weight, depending on configuration		
kg	Total	18 300
	Boom side	12 800
	Engine side	5 500

Tramming speed

km/h	On flat ground (rolling resistance 0.05)	>12.5
------	--	-------

Recommended cable size and length

Voltage	Type	Dimension, mm²	Diameter, mm	Length, m
380–550 V	Buflex	3x120+3G25+2x1.5	46	115
440–550 V	Buflex	3x95+3G16+2x1.5	45	120
575 V	Buflex	3x70+3G16+2x1.5	39	140
660–690 V	Buflex	3x50+3G10+2x1.5	33	140
1 000 V	Buflex	3x50+3G10+2x1.5	33	140



Рис. 1.6 Normet Utilift-607

Таблиця 1.5 Технічні характеристики Normet Utilift-607

Максимальна швидкість , км/год:	25,0
Маса , кг:	7700
Номінальна вантажопідйомність , кг:	3000 (платформи)
Встановлена потужність , кВт:	65/88
Габаритні розміри , мм:	7350x2300x1800
Радіус повороту внутрішнього / зовнішнього , мм:	5900
Призначення , функціональні можливості	низько підйомна самохідна машина (макс , висота підйому - 3500; розмір платформи 1800×3100 мм)

2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

Сучасний етап розвитку гірничодобувної промисловості України, зокрема підземного видобутку в Криворізькому залізорудному басейні, характеризується постійним збільшенням глибини розробки родовищ. Ведення гірничих робіт на горизонтах понад 1000 метрів супроводжується суттєвим ускладненням гірничо-геологічних та геомеханічних умов: зростає гірничий тиск, змінюється напружено-деформований стан масиву, підвищується ризик динамічних проявів у вигляді гірничих ударів та інтенсивного відшарування порід.

Для забезпечення рентабельності та високої продуктивності видобутку залізної руди на великих глибинах шахти переходять на комплексну механізацію процесів із використанням високопродуктивного самохідного пневмоколісного обладнання (навантажувально-доставочних машин та підземних автосамоскидів). Експлуатація такої техніки вимагає створення надійних транспортних артерій - капітальних транспортних ухилів великого поперечного перерізу, що з'єднують суміжні горизонти. Тому проектування технології будівництва такого об'єкта є першим актуальним завданням даної кваліфікаційної роботи. Вибір буровибухового способу проходки є найбільш раціональним для міцних залізистих кварцитів Саксаганської світи.

Другим, і найбільш критичним аспектом, є забезпечення стійкості проектованої виробки. У зонах дії високих стискаючих напружень традиційні жорсткі види кріплення часто виявляються неефективними. Сучасна геомеханіка доводить перевагу комбінованого кріплення (набризкбетон у поєднанні зі сталеполімерними анкерами), яке дозволяє масиву реалізувати частину деформацій, залучаючи самі породи до несучої конструкції.

Однак, враховуючи наявність сполучень великої площі (перевантажувальних камер через кожні 200 м), простого розрахунку паспорта кріплення недостатньо. Саме це зумовлює необхідність виконання спеціальної частини проекту. В умовах екстремального гірничого тиску критично важливо запровадити систему інструментального моніторингу та контролю працездатності анкерного кріплення. Використання тензометричних датчиків та

глибинних реперів дозволяє реалізувати концепцію «активного кріплення»: в режимі реального часу оцінювати несучу здатність анкерів, прогнозувати розшарування покрівлі та своєчасно приймати рішення щодо посилення кріплення.

Таким чином, вибраний напрямок кваліфікаційної роботи є технічно та економічно обґрунтованим. Він вирішує комплексну виробничу проблему: поєднує перевірені технології гірничого капітального будівництва з інноваційними підходами до геомеханічного контролю, що в підсумку гарантує безпеку та ефективність експлуатації транспортного ухилу на глибоких горизонтах Кривбасу.

3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Проектований транспортний ухил (рис. 3.1) є капітальною гірничою виробкою, що з'єднує робочі горизонти -1050 м та -1300 м. Траса ухилу прокладається зі сходу на захід від горизонту підсічки до підземної ділянки ремонту самохідного обладнання (ПДРСО) та складу ПММ.

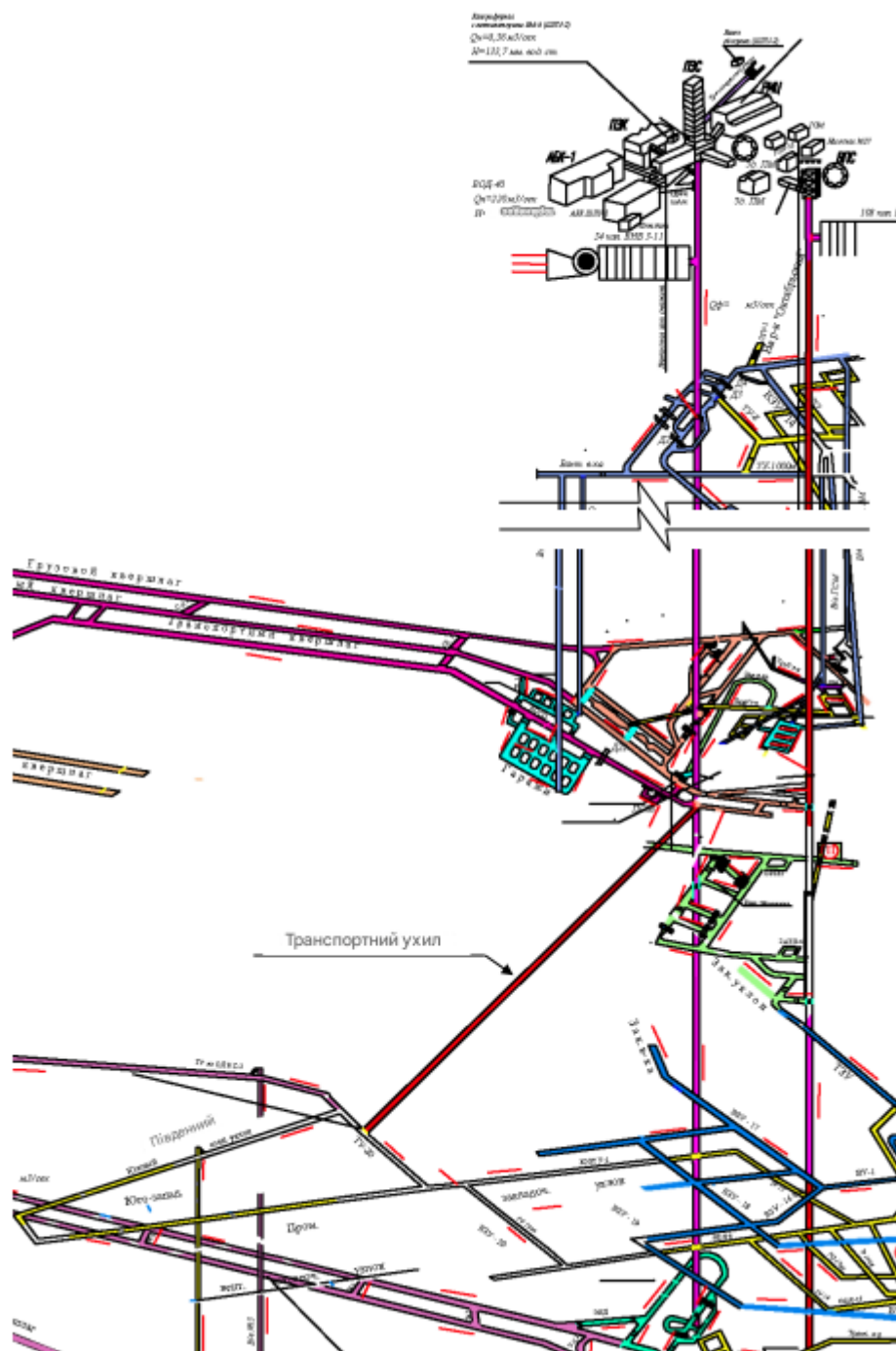


Рис 3.1 Розташування транспортного ухилу

Зважаючи на високий гірничий тиск на цих глибинах та тривалий термін експлуатації об'єкта, транспортний ухил розташовується у лежачому боці родовища (у міцних безрудних кварцитах або амфіболітах), поза межами зони зрушення порід від ведення очисних робіт. Кут нахилу виробки становить 10 градусів, що є оптимальним показником для безпечного подолання підйомів навантаженими автосамоскидами (типу Atlas Copco Minetruck MT-2010) та запобігання надмірному зносу їхньої трансмісії. Через кожні 200 метрів траси передбачено спорудження горизонтальних майданчиків із перевантажувальними камерами.

Вибір склепінчастої форми поперечного перерізу ухилу зумовлений її високою несучою здатністю та геомеханічною стійкістю в умовах значних стискаючих напружень.

Розміри поперечного перерізу виробки визначаються виходячи з максимальних габаритів пневмоколісного транспортного обладнання, прийнятого для видачі гірничої маси, способу пересування персоналу, наявності інженерних комунікацій (силових кабелів, вентиляційних трубопроводів, магістралей стисненого повітря та води), а також з урахуванням необхідної кількості повітря для провітрювання.

При розрахунку розмірів та площі перерізу «у світлі» (після зведення кріплення) обов'язково враховуються нормативні зазори безпеки. Ці параметри суворо регламентуються «Правилами безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом» (НПАОП 0.00-1.77-16). Згідно з чинними нормами:

Мінімальний зазор між найбільш виступаючою частиною транспортного засобу та бортом виробки (або розміщеним на ньому обладнанням) приймається не менше 500 мм.

З протилежного боку (з боку проходу для людей) мінімальна ширина вільного проходу становить 1200 мм, а висота — не менше 1800 мм. Формування спеціального піднятого тротуару не передбачається, прохід людей здійснюється по загальному рівню ґрунту із нанесенням сигнальної розмітки.

По ґрунту виробки укладається капітальне дорожнє покриття з бетону або щебеню товщиною 300 мм для забезпечення надійного зчеплення шин пневмоколісного ходу. Спеціальна водовідвідна канавка відсутня: враховуючи нахил виробки у 10 градусів, водовідведення технологічних вод здійснюється самопливом уздовж борту до водозбірників горизонту -1300 м.

Відповідно до обраної склепінчастої форми, габаритів найбільшої машини та нормативних зазорів визначаються фінальні геометричні розміри виробки (рисунок перерізу). Площа перерізу виробки «в чорні» (у проходці, за зовнішнім контуром вибою) визначається шляхом додавання до площі «у світлі» розрахункової товщини комбінованого кріплення (набризкбетон 100-150 мм) та товщини дорожнього покриття.

Після остаточного визначення розмірів (площа у проходці 17,9 м²), поперечний переріз обов'язково перевіряється на максимально допустиму швидкість повітряного струменя (яка, згідно з правилами безпеки, не повинна перевищувати 8 м/с для транспортних виробок).

Висота вироблення у світлі :

$$H_{cv} = h + e + d_m = 3050 + 500 + 500 = 4050 \text{ мм}$$

Ширина виробітку у світлі :

$$B = a + A_m + e = 1200 + 2800 + 500 = 4500 \text{ мм}$$

Висота коробкового склепіння:

$$h_c = B / 3 = 4500 / 3 = 1500 \text{ мм}$$

Висота стінки вироблення від дорожнього покриття:

$$h_1 = H_{cv} - h_c = 4050 - 1500 = 2550 \text{ мм}$$

Висота стінки виробітку від ґрунту:

$$h_3 = h_1 + h_n = 2550 + 300 = 2850 \text{ мм}$$

Радіус осьовий дуги:

$$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 4500 = 3114 \text{ мм}$$

Радіус бічний дуги:

$$r = 0,262 \cdot B = 0,262 \cdot 4500 = 1179 \text{ мм}$$

Площа поперечного перерізу у світлі :

$$S_{ce} = B \cdot (h_1 + 0,26 B) = 4500 \cdot (2550 + 0,26 \cdot 4500) = 16,7 \text{ м}^2$$

Розміри поперечного перерізу транспортного ухилу представлені рис 3.2 .

Розрахунковий опір порід стиску , МПа :

$$R_{сж} = \sigma_{сж} \cdot k_c \cdot \xi = 110 \cdot 0,6 \cdot 0,8 = 52,8 \text{ МПа}$$

де $\sigma_{сж}$ - межа міцності порід одновісному стиску, кПа; K_3 - коефіцієнт структурного ослаблення[16]; ξ - коефіцієнт тривалою міцності. Приймаємо $\xi = 0,8$

$$\sigma_{сж} = f \cdot 10 = 11 \cdot 10 = 110 \text{ МПа}$$

Межа міцності порід масиву на розтягування , МПа:

$$R_p = R_{сж} \cdot 0,10 = 52,8 \cdot 0,10 = 5,3 \text{ МПа}$$

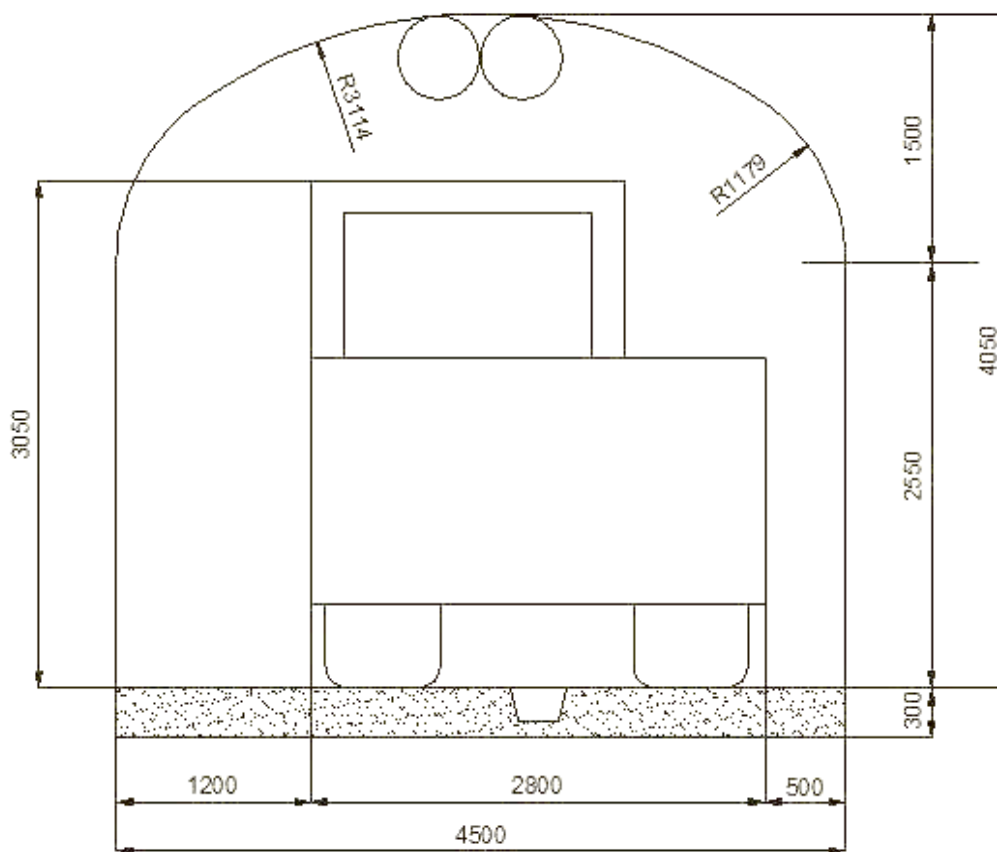


Рис. 3.2 Розміри поперечного перерізу

Таблиця 3.1 – Коефіцієнти концентрацій напруг

Форма виробітку	Коефіцієнти концентрації напруг		Розміри зони розтягуючих напруг		Примітка
	стискаючих у боках K_1 (частка γH)	розтягують у покрівлі K_2 (частка $\lambda_1 \gamma H$)	ширина по покрівлі (частка ширини виробітку)	висота (частка висоти склепіння) h_0	
Прямокутно склепінчаста	2	0,4	0,35	0,3	Для порід $f > 12$
	2	0,3	0,30	0,1	Для порід $f \leq 12$

Визначення діють на контурі виробітку напруги. За таблицею 3.1 для $f < 12$ приймаємо коефіцієнти концентрації напруг $K_1 = 2$; $K_2 = 0,3$, де:

$$\sigma_{\max} = k_1 \cdot \gamma \cdot H \cdot 10 = 2 \cdot 2950 \cdot 1300 \cdot 10 = 76,7 \text{ МПа}$$

$$\sigma_{\min} = k_2 \cdot \lambda_1 \cdot \gamma \cdot H \cdot 10 = 0,3 \cdot 0,22 \cdot 2950 \cdot 1300 \cdot 10 = 2,5 \text{ МПа}$$

Розраховуємо коефіцієнти запасів міцності порід на контурі виробітку за формулами:

$$n_{\kappa\sigma} = R_{\text{сж}} / \sigma_{\max} = 52,8 / 76,7 = 0,7 < 4$$

$$n_{\kappa} = R_p / \sigma_{\min} = 5,3 / 2,5 = 2,2 < 4$$

На основі запасу міцності запропоновано класифікація режимів заданою навантаження для вибору розрахункової схеми гірського тиску в скельних породах, які не відчують перед руйнуванням помітних пластичних деформацій. Покрівля та боки щодо стійкі, але запаси міцності недостатні.

Коефіцієнт та кут внутрішнього тертя порід :

$$\operatorname{tg} \phi = (R_{\text{сж}} - R_p) / (R_{\text{сж}} + R_p) = (52,8 - 5,3) / (52,8 + 5,3) = 0,817$$

$$\phi = 39,6^\circ$$

Вибираємо розрахункову схему гірничого тиску. Для вироблення, що має недостатньо стійкі покрівлю та боки з поправками на наявні запаси міцності $n_{\sigma} = 0,7$ та $n_{\kappa} = 1,54$.

Висота зони обвалення з урахуванням запасу міцності порід покрівлі:

$$b'_k = \frac{a + h_1 \cdot \operatorname{ctg}(45 + \phi / 2)}{n_k \cdot \operatorname{tg} \phi} - h_0 = \frac{2,3 + 2,55 \cdot \operatorname{ctg}(45 + 39,6 / 2)}{2,2 \cdot \operatorname{tg} 39,5} - 1,5 = 0,5 \text{ м}$$

де a – напівпроліт вироблення вчорно; ϕ – кут внутрішнього тертя.

Висота склепіння рівноваги, м:

$$b_1 = b_k + h_0 = 0,5 + 1,5 = 2,0 \text{ м}$$

Інтенсивність тиску зі сторони покрівлі, кПа:

$$q_2 = b_k \cdot \gamma = 0,5 \cdot 2950 \cdot 10 = 14750 \text{ Па} = 14,8 \text{ кПа}$$

Інтенсивність бічного тиску на висоті вертикальною стінки, кПа:

$$q_c = b_1 \cdot \gamma \cdot \lambda_2 = 2,0 \cdot 2950 \cdot 0,22 \cdot 10 = 12980 \text{ Па} = 13,0 \text{ кПа}$$

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45 - \phi/2) = \operatorname{tg}^2(45 - 39,5/2) = 0,22$$

Інтенсивність бічного тиску у ґрунту, кПа:

$$q_n = (b_1 + h_1) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 = (2,0 + 2,55) \cdot 2950 \cdot 0,22 \cdot 10 = 29529 \text{ Па} = 29,5 \text{ кПа}$$

Боковий тиск, кПа:

$$D_1 = 0,5 (\cdot q_c + q_n) \cdot h_1 = 0,5 (13,0 + 29,5) \cdot 2,55 = 54,2 \text{ кПа}$$

Розраховуємо залізобетонний анкер зі стрижнем з круглий гладкої сталі класу А-І діаметром $d_c = 0,016$ м; розрахунковий опір сталі $R_p = 210$ МПа; бетон М300, що має, зчеплення із стрижнем $\tau_1 = 11$ МПа; розрахункова довжина закладення $\ell_3 = 0,4$ м; діаметр шпура $d_w = 0,043$ м; питома зчеплення бетону з породою $\tau_2 = 1$ МПа; шпури вологі - $m_1 = 0,75$.

Розраховуємо несучі здатності стрижня по закріпленню його в бетоні та умов зсуву бетону щодо стінок шпура:

$$P_c = \pi \cdot R_p \cdot R_c^2 \cdot m_1 = 3,14 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,008 \cdot 0,75 = 3,2 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

$$P_{cd} = d_w \cdot \pi \cdot \tau_2 \cdot \ell_3 \cdot m_1 = 0,043 \cdot 3,14 \cdot 1 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,75 = 4 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau_1 \cdot l_3 \cdot K_l \cdot m_1 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 9,1 \cdot 10^4 H$$

Подальший розрахунок ведемо за найменшою несучою здатністю анкера (на розрив стрижня або на виривання замка), яка визначає надійність системи:

$$P_a = 3,2 \cdot 10^4 H$$

Визначаємо довжину анкера, прийнявши $l_\delta = b_k = 0,5 \text{ м}$

$$l_a = l_\delta + l_{ze} + l_n = 0,5 + 0,3 + 0,05 = 0,85 \text{ м}$$

приймаємо $l_a = 1,2 \text{ м}$

Щільність розміщення анкерів у покрівлі :

$$S = q_2 \cdot n_n / P_a = (14,8 \cdot 10^3 \cdot 1,2) / (3,2 \cdot 10^4) = 0,6 \text{ од} / \text{м}^2$$

Відстань між анкерами в покрівлі, м:

$$a_1 = (1 / S)^{1/2} = (1 / 0,6)^{1/2} = 1,3 \text{ м}$$

Приймаємо встановлення анкерів у покрівлі за сіткою 1,3 х 1,3 м.

Визначаємо довжину анкера в боці виробітку , попередньо розраховуємо збільшення напівпрольоту вироблення :

$$C = h_1 \cdot \text{ctg} (45 + \phi / 2) = 2,5 \cdot \text{ctg} 64,75 = 2,55 \cdot 0,47 = 1,2 \text{ м}$$

$$l_\delta = C / n_\delta + l_{ze} + l_n = (1,2 / 0,7) + 0,3 + 0,05 = 2,1 \text{ м}$$

Приймаємо $l_\delta = 2,1 \text{ м}$

Розраховуємо щільність розміщення анкерів у боці виробітки:

$$S' = q_n \cdot n_n / P_a = 29,5 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (3,2 \cdot 10^4) = 1,1 \text{ од} / \text{м}$$

Відстань між анкерами в боці при розташуванні їх за квадратною сітці :

$$a_1 = (1 / S')^{1/2} = (1 / 1,1)^{1/2} = 1,0 \text{ м}$$

На основі виконаних розрахунків та з урахуванням гірничо-геологічних умов глибоких горизонтів Кривбасу, приймаємо наступну схему розташування сталеполімерних анкерів:

Крок встановлення: відстань між рядами анкерів уздовж осі виробки (як у бортах, так і в покрівлі) становить 1,0 м.

Відстань у ряду (борти): відстань між сусідніми анкерами в одному поперечному ряду по бортах виробки становить 1,0 м.

Відстань у ряду (покрівля): відстань між сусідніми анкерами в одному поперечному ряду по склепінню (покрівлі) виробки становить 1,3 м.

Відповідно, для проходження транспортного ухилу затверджуємо таку паспортну сітку (рис. 3.3) встановлення анкерів:

у бортах виробки: $1,0 \times 1,0 \text{ м}$;

у покрівлі виробки: $1,0 \times 1,3 \text{ м}$.

Кількість анкерів у ряду $N_{a/p} = 11 \text{ прим.}$

Сумарна довжина анкерів у ряду – $L_{a/p} = 18,6 \text{ м}$. У тому числі: кількість анкерів по покрівлі - $N_{a/кр} = 5 \text{ од.}$, довжина анкерів $L_{a/кр} = 6 \text{ м}$; кількість анкерів по борту $N_{a/б} = 6 \text{ од.}$, довжина анкерів $L_{a/б} = 12,6 \text{ м}$.

Об'єм закріплювального складу на один анкер, см^3 :

$$V = 0,825 \cdot (d_{ш}^2 - d_c^2) \cdot l_3 = 0,825 \cdot (4,3^2 - 1,6^2) \cdot 40 = 525,7 \text{ см}^3$$

де $d_{ш}^2$, d_c^2 – відповідно, діаметр шпурів та армуючого стрижня см ;
 l_3 – довжина закладання анкера в бетон, см .

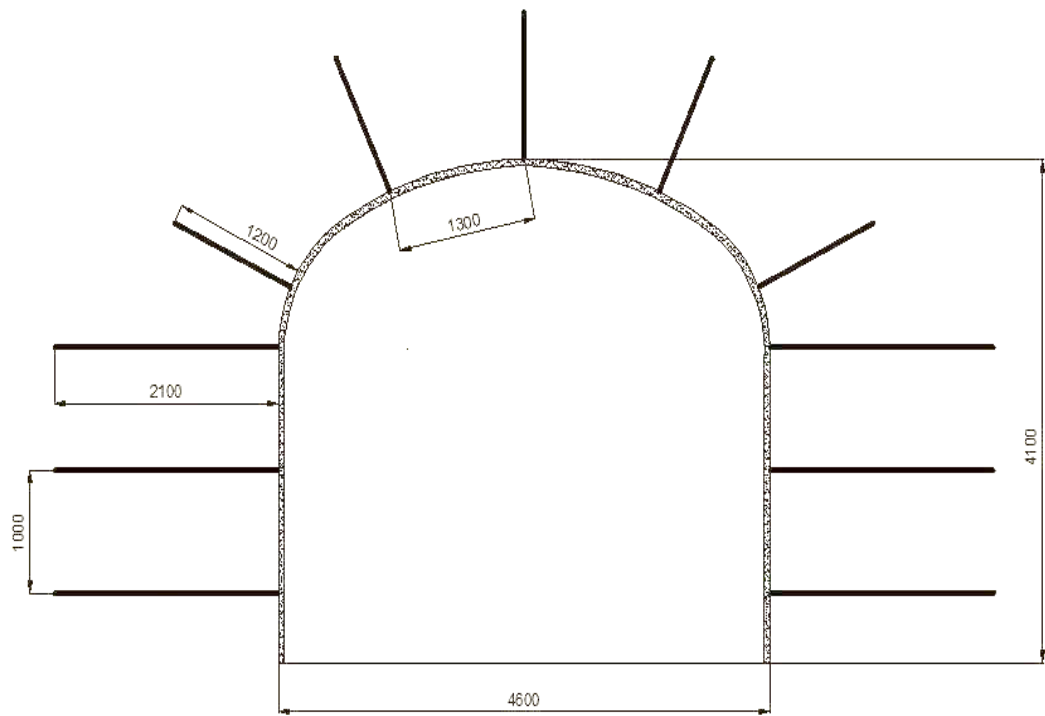


Рис 3.3 Розташування анкерів

Напівпроліт вироблення по покрівлі вчерне, м:

$$a = a_{св} + 0,05 = 2,25 + 0,05 = 2,3 \text{ м}$$

Об'ємний вага порід , кН / м³:

$$\gamma = \gamma_n \cdot 9,8 = 2,95 \cdot 9,8 = 28,9 \text{ кН} / \text{м}^3$$

Максимальна інтенсивність навантаження , кН / м²:

$$q = b \cdot \gamma = (a / f) \cdot \gamma = (2,3/10) \cdot 28,9 = 6,6 \text{ кН} / \text{м}^2$$

Товщина набризок -бетонного покриття , м:

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q \cdot m}{n_y \cdot R_p}} = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{6,6 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1200}} = 0,03 \text{ м}$$

де q – інтенсивність нормативного тиску зі сторони покрівлі, кПа; m – коефіцієнт навантаження, рівний 1,2; n_y - Коефіцієнт умов роботи, рівний 0,85 для неармованого набризок-бетону та 1 для армованого; R_p - розрахункове опір набризок-бетону розтягуванню для проектних марок бетону В30, В40, В50 відповідно 1200, 1400, 1600 кПа за наявності армування та 1000, 1200, 1350 кПа за відсутності армування.

Товщину набризок-бетону приймають за розрахунком, але не менше 30 мм. З урахуванням згладжування нерівностей по контуру виробітку приймаємо товщину набризок-бетонної кріплення – 0,05 м або 50 мм. Площі перерізу виробітку у світлі 16,7 м². Площа перерізу вчорно 17,4 м². Площа перерізу у проходці 17,9 м².

Набрызка бетонна кріпи представляє собою міцно пов'язану з породним контуром бетонну оболонку. Залежно від товщини шару набрызка бетону кріпи служить як ізолююча, зміцнююча і несуча конструкція. Набрызгбетон працює спільно з породою, замонолічує та вирівнює породний контур і підвищує його стійкість. Суміш для набризку бетону складається з цементу та піску у співвідношенні 1:2. Допускається використовувати як заповнювача щебінь або гравій крупністю до 8-20 мм., залежно від типу машини для нанесення набрызка бетонних покриттів. Марка портландцементу не нижче 300. Пісок повинен бути просіяним і не утримувати глинистих, мулистих частинок понад 3%. Водоцементне ставлення при сухому торкретування регулюється сопловником візуально та зазвичай знаходиться у межах 0,45-0,6. Комбінат користується мокрим методом нанесення набрызкбетонної кріпи. Товщина шару набрызка бетону становить від 0,5-1,0 см. Для ізолюючих покриттів і до 3 і більше см для зміцнювальних та несучих. У типових конструкціях кріпи на копальнях комбінату товщина шару набрызка бетону перевіряється розрахунком.

Перед нанесенням набрызкбетону породний контур гірничої виробки ретельно оббирають від відшарувань (заколів) за допомогою механізованого

інструменту та промивають водою під тиском для забезпечення максимальної адгезії (зчеплення) бетону з масивом.

Роботи виконуються ланкою з двох осіб: машиніста торкрет-установки та оператора сопла (сопловника). У машині готують суміш, змішуючи цемент, пісок, щебінь дрібної фракції та спеціальні добавки (прискорювачі тужавлення) до отримання однорідної маси. За командою оператора машиніст подає стиснене повітря для транспортування суміші шлангами.

Основні технологічні вимоги до нанесення:

Оператор утримує сопло перпендикулярно до контуру виробки на відстані 0,8–1,5 м.

На стінки виробки набризкбетон наноситься у напрямку «знизу-вгору», а у склепінні - від п'яти склепіння до його замку (центру).

У місцях активного водоприпливу застосовуються гідроізоляційні добавки або попередньо відводять воду через дренажні трубки.

Згідно з проектом, загальна товщина набризкбетону становить 100–150 мм. Нанесення виконується у 2–3 шари (товщина одного шару 30–50 мм). Наступний шар наноситься через 30–40 хвилин після попереднього.

Упродовж перших 2–3 діб після нанесення бетонне покриття зволожують водою (не рідше двох разів на добу) для запобігання утворенню усадкових тріщин.

Анкерне кріплення у транспортному ухилі відіграє роль основної несучої конструкції, що «зшиває» шари масиву. Зважаючи на високу міцність залізистих кварцитів, буріння шпурів під анкери виконується виключно самохідною буровою установкою Atlas Copco Boomer-282.

Розташування та параметри шпурів (сітка буріння, кут нахилу, глибина) суворо відповідають затвердженому паспорту кріплення. Глибина шпура контролюється автоматикою бурової каретки і має бути на 5–7 см більшою за довжину анкерного стрижня. Відстань між анкерами визначається геомеханічним розрахунком (зазвичай 1,0x1,0 м або 1,2x1,2 м).

Процес встановлення сталеполімерних анкерів:

Замість застарілих залізобетонних анкерів, які потребують тривалого часу на твердіння, проектом передбачено використання сталеполімерних анкерів, що дозволяє вводити кріплення в роботу майже миттєво:

У пробурений та продутий стисненим повітрям шпур пневмозарядником (або вручну з робочої корзини машини Normet Utilift) досилаються ампули зі швидкотвердіючою полімерною смолою.

За допомогою бурового перфоратора металевий стрижень анкера вводиться у шпур з одночасним обертанням. Обертання розриває оболонку ампул і перемішує двокомпонентну смолу.

Час тужавлення полімерної смоли становить від 1 до 5 хвилин (залежно від типу ампули та температури порід).

Після полімеризації смоли на виступаючий кінець анкера навішується металева армована сітка (або підхвати), встановлюється опорна плита (шайба) та нагвинчується гайка.

Завершальним етапом є обов'язковий натяг анкера за допомогою гідравлічного або пневматичного гайковерта з фіксованим крутним моментом для створення початкового опорного тиску на контур виробки.

Контроль якості комбінованого кріплення проводиться у два етапи. На першому етапі гірничий майстер перевіряє якість підготовки поверхні, дотримання сітки буріння та параметри натягу гайок. На другому етапі маркшейдерська служба контролюють геометричні розміри виробки, а геологічна служба проводить вибіркові випробування анкерів на виривання (зусилля закріплення замка) за допомогою спеціальних гідравлічних домкратів.

4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

За технічними можливостям прийнятого прохідницького бурового обладнання обґрунтовується конструкція вруба, а залежно від гірничо - геологічних та гірничотехнічних умов вибираються вибухові матеріали, спосіб заряджання ВР, конструкція заряду ВР, спосіб ініціювання ВР. Далі визначається питомий витрата ВР та загальне кількість шпурів у комплекті.

При проходженні транспортного ухилу приймаємо прямий (вертикальний) щілинний вруб, де породи міцні та вимагають гарною опрацювання врубовий порожнини. Розрахунок БВР виконуємо за методикою Н.М. Покровського.

На рудниках широке застосування отримало ВР Грануліт АС-8В (табл. 4.1.). Для зворотного ініціювання заряду ВР приймаємо Аммоніт №6ЖВ масою 250 грам (d патрона = 36мм, L патрона = 220мм). Ініціювання заряду - зворотне. Після заряджання шпурів виробляють набійку.

Вибух шпурів - СІНВ (хвилеводи). У патрон ВР вводиться КД з'єднаний із СІНВ, потім усі СІНВи обв'язуються детонуючим шнуром (ДШ). ДШ ініціюється бойовиком. Інтервал підривання шпурів у пучках становить 0,1 - 1с.

Таблиця 4.1 - Характеристики найбільш поширених ВР, допущених до застосування у шахтах та на рудниках, не небезпечних по газу або пилу

Найменування ВР	Коефіцієнт міцності порід	Працездатність ВВ, cm^3	Щільність зоряжання (Д), г/см^3	Параметри патрона ВР			
				Діаметр патрона, мм	Маса патрона, Г	Довжина патрону, мм	Щільність ВР у патроні, г/см^3
62% -ий динаміт	15-20	380	1,4	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2
Амоніт №6ЖВ	6-10	380	1,0	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2
Детоніт М	10-16	(480)	1,1	32-36	200-250	200-250	0,95-1,2
Амонал водостійкий	до 16	(420)	1,0	32	200	200	0,95-1,1
Амоніт скельний №1 порошкоподібний	≥ 12	(460)	1,45	32 -36	200-250	200-250	0,95-1,1
Динафталіт	6-10	(330)	1,0	32	200	200	1,0-1,15
Грануліт АС-8	8-14	410	1,1-1,2				
Грануліт М	4-10	320	0,95				

Розрахунок питомої витрати ВР, кг/м³:

$$q_{cm} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot m \cdot e = 0,1 \cdot 11 \cdot 0,9 \cdot 1,6 \cdot 0,74 \cdot 1,1 = 1,3 \text{ кг / м}^3$$

де f – коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова ; f_0 – коефіцієнт структури породи ; U – коефіцієнт затискача, що враховує величину площі вибою вироблення та кількість оголених площин; m - коефіцієнт, що враховує діаметр коронки; e – коефіцієнт відмови ВР, рівний відношенню відмови 62%-го динаміту ($P = 380 \text{ см}^3$) до відмови застосовуваного ВР ($P_{ст}$).

Коефіцієнт затиску :

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S_{вч}}} = \frac{6,5}{\sqrt{17,4}} = 1,6$$

Площа поперечного перерізу у світлі, м²:

$$S_{св} = B \cdot (h_1 + 0,26 B) = 4500 \cdot (2550 + 0,26 \cdot 4500) = 16,7 \text{ м}^2$$

Коефіцієнт , що враховує діаметр коронки:

$$m = 32 / d_k = 32 / 43 = 0,74$$

Коефіцієнт відмови ВР:

$$e = P / P_{cm} = 410 / 380 = 1,1$$

де $d_{до}$ – діаметр коронки, мм; $P_{ст}$ – спрацювання застосовуваного ВР, см³ (410, таблиця 4.1):

Розрахунок параметрів прямого щілинного врубу:

Висота (довжина) щілинного вруба , м:

$$h_{\text{ш}} = 1,4 \cdot W_{\text{відб}} = 1,4 \cdot 1,3 = 1,8 \text{ м}$$

Відстань між парами шпурів, м:

$$a_{\text{ш}} = c \cdot d_{\text{з}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{e \cdot \gamma}} = 6 \cdot 0,043 \cdot \sqrt{\frac{1,1}{1,1 \cdot 2,95}} = 0,15 \text{ м}$$

Число шпурів в щілинному врубі:

$$N_{\text{ш}} = (h_{\text{ш}} / a_{\text{ш}}) + 1 = (1,8 / 0,15) + 1 = 14$$

де c – коефіцієнт, що залежить від акустичної жорсткості породи, од. (табл. 4.2);

$W_{\text{відб}}$ – величина опору для відбійного шпура, що працює на вруб, м:

$$W_{\text{відб}} = 47 \cdot d_{\text{з}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{\text{відб}}}} = 47 \cdot 0,043 \cdot \sqrt{\frac{1,1}{2,95 \cdot 1,1 \cdot 0,8}} = 1,3 \text{ м}$$

де d – діаметр заряду ВР, м; γ – щільність породи, т/м³; $U_{\text{відб}}$ – коефіцієнт затискача для відбійних шпурів ($U_{\text{відб}} = 0,6$ – для малих перерізів виробітку, $U_{\text{відб}} = 0,7-0,8$ – для середніх перерізів виробітку, $U_{\text{відб}} = 0,9$ – для великих перерізів виробок).

Таблиця 4.2 - Значення коефіцієнтів (b) та (c)

Коефіцієнт міцності породи (f)	Значення (b)	Значення (c)
2-4	0,8	9
5-9	0,6-0,7	8
10-15	0,4-0,5	6
Понад 15	0,3	4

Визначення розрахункових відстань між шпурами, що оконтурюють :

$$a_{\text{ок}} = (0,6 - 0,7) \cdot W_{\text{відб}} = 0,6 \cdot 1,3 = 0,78 \text{ м}$$

Розрахунок шпурів, що оконтурюють по ґрунту :

$$n_{ок}^n = \frac{B_n}{a_{ок}} + 1 = \frac{4600}{780} + 1 = 6,9 \approx 7шт.$$

Уточнене відстань між шпурами:

$$a_{ок}^{\phi} = \frac{B_n}{n_{ок}^n - 1} = \frac{4600}{7 - 1} = 766,7 \approx 770мм$$

Розрахунок шпурів, що оконтурюють по стінці :

$$n_{ок}^{\delta} = \frac{H}{a_{ок}} + 1 = \frac{2550}{780} + 1 = 4,3 \approx 4$$

Уточнене відстань між шпурами:

$$a_{ок}^{\phi} = \frac{H}{n_{ок}^{\delta} - 1} = \frac{2550}{4 - 1} = 850мм$$

Розрахунок шпурів, що оконтурюють по покрівлі :

$$n_{ок}^{кр} = \frac{B_{кр}}{a_{ок}} + 1 = \frac{6140}{780} + 1 = 8,8 \approx 9$$

Уточнене відстань між шпурами:

$$a_{ок}^{\phi} = \frac{B_{кр}}{n_{ок}^{кр} - 1} = \frac{6070}{9 - 1} = 758,7 \approx 760мм$$

Відстань між відбійними шпурами приймаємо таке саме, як і при розрахунку оконтурюючих. Графічне зображення з розміщенням шпурів по перерізу представлено рис. 4.1. Величина заряду в окремих шпурах уточнюється з урахуванням їх призначення та глибини , при цьому змінюється загальний витрати ВР на цикл. Також уточнюється витрата за прийнятими типами ВР - АС-

8 та амоніту №6ЖВ, приймаючи патрони Ам№6ЖВ масою 250 гр , по довжині 220мм.

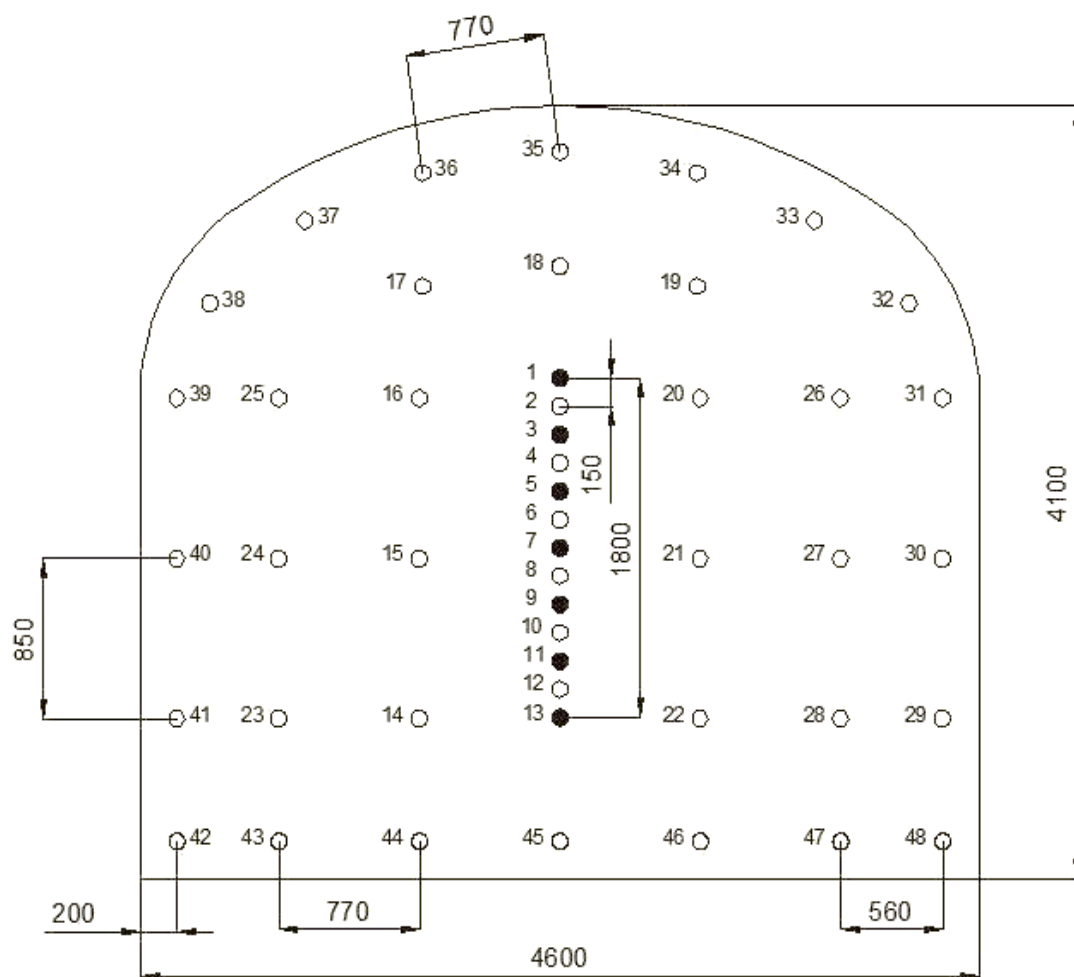


Рис. 4.1 Розташування шпурів по перерізу

Спочатку визначається загальний розрахунковий витрата ВР (Q_p , кг) на цикл виходячи з відомого питомої витрати ВР ($q_{ст}$, кг/м³), потім розраховується середня величина заряду в шпурі ($q_{ср}$, кг) з урахуванням числа заряджуваних шпурів у комплекті (N_3).

Витрата ВР на цикл, кг:

$$Q_p = q_{ст} \cdot S \cdot l_y = 1,3 \cdot 17,9 \cdot 3 = 69,8 \text{ кг}$$

$$q_{cp} = \frac{Q_p}{N_z} = \frac{69,8}{42} = 1,7 \text{ кг}$$

Для врубових шпурів величину заряду приймають на 15-20% більше середньої величини заряду, для допоміжних (відбійних) шпурів - на 15-20% менше, а для оконтурюючих близько середньої величини заряду. Уточнений загальний витрата ВР на цикл повинен бути в межах розрахункового.

Патроноване – для виготовлення патронів-бойовиків (амоніт №6ЖВ, маса патрона $m_{пб} = 250$ г, довжина патрона $l_{пб} = 220$ мм).

Розсипне ВВ – для основного заряду (грануліт АС-8, щільність заряджання $1,2 \text{ г/см}^3$).

Маса заряду АС-8 на одному метрі шпуру :

$$Q_{1м} = \frac{\Delta \cdot \pi \cdot d_z^2}{4} = \frac{1200 \cdot 3,14 \cdot 0,043^2}{4} = 1,74 \text{ кг}$$

де Δ - щільність ВР, що дорівнює 1200 кг/м^3 ; d_z - діаметр заряду, $0,043 \text{ м}$.

У врубовому шпурі:

величина заряду (на 15% більше середнього):

$$q_{вр} = q_{cp} \cdot 1,15 = 1,7 \cdot 1,15 = 1,9 \text{ кг}$$

уточнена величина заряду АС-8 у шпурі:

$$q_{АС8} = q_{вр} - m_{пб} = 1,9 - 0,25 = 1,65 \text{ кг}$$

довжина заряду ВР АС-8 у врубовому шпурі:

$$l_{АС8} = q_{АС8} / Q_{1м} = 1,65 / 1,74 = 0,95 \text{ м}$$

загальна довжина заряду ВР у врубовому шпурі дорівнює :

$$L_{BB-BP} = l_{AC8} + l_{нб} = 0,95 + 0,22 = 1,17 \text{ м}$$

У відбійному шпурі: величина заряду (на 15% менше середнього):

$$q_{від} = q_{cp} \cdot 0,85 = 1,7 \cdot 0,85 = 1,45 \text{ кг}$$

уточнена величина заряду АС-8 у шпурі:

$$q_{AC8} = q_{від} - m_{нб} = 1,45 - 0,25 = 1,2 \text{ кг}$$

довжина заряду ВР АС-8 у відбійному шпурі:

$$l_{AC8} = q_{AC8} / Q_{1м} = 1,2 / 1,74 = 0,7 \text{ м}$$

загальна довжина заряду ВР у відбійному шпурі дорівнює :

$$L_{BB-BP} = l_{AC8} + l_{нб} = 0,7 + 0,22 = 0,92 \text{ м}$$

У шпурі, що оконтурює :

величина заряду (дорівнює середньої):

$$q_{ок} = q_{cp} = 1,7 \text{ кг}$$

уточнена величина заряду АС-8 у шпурі:

$$q_{AC8} = q_{ок} - m_{нб} = 1,7 - 0,25 = 1,45 \text{ кг}$$

довжина заряду ВР АС-8 в шпурі, що оконтурює :

$$l_{AC8} = q_{AC8} / Q_{1м} = 1,45 / 1,74 = 0,8 \text{ м}$$

загальна довжина заряду ВР в шпурі , що оконтурює , дорівнює :

$$L_{BB-BP} = l_{AC8} + l_{нб} = 0,8 + 0,22 = 1,02 \text{ м}$$

Фактичний витрата ВР на цикл становить :

$$Q_{\phi} = q_{вр} \cdot N_{вр} + q_{відб} \cdot N_{відб} + q_{ок} \cdot N_{ок} = 1,9 \cdot 7 + 1,45 \cdot 15 + 1,7 \cdot 20 = 69 \text{ кг}$$

У тому числі :

$$Q_{6ЖВ} = N_{зупн} \cdot m_n = 42 \cdot 0,25 = 10,5 \text{ кг}$$

$$Q_{AC8} = Q_{\phi} - Q_{6ЖВ} = 69,05 - 10,5 = 58,55 \text{ кг}$$

де $q_{вр}$ $q_{відб}$ $q_{ок}$ - величина заряду відповідно у врубівному, відбійному (допоміжному) та оконтурюючому шпурах, кг.

За будь-якого способу підривання (табл. 4.3) в першу чергу підривають врубівні шпури, потім (відбійні) допоміжні і, нарешті, що оконтурюють, при цьому шпури по ґрунту підривають останніми.

Таблиця 4.3 Параметри буровибухових робіт

Номер шпурів	Найменування шпурів	Довжина шпура , м	Кут нахилу шпура , град.	Величина заряду, кг $\Sigma/AC8/6ЖВ$	Довжина заряду , м	Довжина набійки м	Черговість підривання
1-13	Врубівні	3,15	90	1,9/1,65/0,25	1,17	1,98	I
14-22	Відбійні-1	3,08	90	1,45/1,2/0,25	0,92	2,16	II
23-28	Відбійні-2	3,08	90	1,45/1,2/0,25	0,92	2,16	III
29-41	Оконтурюючі-1	3,10	86	1,7/1,45/0,25	1,02	2,08	IV
42-48	Оконтурюючі-2	3,10	86	1,7/1,45/0,25	1,02	2,08	V

До основних показниками БВР відносяться (табл. 4.4): обсяг гірський маси, відірваної за вибух; загальний та питомий витрата шпурометрів, вибухових матеріалів; а також швидкість та тривалість споруди виробітку.

Таблиця 4.4 Основні показники буровибухових робіт

Найменування показника	Значення
1 . Перетин виробітку в проходці , м ²	17,9
2. Довжина виробітку , м	1440
3. Кількість шпурів на цикл, прим.	48
4. Глибина шпурів у комплекті, м	130,25
5. Коефіцієнт використання шпурів , частки од .	0,95
6. Подвиг забою за вибух , м	3
7. Обсяг гірський маси , відірваної за вибух , м ³	53,7
8. Витрата шпурометрів , м: на цикл	149
на 1 п.м вироблення	49,7
на 1 м ³	2,77
9. Витрата ВР, кг: на цикл	69
на 1 п.м вироблення	23
на 1 м ³	1,3
10 . Витрата СІ: ЕД на цикл	42
на 1 п.м вироблення	14
на 1 м ³	0,78
11. Місячна швидкість проходки виробітку , м / міс.	62,37
12. Тривалість споруди виробітку , міс.	23,1

Витрата шпурометрів , м:

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + l_{\text{відб}} \cdot N_{\text{відб}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}} = 3,15 \cdot 13 + 3,08 \cdot 15 + 3,1 \cdot 20 = 149 \text{ м}$$

Витрата шпурометрів на 1 пог.м. вироблення :

$$L_{1.м} = L_y / l_y = 149,15/3 = 49,7 \text{ м}$$

Витрата шпурометрів на 1 м³ вироблення :

$$L_{13.м} = L_y / V_y = 149,15/53,7 = 2,8 \text{ м}^3$$

Об'єм гірський маси , відірваної за вибух , м:

$$V_y = 17,9 \cdot 3 = 53,7 \text{ м}^3$$

Витрата ВР на цикл, кг:

$$Q_\phi = q_{вр} \cdot N_{вр} + q_{відб} \cdot N_{відб} + q_{ок} \cdot N_{ок} = 1,9 \cdot 7 + 1,45 \cdot 15 + 1,7 \cdot 20 = 69 \text{ кг}$$

У тому числі :

$$Q_{6ЖВ} = N_{з-ин} \cdot m_n = 42 \cdot 0,25 = 10 \text{ кг}$$

$$Q_{AC-8} = Q_\phi - Q_{6ЖВ} = 69 - 10 = 59 \text{ кг}$$

Витрата ВР на 1 пог.м. вироблення :

$$Q_{\phi м1} = Q_\phi / l_y = 69/3 = 23 \text{ кг}$$

Витрата ВР на 1 м³ вироблення :

$$Q_{\phi м13} = Q_\phi / V_y = 69/53,7 = 1,3 \text{ кг}$$

Місячна швидкість проходження вироблення , м/міс:

$$E_{\phi} = l_y \cdot n_{p\partial} \cdot n_{cm} \cdot n_w = 3 \cdot 21 \cdot 3 \cdot 0,33 = 62,37 \text{ м / міс}$$

Тривалість споруди виробітку , міс:

$$T = L / E_{\phi} = 1440 / 62,37 = 23,1 \text{ міс}$$

При побудові паспорта БВР (рис. 4.2) приймається перебур врубових шпурів на 15 см більше довжини догляду, а перебур відбійних та оконтурюючих – на 7 см. Довжина догляду складає 3 м.

Розрахунок тривалість прибирання в залежності від довжини транспортування відбитою породи автосамоскидом, за умов:

тривалість зміни – 7,2 години

тривалість циклу – 21,6 години (один цикл у три зміни)

вибух проводиться один раз на добу – на другу зміну.

графік рейсів (табл. 4.4.)

Об'єм гірський маси , м³:

$$V_{зм} = S_{np} \cdot l_y = 17,9 \cdot 1 = 17,9 \text{ м}^3$$

Фактичне кількість рейсів автосамоскида:

$$N_p = V_{зм} / V_{ac} = 17,9 / (10 \cdot 0,95) = 1,88 = 2$$

Тривалість навантаження, год:

$$T_{ног} = V_{зм} / Q_{ндм} = 17,9 / 33,7 = 0,53 \text{ год}$$

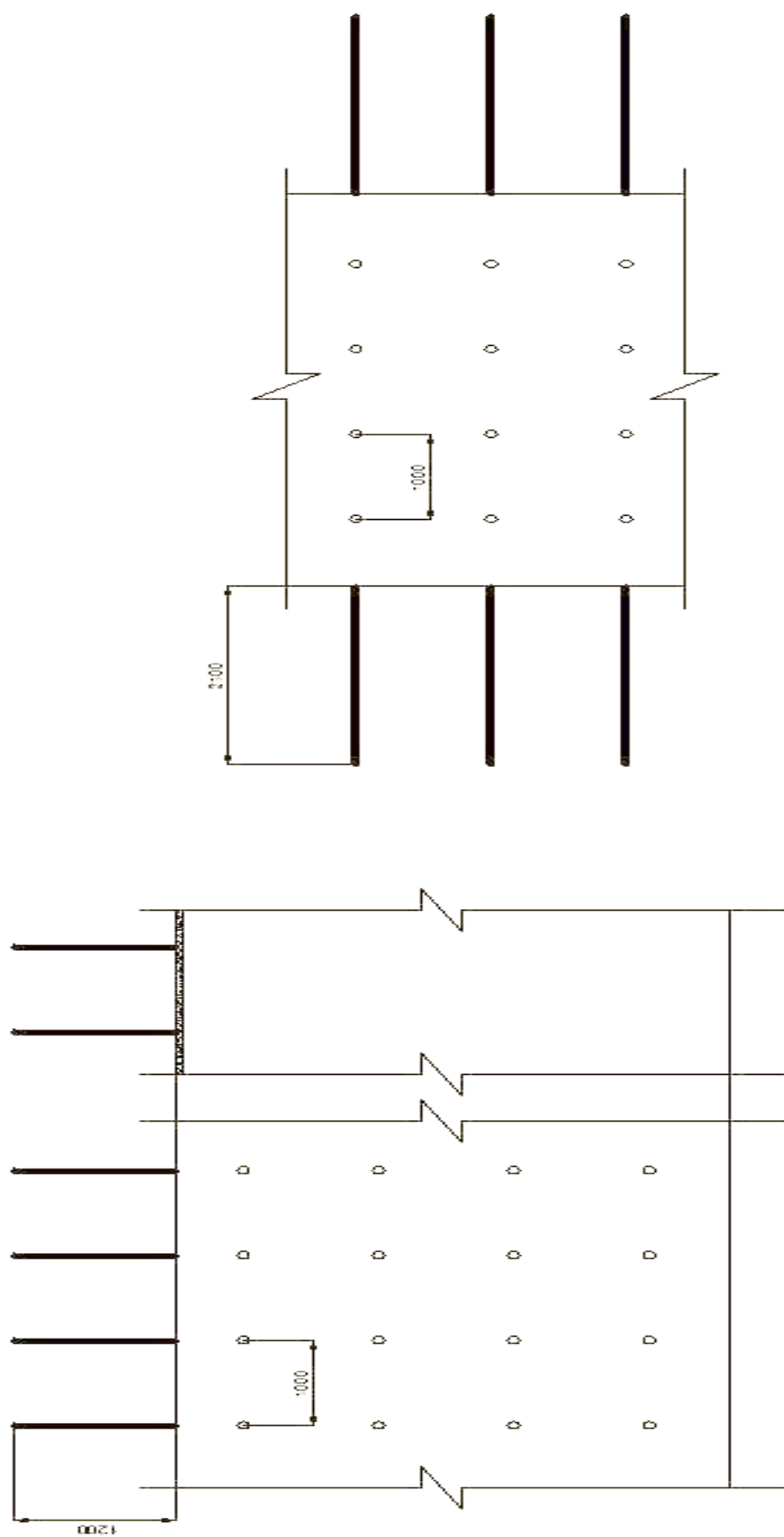


Рис. 4.2. Проекції шпурів

Таблиця 4.4. Тривалість прибирання в залежності від довжини транспортування відбитою породи автосамоскидом при довжині догляду 3 м

Довжина транспортування, м	Кількість рейсів	Тривалість, год			
		рейсу	транспортування	навантаження	прибирання
0-207	6	0,353	2,12	1,59	3,71
207-414	6	0,413	2,48	1,59	4,07
414-621	6	0,453	2,72	1,59	4,31
621-828	6	0,503	3,02	1,59	4,61
828-1032	6	0,563	3,38	1,59	4,97
1032-1236	6	0,613	3,68	1,59	5,27
1236-1440	6	0,673	4,04	1,59	5,63

Об'єм гірський маси, м³:

$$V_{зм} = S_{np} \cdot l_y = 17,9 \cdot 2 = 35,8 \text{ м}^3$$

Фактичне кількість рейсів автосамоскида:

$$N_p = V_{зм} / V_{ac} = 35,8 / (10 \cdot 0,95) = 3,76 = 4$$

Тривалість навантаження, год:

$$T_{пог} = V_{зм} / Q_{ндм} = 35,8 / 33,7 = 1,06 \text{ год}$$

Об'єм гірський маси, м³:

$$V_{зм} = S_{np} \cdot l_y = 17,9 \cdot 3 = 53,7 \text{ м}^3$$

Фактичне кількість рейсів автосамоскида:

$$N_p = V_{зм} / V_{ас} = 53,7 / (10 \cdot 0,95) = 5,65 = 6$$

Тривалість навантаження, год:

$$T_{ног} = V_{зм} / Q_{ндм} = 53,7 / 33,7 = 1,59 \text{ год}$$

Розрахунок процесів прохідницького циклу по кожній ділянці при тривалості циклу 21,6 години – три зміни (табл. 4.5).

На ділянці 0-207м за умови довжина догляду $L_y = 3$ м та тривалість прибирання породи на довжину догляду 3,71 год (T_y)

Розрахунок по 3-ій зміні

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{бз} = T_{см} - T_{нз} - T_y = 7,2 - 0,4 - 3,71 = 3,09 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{ин} = (L_{бy} + L_{б жбш}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{б} = (T_{бy} + T_{б жбш}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$П_{рб} = L_{ин} / T_{б} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{ин3} = T_{бз} \cdot П_{рб} = 3,09 \cdot 31,4 = 97,0 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 97,0 = 110,3 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 110,3 / 31,4 = 3,5 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{кр}$):

$$T_{кр} = (T_{жби} + T_{зби}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 97,0 = 110,3 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 110,3 / 31,4 = 3,5 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{\text{ини}} = 7,2 - 2,55 - 3,5 = 1,15 \text{ год}$$

2-я зміна (вибухова)

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{інші} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

На ділянці 207-414 м

Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 4,07$ год):

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{бз} = T_{см} - T_{нз} - T_y = 7,2 - 0,4 - 4,07 = 2,73 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{ун} = (L_{бул} + L_{б/жбш}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{б} = (T_{бул} + T_{б/жбш}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$П_{рб} = L_{ун} / T_{б} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{ун3} = T_{бз} \cdot П_{рб} = 2,73 \cdot 31,4 = 85,7 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{ун1} = L_{ун} - L_{ун3} = 207,3 - 85,7 = 121,6 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 121,6 / 31,4 = 3,87 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{кр}$):

$$T_{кр} = (T_{жби} + T_{зби}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{ун1} = L_{ун} - L_{ун3} = 207,3 - 85,7 = 121,6 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 121,6 / 31,4 = 3,87 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{інш1} = 7,2 - 2,55 - 3,87 = 0,78 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{інш2} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

На ділянці 414-621 м

Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 4,31$ год):
Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{\delta 3} = T_{cm} - T_{nz} - T_y = 7,2 - 0,4 - 4,31 = 2,49 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{un} = (L_{\delta y} + L_{\delta / жбиш}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{\delta} = (T_{\delta y} + T_{\delta / жбиш}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$П_{pb} = L_{un} / T_{\delta} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{un 3} = T_{\delta 3} \cdot П_{pb} = 2,49 \cdot 31,4 = 78,2 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{un 1} = L_{un} - L_{un 3} = 207,3 - 78,2 = 129,1 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\delta 1} = 129,1 / 31,4 = 4,1 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{кр}$):

$$T_{кр} = (T_{жби} + T_{зби}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{ун1} = L_{ун} - L_{ун3} = 207,3 - 78,2 = 129,1 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 129,1 / 31,4 = 4,1 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{ини1} = 7,2 - 2,55 - 4,1 = 0,55 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{ини2} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

На ділянці 621-828 м

Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 4,61$ год):

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{б3} = T_{см} - T_{пз} - T_y = 7,2 - 0,4 - 4,61 = 2,19 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{\text{шт}} = (L_{\text{б у}} + L_{\text{б / жби}}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{\text{б}} = (T_{\text{б у}} + T_{\text{б / жби}}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$P_{\text{б}} = L_{\text{шт}} / T_{\text{б}} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{\text{шт 3}} = T_{\text{б 3}} \cdot P_{\text{б}} = 2,19 \cdot 31,4 = 68,8 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{шт 1}} = L_{\text{шт}} - L_{\text{шт 3}} = 207,3 - 68,8 = 138,5 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\text{б 1}} = 138,5 / 31,4 = 4,4 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{\text{кр}}$):

$$T_{\text{кр}} = (T_{\text{жби}} + T_{\text{зби}}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 68,8 = 138,5 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 138,5 / 31,4 = 4,4 \text{ год}$$

Вводимо поправний коефіцієнт зменшення норми часу на бурові роботи на 4% (припустимо до 10%):

$$T_{б1} = 4,4 \cdot 0,96 = 4,22 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 2,55 - 4,22 = 0,43 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

На ділянці 828-1032 м

Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 4,97$ год):

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{б3} = T_{см} - T_{пз} - T_y = 7,2 - 0,4 - 4,97 = 1,83 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{\text{ун}} = (L_{\text{бу}} + L_{\text{б/жбу}}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{\text{б}} = (T_{\text{бу}} + T_{\text{б/жбу}}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$P_{\text{б}} = L_{\text{ун}} / T_{\text{б}} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{\text{ун}3} = T_{\text{б}3} \cdot P_{\text{б}} = 1,83 \cdot 31,4 = 57,5 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 57,5 = 149,8 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\text{б}1} = 149,8 / 31,4 = 4,8 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{\text{кр}}$):

$$T_{\text{кр}} = (T_{\text{жбу}} + T_{\text{збу}}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 57,5 = 149,8 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\delta 1} = 149,8 / 31,4 = 4,8 \text{ год}$$

Вводимо поправний коефіцієнт зменшення норми часу на бурові роботи на 10% (припустимо до 10%):

$$T_{\delta 1} = 4,8 \cdot 0,9 = 4,22 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 2,55 - 4,22 = 0,43 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

На ділянці 1032-1236 м

Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 5,27$ год):

Зменшуємо норму часу на прибирання породи на 7%:

$$T_y = 5,27 \cdot 0,93 = 4,9 \text{ год}$$

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{\text{бз}} = T_{\text{см}} - T_{\text{нз}} - T_{\text{у}} = 7,2 - 0,4 - 4,9 = 1,9 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{\text{ун}} = (L_{\text{бу}} + L_{\text{б/жбу}}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{\text{б}} = (T_{\text{бу}} + T_{\text{б/жбу}}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$P_{\text{рб}} = L_{\text{ун}} / T_{\text{б}} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Збільшуємо годинну норму на бурінні на 5%:

$$P_{\text{рб}} = L_{\text{ун}} / T_{\text{б}} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \cdot 1,05 = 33,0 \text{ м}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{\text{унз}} = T_{\text{бз}} \cdot P_{\text{рб}} = 1,9 \cdot 33,0 = 62,7 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун1}} = L_{\text{ун}} - L_{\text{унз}} = 207,3 - 62,7 = 144,6 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\text{б1}} = 144,6 / 31,4 = 4,6 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{кр}$):

$$T_{кр} = (T_{жби} + T_{зби}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{ун1} = L_{ун} - L_{ун3} = 207,3 - 62,7 = 144,6 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{б1} = 144,6 / 31,4 = 4,6 \text{ год}$$

Зменшуємо норму часу на буріння шпурів на 9%:

$$T_{б1} = 4,6 \cdot 0,91 = 4,2 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{інші} = 7,2 - 2,55 - 4,2 = 0,45 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{інші} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

Таблиця 4.5 - Графік роботи

Ділянка	Зміна	Процес				Разом, год	Інші, год
		Прибирання	Буріння шпурів на догляд та під жбш	Кріплення	Заряджання та підривання		
0-207 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{3,71 \text{ год}}$	$\frac{97,0 \text{ м}}{3,09 \text{ год}}$	-	-	6,8	0,4
	1	-	$\frac{110,3 \text{ м}}{3,5 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-	6,05	1,15
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$	5,7	1,5
207-414 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{4,07 \text{ год}}$	$\frac{85,7 \text{ м}}{2,73 \text{ год}}$	-	-	6,80	0,40
	1	-	$\frac{121,6 \text{ м}}{3,87 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-	6,42	0,78
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$	5,7	1,5
414-621 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{4,31 \text{ год}}$	$\frac{78,2 \text{ м}}{2,49 \text{ год}}$	-	-		
	1	-	$\frac{129,1 \text{ м}}{4,1 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-		
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$		
621-828 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{4,61 \text{ год}}$	$\frac{68,8 \text{ м}}{2,19 \text{ год}}$	-	-	6,80	0,40
	1	-	$\frac{138,5 \text{ м}}{4,22 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-	6,77	0,43
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$	5,7	1,5
828-1032 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{4,97 \text{ год}}$	$\frac{57,5 \text{ м}}{1,83 \text{ год}}$	-	-	6,80	0,40
	1	-	$\frac{149,8 \text{ м}}{4,22 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-	6,77	0,43
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$	5,7	1,5
1032-1236 м	3	$\frac{53,7 \text{ м}^3}{4,9 \text{ год}}$	$\frac{62,7 \text{ м}}{1,9 \text{ год}}$	-	-	6,80	0,40
	1	-	$\frac{144,6 \text{ м}}{4,2 \text{ год}}$	$\frac{33 \text{ шт.}}{2,55 \text{ год}}$	-	6,75	0,45
	2	-	-	-	$\frac{98,4 \text{ м}}{5,7 \text{ год}}$	5,7	1,5

На ділянці 1236-1440 м. Розрахунок по 3-й зміні

Тривалість прибирання породи на довжину догляду 3м ($T_y = 5,63$ год):

Зменшуємо норму часу на прибирання породи на 10%:

$$T_y = 5,63 \cdot 0,9 = 5,07 \text{ год}$$

Залишок часу на буріння шпурів :

$$T_{\delta 3} = T_{cm} - T_{nz} - T_y = 7,2 - 0,4 - 5,07 = 1,73 \text{ год}$$

Загальна довжина шпурів на цикл:

$$L_{un} = (L_{\delta y} + L_{\delta / жбш}) \cdot 3 = (50,5 + 18,6) \cdot 3 = 207,3 \text{ м}$$

Загальне час буріння шпурів на цикл 3м:

$$T_{\delta} = (T_{\delta y} + T_{\delta / жбш}) \cdot 3 = (1,3 + 0,9) \cdot 3 = 6,6 \text{ год}$$

Продуктивність буріння за 1 годину:

$$П_{p\delta} = L_{un} / T_{\delta} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \text{ м / год}$$

Збільшуємо годинну норму на бурінні на 5%:

$$П_{p\delta} = L_{un} / T_{\delta} = 207,3 / 6,6 = 31,4 \cdot 1,05 = 33,0 \text{ м}$$

Пробурено шпурів в 3-ю зміну :

$$L_{un 3} = T_{\delta 3} \cdot П_{p\delta} = 1,73 \cdot 33,0 = 57,0 \text{ м}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 57,0 = 150,3 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\text{б}1} = 150,3 / 31,4 = 4,8 \text{ год}$$

Розрахунок по 1-ій зміні

Тривалість кріплення на довжину догляду 3м ($T_{\text{кр}}$):

$$T_{\text{кр}} = (T_{\text{жбш}} + T_{\text{збш}}) \cdot 3 = (0,3 + 0,55) \cdot 3 = 2,55 \text{ год}$$

Зменшуємо норму часу на кріплення на 5%:

$$T_{\text{кр}} = 2,55 \cdot 0,95 = 2,4 \text{ год}$$

Залишок буріння на 1-у зміну :

$$L_{\text{ун}1} = L_{\text{ун}} - L_{\text{ун}3} = 207,3 - 57,0 = 150,3 \text{ м}$$

Час на буріння решти шпурів в 1 зміну :

$$T_{\text{б}1} = 150,3 / 31,4 = 4,8 \text{ год}$$

Зменшуємо норму часу на буріння шпурів на 9%:

$$T_{\text{б}1} = 4,8 \cdot 0,91 = 4,35 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи в 1-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 2,55 - 4,35 = 0,45 \text{ год}$$

Розрахунок за 2-ою зміною

Тривалість процесів у другій зміні :

$$T_2 = T_3 \cdot L_2 = 1,9 \cdot 3 = 5,7 \text{ год}$$

Залишок часу на інші роботи у 2-у зміну :

$$T_{\text{інші}} = 7,2 - 5,7 = 1,5 \text{ год}$$

Для забезпечення ефективної логістики під час спорудження транспортного ухилу в умовах глибоких горизонтів Криворізького залізрудного басейну застосовується спеціалізована схема організації вантажопотоків. Згідно з проектними рішеннями, через кожні 200 метрів за довжиною виробки передбачено облаштування перевантажувальних камер, що розташовуються перпендикулярно до головної осі ухилу (рис. 4.3). Така конфігурація дозволяє оптимізувати маневрування великогабаритної самохідної техніки та мінімізувати простої обладнання під час прохідницького циклу.

Технологічний процес взаємодії транспортних одиниць реалізується за чітко визначеним алгоритмом. Підземний автосамоскид здійснює рух ухилом у висхідному напрямку до найближчої до вибою перевантажувальної камери. Заїжджаючи всередину камери, машина виконує розворот, після чого дещо спускається по трасі ухилу, зупиняючись у положенні, що забезпечує вільний доступ до камери для іншої техніки. Одночасно з цим навантажувально-доставочна машина (ПДМ), завантажена відбитою гірничою масою (залізистими кварцитами або сланцями), переміщується від прохідницького вибою у низхідному напрямку та заходить безпосередньо в об'єм перевантажувальної камери.

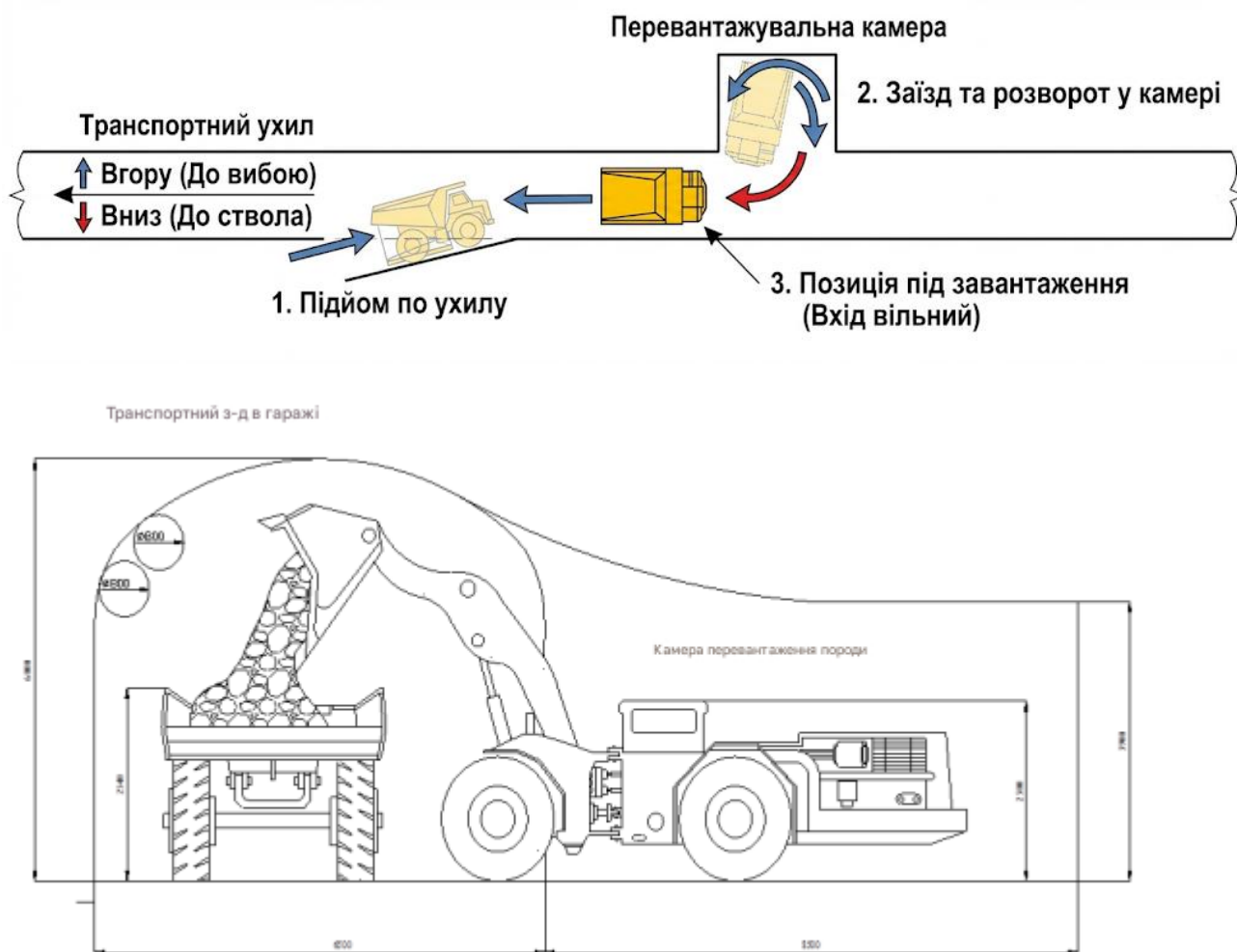


Рис. 4.3 Камера перевантаження

На наступному етапі автосамоскид подається вгору по ухилу і фіксується у позиції під розвантажувальним ковшем ПДМ. Оператор ПДМ здійснює перевантаження породи в кузов самоскида, контролюючи рівномірність заповнення та запобігаючи просипам. Після завершення операції завантаження автосамоскид зміщується нижче за напрямком ухилу, звільняючи проріз камери. Це дає змогу навантажувально-доставочній машині виїхати з камери та повернутися до вибою для виконання наступного циклу набору породи.

Загальна кількість таких циклічних операцій у межах одного підриву безпосередньо корелюється з об'ємом відбитої гірничої маси за цикл проходки, а також з технічними характеристиками парку машин, зокрема вантажопідйомністю автосамоскида та місткістю ковша ПДМ. Застосування такої схеми в умовах високих гірничих тисків Кривбасу вимагає особливої уваги

до стійкості сопряжень камер із основним ухилом, що реалізується через посилення анкерного кріплення в цих зонах.

Технічна продуктивність ковшових ПДМ:

$$Q_{m\partial} = \frac{60 \cdot V_k \cdot k_{нк} \cdot \gamma}{t_{ц} \cdot k_p} = \frac{60 \cdot 6 \cdot 0,8 \cdot 2,95}{6,1 \cdot 1,4} = 99,5 \text{ м}^3 / \text{ч} = 33,7 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

де V_k - місткість ковша, м^3 ; $k_{нк}$ - коефіцієнт наповнення ковша (0,8 - 1,1; для великокускової руди); γ - щільність руди, $\text{т} / \text{м}^3$; k_p - коефіцієнт розпушування (1,4); $t_{ц}$ - тривалість циклу, хв :

$$t_{ц} = t_n + t_{раз} + k_{\partial} \cdot (t_z + t_n) = \frac{41 \cdot 1}{60} + \frac{31 \cdot 1,15}{60} + 1,1 \cdot \left(\frac{0,06 \cdot 200}{5} + \frac{0,06 \cdot 200}{6} \right) = 6,1 \text{ мин}$$

де $t_n = (41 \dots 46) k_{нз} / 60$ - час наповнення ковша, хв ; $k_{нз}$ - коефіцієнт, що враховує вихід негабариту; $t_{раз} = 31 \cdot k_m / 60$ - час розвантаження ковша, хв ; $k_m = 1,1 - 1,15$ - коефіцієнт, що враховує маневри при розвантаженні ; $k_{\partial} = 1,1$ - коефіцієнт нерівномірності руху ; $t_z = 0,06 \cdot L / v_z$ - час руху машини з вантажем, хв ; L - довжина доставки, м; (200м); $v_z = 5 - 10$ км/год – середня швидкість руху машини з вантажем ; $t_n = 0,06 \cdot L / v_n$ - час руху порожній машини, хв ; $v_n = 6 - 12$ км/год - середня швидкість руху порожній машини .

Експлуатаційна продуктивність ковшових вантажно-доставочних машин, $\text{т} / \text{змін}$:

$$Q_{\partial} = Q_{m\partial} \cdot k_z \cdot (T_{см} - T_{нз}) = 99,5 \cdot 0,8 \cdot (7,2 - 0,8) = 509,4 \text{ т} / \text{змін}$$

де $k_z = 0,8 - 1$ – середній коефіцієнт використання вантажопідйомності машини ; $T_{нз} = 0,7 - 0,8$ год - час на підготовчо-заклучні операції .

Технічна продуктивність автосамоскида , т/год:

$$Q_{mex(0-207)} = \frac{60 \cdot V_k \cdot k_{нк} \cdot \gamma_p}{T_p} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{21,2} = 75,1 m / ч = 25,4 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(207-414)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{24,8} = 64,2 m / ч = 21,8 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(414-621)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{27,2} = 58,6 m / ч = 19,9 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(621-828)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{30,2} = 52,7 m / ч = 17,7 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(828-1032)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{33,8} = 47,1 m / ч = 16 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(1032-1236)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{36,8} = 43,3 m / ч = 14,7 M^3 / ч$$

$$Q_{mex(1236-1440)} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 2,95}{40,4} = 39,4 m / ч = 13,4 M^3 / ч$$

де V_k – геометрична місткість кузова, M^3 ; $k_{нк} = 0,9-1,2$ - коефіцієнт наповнення кузова; γ_p – об'ємний вага гірський маси в розпушеному стані , $т/м^3$; T_p - час рейсу транспортної машини, хв :

$$T_{p(0-207)} = t_{нав} + t_{раз} + t_{оч} + t_{зр} + t_{пор} = 16 + 1,2 + 1 + 1,8 + 1,2 = 21,2 \text{ хв}$$

$$T_{p(207-414)} = 16 + 1,2 + 1 + 3,6 + 3 = 24,8 \text{ хв}$$

$$T_{p(414-621)} = 16 + 1,2 + 1 + 4,8 + 4,2 = 27,2 \text{ хв}$$

$$T_{p(621-828)} = 16 + 1,2 + 1 + 6,6 + 5,4 = 30,2 \text{ хв}$$

$$T_{p(828-1032)} = 16 + 1,2 + 1 + 8,4 + 7,2 = 33,8 \text{ хв}$$

$$T_{p(1032-1236)} = 16 + 1,2 + 1 + 10,2 + 8,4 = 36,8 \text{ хв}$$

$$T_p(1236 - 1440) = 16 + 1,2 + 1 + 12 + 10,2 = 40,4 \text{ хв}$$

де $t_{нав}$, $t_{раз}$ - час навантаження та розвантаження машин, хв; $t_{зр}$, $t_{пор}$ - відповідно час руху завантаженою та порожньою машини, хв; $t_{оч}$ - час, що витрачається машиною на додаткові операції (маневри, очікування навантаження та розвантаження), хв.

Час навантаження машини $t_{нав}$ залежить від наступних умов: вантажопідйомності транспортних машин; типу навантажувальні машини та її продуктивності; властивостей руд, що розробляються.

Час навантаження машини, хв:

$$t_{нав} = \frac{60 \cdot V_k \cdot \gamma \cdot k_{нк}}{Q_{мех}} = \frac{60 \cdot 10 \cdot 2,95 \cdot 0,9}{99,5} = 16,4 \text{ хв}$$

де $Q_{мех}$ – технічна продуктивність навантажувальні машини, т/год.

Час $t_{раз}$ для транспортних машин із розвантаженням через задній борт складається зі часом підйому та опускання кузова, маневрів у рудоспуску.

Чисте час розвантаження складає $t_{раз} = 13 \text{ с}$. Час розвантаження з урахуванням маневрів $t_{раз} = 60-90 \text{ с}$.

Час очікування $t_{ож} = 1 \text{ хв}$. Час руху навантаженого та порожнього автосамоскидів $t_{зр}$ і $t_{пор}$ визначається за формулами, хв:

$$t_{зр(0-207)} = \frac{L_z}{V_{ср.з}} = \frac{0,2}{7} = 0,03 \text{ ч} = 1,8 \text{ хв} ; t_{пор(0-207)} = \frac{L_n}{V_{ср.п}} = \frac{0,2}{8,4} = 0,02 \text{ ч} = 1,2 \text{ хв}$$

$$t_{зр(207-414)} = \frac{0,4}{7} = 0,06 \text{ ч} = 3,6 \text{ хв} ; t_{пор(207-414)} = \frac{0,4}{8,4} = 0,05 \text{ ч} = 3 \text{ хв}$$

$$t_{зр(414-621)} = \frac{0,6}{7} = 0,08 \text{ ч} = 4,8 \text{ хв} ; t_{пор(414-621)} = \frac{0,6}{8,4} = 0,07 \text{ ч} = 4,2 \text{ хв}$$

$$t_{zp(621-828)} = \frac{0,8}{7} = 0,114 = 6,6 \text{ хв}; \quad t_{nop(621-828)} = \frac{0,8}{8,4} = 0,094 = 5,4 \text{ хв}$$

$$t_{zp(828-1032)} = \frac{1}{7} = 0,144 = 8,4 \text{ хв}; \quad t_{nop(828-1032)} = \frac{1}{8,4} = 0,124 = 7,2 \text{ хв}$$

$$t_{zp(1032-1236)} = \frac{1,2}{7} = 0,174 = 10,2 \text{ хв}; \quad t_{nop(1032-1236)} = \frac{1,2}{8,4} = 0,144 = 8,4 \text{ хв}$$

$$t_{zp(1236-1440)} = \frac{1,4}{7} = 0,24 = 12 \text{ хв}; \quad t_{nop(1236-1440)} = \frac{1,4}{8,4} = 0,174 = 10,2 \text{ хв}$$

де L_z і L_n – відстань, що долається завантаженою та порожньою машиною, м;
 $V_{cp,z}$ і $V_{cp,n}$ – середня швидкість завантаженою та порожньою машини, м / хв :

$$V_{c,z} = k \cdot V_z = 0,7 \cdot 10 = 7 \text{ км / год}$$

$$V_{c,n} = k \cdot V_n = 0,7 \cdot 12 = 8,4 \text{ км / год}$$

де $k = 0,7-0,8$ - коефіцієнт, що враховує зниження швидкості в залежності від стану дороги, числа поворотів, інтенсивності та дальності транспортування;
 V_z і V_n – механічні швидкості руху завантаженою та порожньою машини, м/ хв
($V_z = 10$ км/год – середня швидкість руху машини з вантажем; $V_n = 12$ км/год – середня швидкість руху порожньої машини).

Експлуатаційна продуктивність автосамоскида, т / зміну :

$$Q_{екс(0-207)} = Q_{тех} \cdot T_{см} \cdot k_6 = 75,1 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 324,4 \text{ т / зміну} = 109,9 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{екс(207-414)} = 64,2 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 277,3 \text{ т / зміну} = 94 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{екс(414-621)} = 58,6 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 253,1 \text{ т / зміну} = 85,8 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{екс(621-828)} = 52,7 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 227,7 \text{ т / зміну} = 77,2 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{\text{екс}} (828 - 1032) = 47,1 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 203,5 \text{ м}^3 / \text{зміну} = 67 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{\text{екс}} (1032 - 1236) = 43,3 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 187,1 \text{ м}^3 / \text{зміну} = 63,4 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

$$Q_{\text{екс}} (1236 - 1440) = 39,4 \cdot 7,2 \cdot 0,6 = 170,2 \text{ м}^3 / \text{зміну} = 57,7 \text{ м}^3 / \text{зміну}$$

де $T_{\text{см}}$ - тривалість зміни, год; $\kappa_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання автосамоскида (0,6).

Для умов спорудження транспортного ухилу на глибоких горизонтах Криворізького басейну прийнято нагнітальний спосіб провітрювання. Даний вибір обґрунтований необхідністю подачі свіжого струменя повітря безпосередньо до робочої зони вибою, що є найбільш ефективним для розрідження токсичних продуктів вибуху та вихлопних газів самохідного обладнання. Згідно з вимогами правил безпеки у залізрудних шахтах, відстань від кінця вентиляційного трубопроводу до вибою не повинна перевищувати 10 метрів для забезпечення ефективного вимивання шкідливих домішок.

Розрахунок необхідної кількості повітря для провітрювання транспортного ухилу під час його проходки виконується комплексно, враховуючи всі специфічні фактори глибокого залягання виробки. Зокрема, визначення витрати повітря здійснюється за такими параметрами:

- за газами від підривних робіт: виходячи з кількості ВР, що детонують за один прийом, для забезпечення безпечної концентрації продуктів вибуху протягом встановленого часу провітрювання.

- за пиловим фактором: для забезпечення швидкості повітряного струменя, достатньої для виносу дрібнодисперсного пилу, що утворюється при бурінні та навантаженні залізистих кварцитів.

- за кількістю працюючих: виходячи з нормативної подачі повітря на кожну особу, що одночасно перебуває у виробці.

- за вихлопними газами ДВЗ: враховуючи сумарну потужність дизельних двигунів самохідних машин (ПДМ та автосамоскидів), що є пріоритетним розрахунком для транспортних виробок.

- за тепловим фактором: з урахуванням геотермічного градієнта на глибинах понад 1000 м, де природна температура порід значно підвищує температуру повітряного середовища.

Для подальшого вибору вентиляційного обладнання (вентиляторів місцевого провітрювання та типу трубопроводів) приймається максимальне значення витрати повітря, отримане в результаті порівняльного аналізу всіх вищезазначених чинників. Це гарантує створення нормативних санітарно-гігієнічних умов праці та дотримання екологічних стандартів на об'єкті.

Значення Q для нагнітального способу провітрювання за газами від підривних робіт розраховується за формулою:

$$Q = \frac{2,25}{60 \cdot t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot S_{np}^2 \cdot L^2 \cdot b \cdot \omega}{k_y}} = \frac{2,25}{60 \cdot 30} \cdot \sqrt[3]{\frac{69,05 \cdot 17,9^2 \cdot 1440^2 \cdot 40 \cdot 0,6}{1,2}} = 12,1 \text{ м}^3 / \text{с}$$

де A – кількість одночасно вибухового ВР, кг; S_{np} – площа поперечного перерізу виробітку в проходці, м^2 ; L – довжина вироблення, що провітрюється нагнітальним способом, м; b – обсяг шкідливих газів, що утворюються під час вибуху 1кг ВР, л/кг, $b_{\phi} = 40 \text{ л/кг}$; t – нормальне час провітрювання виробітку, хв, $t = 30$ хв.; ω – коефіцієнт, що враховує обводненість виробітку (0,6); k_y – коефіцієнт витоків = 1,02.

За найбільшою кількістю людей:

$$Q = 6 \cdot n = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де n – максимальна кількість людей.

За пиловим фактором:

$$Q_{\text{вн}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{хв}} = 60 \cdot 17,9 \cdot 0,3 = 322,2 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де v – мінімально допустима швидкість руху повітря з вироблення за пиловим фактором, м/с, $v = 0,3 \text{ м/с}$.

Кількість повітря з розрідження вихлопів ДВЗ:

Кількість повітря для провітрювання вироблення з нейтралізації відпрацьованих газів ДВЗ:

$$Q_{\text{двс}} = q_{\text{со}} \cdot N = 5 \cdot 250 = 1250 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де $q_{\text{зі}}$ - Норма подачі повітря на 1 кВт потужності двигуна, $\text{м}^3 / \text{кВт}$ (5 кВт/ хв);
 N - потужність ПДМ або автосамоскида, кВт (найбільше значення).

Для провітрювання тупиковий вироблення необхідно вибрати вентилятор з такою продуктивністю ($Q_{\text{в}}$, $\text{м}^3 / \text{хв}$) та з таким напором ($h_{\text{вг}}$, Па), які з урахуванням витоків у трубопроводі та його опором забезпечать подачу у забій необхідного кількості повітря .

Дебіт вентилятора, $\text{м}^3 / \text{хв}$:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{max}} \cdot k_{\text{y}} = 1250 \cdot 1,7 = 2125 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де Q_{max} – найбільше з отриманих значень необхідного витрати повітря , і воно одно $Q_{\text{max}} = 1250 \text{ м}^3 / \text{хв}$; K_{y} - коефіцієнт витоків повітря гнучкого трубопроводу дорівнює 1,7[22].

У цьому випадку використовуємо гнучкий трубопровід.

Депресія (напір) вентилятора при роботі на гнучкий трубопровід , Па:

$$h_{\text{вг}} = \frac{Q_{\text{в}}}{60} \cdot R_{\text{тр.г.}} \cdot k_{\text{y}} = \frac{2125}{60} \cdot 102 \cdot 1,7 = 6141 \text{ Па}$$

де $R_{mp.г}$ - аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу ($R_{mp.г} = 102[22]$); d_{mp} - Діаметр трубопроводу приймаємо рівним 0,8 м.

Відповідно зі значеннями максимальною подачі повітря ($Q_B = 2125 \text{ м}^3 / \text{хв}$) та максимальною депресією трубопроводу ($h_{гг} = 6141 \text{ Па}$), обираємо два вентилятора марки ВЦПД-8 (рис. 4.5) – оскільки один вентилятор може подавати $1320 \text{ м}^3/\text{хв}$, а необхідно для провітрювання $2125 \text{ м}^3/\text{хв}$ [20]. Вентилятори будуть розташовані у спеціальній камері у суміжній виробленні (рис 4.6). Повітря буде надходити в забій по двох паралельно розташованим трубопроводам.

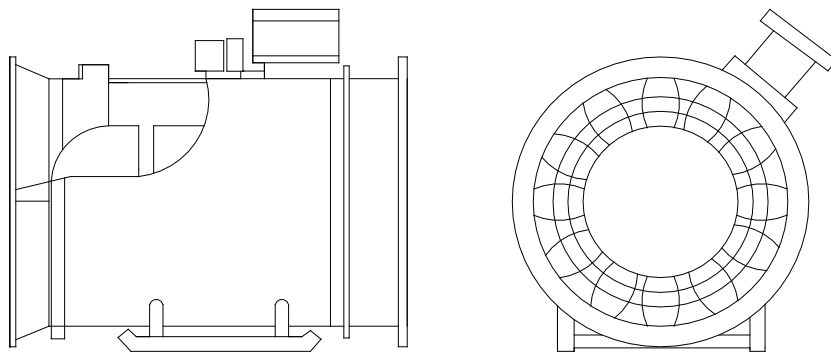


Рис. 4.5 Вентилятор марки ВЦПД-8

ВЦПД-8 – призначений для провітрювання проведених виробок великого перерізи – стовбурів , тунелів , виробок навколотвольних дворів і т.п.

Вентилятор має двостороннє всмоктування, оснащений пристроєм для реверсування повітряної струмені, укомплектований двома асинхронними двигунами з різними швидкостями обертання (3000 та 1500 хв^{-1}). Останнє обставина дозволяє виробляти грубу регулювання робітників режимів зміною швидкості обертання робочого колеса. Працює з трубопроводами діаметром 700, 800 та 900 мм.

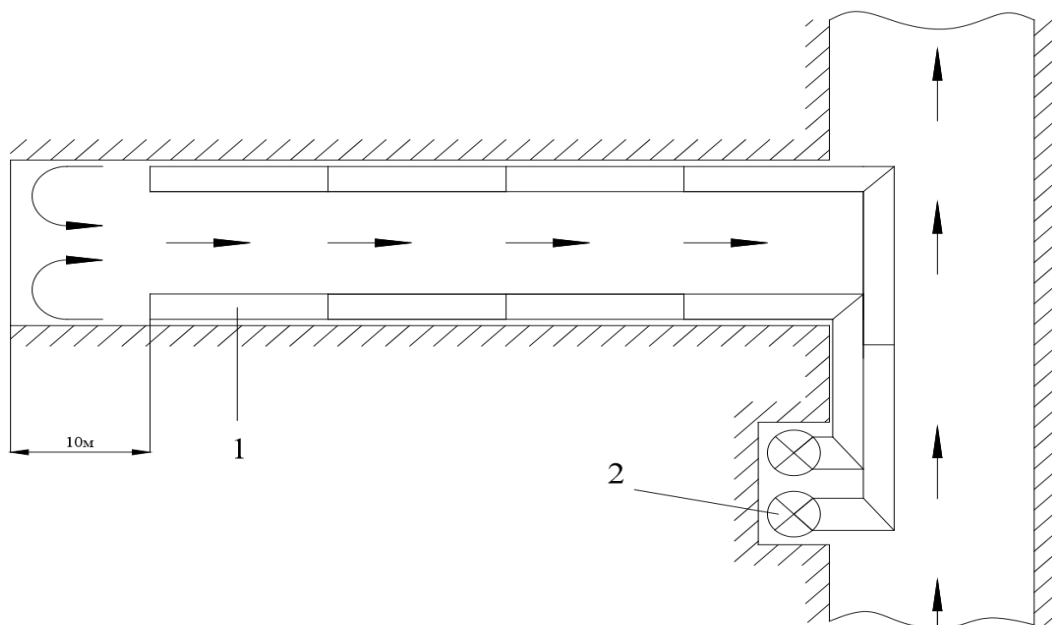


Рис. 4.6 Нагнітальний спосіб провітрювання

1 - Гнучкий вентиляційний трубопровід (ЧЛХВ).; 2 – Вентилятор ВЦПД-8

У результаті аналізу вітчизняного та зарубіжного досвіду будівництва подібних споруд у схожих гірничо- геологічних умовах прийнято наступна схема спорудження транспортного ухилу – проходка виробітку буровибуховим способом. При розрахунку паспорту БВР була прийнято глибина шпуру 1,8 м. Кріплення вироблення транспортного ухилу здійснюється набризкбетонної кріпленням (товщина шару 500 мм) та анкерної що складається з залізобетонних анкерів довжиною 2,1 м у боці виробітку і 1,2 м по покрівлі. При розрахунку провітрювання транспортного ухилу в процесі експлуатації розрахований необхідний для провітрювання обсяг повітря . Вибрано два вентилятори марки ВЦПД-8, а повітря буде надходити в забій по двох паралельно розташованим трубопроводам.

5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Усі гірничо-капітальні та будівельні роботи під час спорудження транспортного ухилу на глибоких горизонтах здійснюються у суворій відповідності до вимог Кодексу законів про працю України, Закону України «Про охорону праці», а також «Правил безпеки під час розробки родовищ рудних, нерудних і розсипних корисних копалин підземним способом» (НПАОП 0.00-1.22-08) та «Єдиних правил безпеки при підривних роботах» (НПАОП 0.00-1.17-92). Окрім загальних норм, враховуються спеціальні інструкції щодо ведення гірничих робіт в умовах глибоких шахт Кривбасу, схильних до динамічних проявів гірничого тиску, а також вимоги ДБН А.3.2-2-2009 «Охорона праці і промислова безпека у будівництві».

Основні вимоги до персоналу та організації робіт

1. Усі робітники та інженерно-технічні працівники, які залучаються до будівництва ухилу, підлягають обов'язковому попередньому медичному огляду. Допуск до підземних робіт надається лише за наявності позитивного медичного висновку про професійну придатність.

2. Персонал, задіяний безпосередньо на підземних дільницях, зобов'язаний проходити періодичні медичні огляди не рідше одного разу на рік для виявлення ранніх ознак професійних захворювань.

3. Кожен працівник має бути навчений безпечним методам праці, знати сигнали аварійного оповіщення, алгоритми поведінки при виникненні аварійних ситуацій та місця розташування засобів порятунку. Всі працівники забезпечуються інструкціями з безпечного ведення технологічних процесів та експлуатації машин.

4. Професійне навчання включає обов'язкове оволодіння навичками користування індивідуальними саморятівниками, первинними засобами пожежогасіння та знання шляхів евакуації на поверхню.

5. Забезпечення засобами індивідуального захисту здійснюється згідно з галузевими нормами. Робітники зобов'язані використовувати спецодяг,

спецвзуття, захисні каски, окуляри, респіратори та інші засоби, що відповідають їхній професії та гірничо-геологічним умовам.

6. Усе прохідницьке та транспортне обладнання, що використовується, повинно мати сертифікати відповідності вимогам промислової безпеки та дозвіл на експлуатацію, виданий Державною службою України з питань праці.

7. На всіх горизонтах та у ключових вузлах транспортного ухилу обладнуються засоби зв'язку та оповіщення для виробничих і екстрених цілей.

8. Параметри мікроклімату (температура, вологість, швидкість руху повітря) повинні суворо відповідати гігієнічним нормативам, встановленим для глибоких шахт, де природна температура порід може перевищувати 30°C.

9. Кожна зміна в забої розпочинається з приведення його у безпечний стан: огляду та оббирання заколів, встановлення тимчасового кріплення, а також зрошення гірничої маси для придушення пилу.

10. Буровибухові роботи проводяться виключно за умови дотримання спеціальних регламентів, що мінімізують вплив вибухової хвилі на масив.

11. Пересування людей виробками дозволяється лише за встановленими маршрутами, позначеними відповідними покажчиками та знаками безпеки.

12. Система аварійного оповіщення включає телефонний, гучномовний та бездротовий зв'язок, що забезпечує оперативне виведення людей із небезпечної зони.

Підприємство здійснює вибухові роботи під час проходки ухилу, камер перевантаження та роздрібнення негабаритів. Роботи проводяться двічі на добу у міжзмінні перерви за графіком («циклограмою»), затвердженим головним інженером шахти.

БВР виконуються за паспортами, що базуються на результатах досвідчених підривів. Персонал ознайомлюється з документацією під розпис. Під час заряджання вибоїв небезпечна зона огорожується аншлагами «ВИБУХ!», а її радіус визначається розрахунком за дією ударної повітряної хвилі. Вхід до зони під час підривання (встановлені часові вікна) суворо заборонений. Гірничі

майстри доповідають диспетчеру про повне виведення людей перед початком робіт.

Для транспортного ухилу розробляються схеми руху самохідного обладнання, де позначаються:

- типові дорожні знаки та ходова сторона;
- зони з недостатніми зазорами;
- параметри вентиляції та типи дозволених машин.

Швидкість руху у місцях з обмеженими зазорами не повинна перевищувати 5 км/год, а на сполученнях виробок - 3 км/год з обов'язковою подачею звукового сигналу.

Захист від пилу: Основними методами є мокре буріння шпурів, зрошення при навантаженні руди та ефективна вентиляція. Гранично допустима концентрація пилу з вмістом SiO_2 від 10% до 70% становить 2 мг/м^3 . Працівники забезпечуються респіраторами типу «Пелюстка» або сучасними аналогами з високим ступенем фільтрації.

Зниження шуму та вібрації: Стаціонарне обладнання монтується на віброізованих фундаментах. Стіни машинних камер покриваються звукопоглинальними матеріалами. Ручний інструмент (перфоратори) використовується у віброзахисному виконанні з віброгасильними рукоятками.

Попередження вибуху газів: Хоча залізорудні шахти менш метаноопасні за вугільні, на глибоких горизонтах передбачено автоматичний контроль атмосфери на метан (вибухонебезпечна концентрація 4,5–15%) та водень. Використовується електроапаратура у вибухозахищеному виконанні.

Протипожежне водопостачання забезпечується магістральним трубопроводом (діаметром 100 мм, тиском 4–10 атм), що подає воду в обсязі не менше $3 \text{ м}^3/\text{год}$ на 1 м^2 перерізу виробки. Пожежні крани розташовуються через кожні 250 м.

ПЛА переглядається кожні пів року. Відповідальним за ліквідацію аварії є головний інженер. У разі задимлення люди в тупикових частинах ухилу повинні включитися в саморятівники, відкрити засувки стисненого повітря та очікувати

на допомогу воєнізованої гірничорятувальної частини, подаючи сигнали ударами по трубах. Головним виходом у разі аварії є клітьовий стовбур, запасним - допоміжні підйоми.

Таблиця 5.1 - Позиція №1 - Ствол КС . Вид аварії – ПОЖЕЖА

Заходи щодо порятунку людей та ліквідації аварії	Відповідальні особи та виконавці	Шляхи виведення людей з аварійного ділянки
1. Головні вентилятори НД-1, НД-2-РЕВЕРСУВАТИ	Гірський диспетчер, змінний нагляд , моторист ГВУ, Гл . механік .	Люди, що знаходяться біля стовбура КС, виробки навколоствольного двору, включаються в саморятувальники , і обходячи вогнище пожежі , рухаються до стволів ВС1, ВС-2 (Т=30 хв)
2. Сповістити аварійний та загрозливий ділянки про аварію	Гірський диспетчер, змінний нагляд .	Люди, що знаходяться у верхній частини ствола КС, у саморятувальниках виїжджають на поверхню по стволу КС, у нижній частини ствола КС у саморятувальниках повертаються в навколостовбурні вироблення і закриваються в КАВС або , минаючи вогнище пожежі , слідує до стволів ВС-1,2 (Т=30хв)
3. Викликати ВДСЛ, дати команду на оповіщення за формою №3	Гірський диспетчер, змінний нагляд .	Люди, які перебувають у надшахтних будівлях ствола КС, АБК у саморятувальниках виходять назовні згідно з планом евакуації .
4. Сповістити інші підземні ділянки про аварію та вихід на поверхню по стовбурах ВС-1,2.	Гірський диспетчер, змінний нагляд .	Люди, що у шахті на робочих горизонтах, входять у саморятувальники і рухаються до виходу через стволи ВС-1,2 (Т=30 хв)
5. Встановити кліть ствола КС на позначку "0" на кулаки.	Машиніст підйому стовбура КС	
6. Зняти напругу з підземної частини копальні.	Оперативний черговий ПЕУ, Гірський диспетчер	
7. Зробити підйом людей по стволах ВС-1	Машиністи підйому ВС-1.	
8. Повідомити диспетчера ТВГС про збільшення подачі води на рудник	Диспетчер копальні	

Заходи з охорони навколишнього природного середовища під час будівництва транспортного ухилу розроблені відповідно до вимог Конституції

України, Закону України «Про охорону навколишнього природного середовища», Закону України «Про охорону атмосферного повітря», «Водного кодексу України», «Земельного кодексу України», а також ДБН А.2.2-1:2021 «Склад і зміст матеріалів оцінки впливів на навколишнє середовище».

Таблиця 5.2 – Позиція №2 – Вироблення складу ВМ на відкатному горизонті. Вид аварії – пожежа або загоряння , вибух ВМ.

Заходи щодо порятунку людей та ліквідації аварії	Відповідальні особи та виконавці	Шляхи виведення людей з аварійного ділянки
1. Вентилятор працює нормально, під час вибуху з максимальною продуктивністю .	Змінний нагляд , черговий слюсар ТОР по ЛА.	Люди, які перебувають у виробках складу ВМ, у саморятувальниках виходять на откаточн . штрек або заїзд до складу В.М. з транспортною вир-ки , до КС і виїжджають на поверхню (Т=20 хв)
2. Сповістити аварійний та загрозовий ділянки про аварію та про виведення людей з шахти за телефонами, ГПС, увімкнути систему аварійного оповіщення	Диспетчер рудника, змінний нагляд .	Люди, які перебувають поблизу вогнища пожежі на робочих горизонтах, включаються до саморятувальників і, обходячи вогнище пожежі , рухаються до виходу через ствол КС (Т=20 хв)
3. Викликати ВДСЛ, дати команду на оповіщення за формою №3	Диспетчер копальні	
4. Сповістити інші ділянки про аварію та про виведення людей з шахти	Диспетчер рудника, змінний нагляд	Люди, які перебувають у шахті на робочих горизонтах, включаються до саморятувальників і рухаються до виходу через ствол КС (Т=30 хв)
5. Включити насос півмайданчика ВС 1,2	ОРР з ЛА диспетчер рудника.	
6. Зробити підйом людей по стовбуру КС	Машиніст підйому ствола КС, змінний нагляд	Люди, які перебувають у будинках поверхневого комплексу ствола ВС-1,2, залишають будівлі згідно з планом евакуації .
7. Повідомити диспетчера ТВГС про збільшення подачі води на рудник	Диспетчер копальні	
8. При пожежі в навколоствольних виробках включити дренчерну установку в копре стволів ВС-1,2	Змінний електромеханік ствола ВС-1	

При проектуванні враховано вимоги НПАОП 0.00-1.22-08 «Правила безпеки під час розробки родовищ рудних, нерудних і розсипних корисних копалин підземним способом» та ДСТУ щодо санітарно-гігієнічних вимог до підприємств з видобутку залізних руд.

Для діючих об'єктів рудника, таких як пункти завантаження-розвантаження, транспортерні галереї, вузли перевантаження біля скіпових стволів та склади залізної руди, проектом «Комплексне знепилювання» передбачено спеціальні заходи щодо зниження пилоутворення гірничої маси шляхом її примусового зволоження (зрошення, туманоутворення).

Найбільшим потенційним джерелом забруднення атмосфери є рудникове повітря, що видається на поверхню через вентиляційні стволи. Основними джерелами забруднення повітряного басейну в межах шахтного поля є наступні елементи технології:

- ведення прохідницьких робіт (будівництво ухилу та камер) буровибуховим способом;
- експлуатація самохідного обладнання з дизельним приводом у підземних умовах;
- процеси сухого дроблення та перевантаження руди в підземних комплексах;
- закладання відпрацьованого простору (у разі застосування систем з твердіючою закладкою).

Суттєве зниження концентрації пилу та токсичних газів у гірничих виробках до рівня гранично допустимих концентрацій досягається шляхом реалізації заходів загальношахтного проекту знепилювання та використання ефективних схем провітрювання.

Джерелом потенційного забруднення середовища є господарсько-побутові стоки промислових майданчиків та високомінералізовані шахтні води. Господарсько-побутові стічні води з майданчиків допоміжних стволів через внутрішньомайданчикові мережі відводяться до каналізаційних насосних станцій та разом із загальними стоками підприємства спрямовуються на міські

очисні споруди Криворізького промислового району для повної біологічної очистки.

Усі шахтні води, що утворюються при будівництві ухилу, надходять у водозбірники головної водовідливної установки (наприклад, горизонту -1000 м чи глибше). У водозбірниках відбувається освітлення шахтних вод шляхом осадження завислих часток та шкідливих домішок. Шлам, що утворюється, при зачистці водозбірників видається на поверхню та складається у спеціально відведених місцях (породних відвалах). Шахтні води після попереднього очищення частково використовуються в замкнутому циклі гірничого виробництва (для пилопридушення, приготування розчинів), а надлишок, після проходження через очисні споруди промислового району, скидається відповідно до встановлених лімітів та екологічних регламентів Кривбасу.

Порода від проходки транспортного ухилу та супутніх виробок видається на поверхню, де складається у породних відвалах (териконах), розташованих на спеціально відведених ділянках поблизу промислових майданчиків шахти. Порода, що видобувається, не містить токсичних домішок, проте для запобігання вітрової ерозії відвалів передбачаються заходи з їх рекультивації або закріплення поверхні.

Будівництво транспортного ухилу на великих глибинах (понад 1000 м) у міцних залізистих кварцитах за умови використання систем із закладкою або камерних систем із ціликами забезпечує плавність осідання налягаючих порід. Це мінімізує ризик утворення розривів земної товщі, провалів та не справляє руйнівного впливу на природний ландшафт і будівлі, що розташовані в межах земельного відводу рудника.

Підприємства, установи та організації, що заподіяли шкоду навколишньому природному середовищу, здоров'ю людей або майну третіх осіб внаслідок забруднення, псування, нераціонального використання природних ресурсів чи руйнування екосистем, зобов'язані відшкодувати її в повному обсязі відповідно до Цивільного кодексу України та природоохоронного законодавства.

Порядок відшкодування шкоди:

1. Відшкодування здійснюється добровільно або за рішенням суду (господарського суду) згідно із затвердженими таксами та методиками обчислення розміру збитків. За їх відсутності розрахунок ведеться за фактичними витратами на відновлення порушеного стану середовища.

2. Стягнуті суми перераховуються потерпілій стороні для відновлювальних заходів або до державного/місцевого фондів охорони навколишнього природного середовища.

3. У разі наявності декількох джерел негативного впливу, відповідальність розподіляється пропорційно частці кожного суб'єкта (включаючи проектні та будівельні організації).

4. За рішенням суду шкода може бути відшкодована в натурі — шляхом покладання на відповідача обов'язку відновити природний об'єкт власними силами та засобами.

Діяльність підприємства, пов'язана з підвищеною небезпекою для середовища (підземний видобуток), регулюється нормами про відшкодування шкоди джерелом підвищеної небезпеки відповідно до чинного законодавства України.

6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

На основі обґрунтованих технологічних схем проходки та армування транспортного ухилу в умовах глибоких горизонтів Криворізького залізрудного басейну розраховано основні техніко-економічні показники будівництва (табл. 6.1). Проектні рішення базуються на застосуванні буровибухового способу проведення виробки з використанням сучасної самохідної техніки та ефективних вибухових речовин.

Таблиця 6.1 Основні техніко-економічні показники будівництва транспортного ухилу

Найменування показника	Одиниця виміру	Значення
1. Загальні гірничотехнічні параметри		
Протяжність виробки	м	1440
Площа поперечного перерізу виробки в проходці	м ²	17,9
Загальний об'єм виробки	м ³	25 776
2. Параметри прохідницького циклу та БВР		
Тривалість посування вибою за один цикл	м	3,0
Кількість відбитої гірничої маси за цикл	м ³	53,7
Середня довжина шпура	м	3,08
Діаметр шпура	мм	43
Коефіцієнт використання шпура (КВШ)	част. од.	0,95
Тип врубу	-	Прямий щілинний
Загальна кількість шпурів на вибій, у тому числі:	шт.	48
— врубових	шт.	13
— відбійних	шт.	15
— контурних	шт.	20

Найменування показника	Одиниця виміру	Значення
Сумарна довжина шпурів	м	149,15
Прийняті вибухові речовини (ВР)	-	Грануліт АС-8, Амоніт №6ЖВ
Діаметр патрона амоніту №6ЖВ	мм	36
Коефіцієнт працездатності ВР (для АС-8)	част. од.	1,1
Питома витрата ВР	кг/м ³	1,3
Витрата ВР на один врубовий шпур	кг	1,90
Витрата ВР на один відбійний шпур	кг	1,45
Витрата ВР на один контурний шпур	кг	1,70
Загальна необхідна витрата ВР на один цикл	кг	69,05
3. Організація робіт та графік будівництва		
Режим роботи (кількість змін на добу)	змін	3
Тривалість однієї зміни	год	7,2
Кількість прохідницьких циклів на добу	циклів	1
Тривалість будівництва (робочих днів)	днів	508
Тривалість будівництва (календарних днів)	днів	693
Кількість робочих днів на рік	днів	264
Фонд робочого часу на рік	год	5702,4

Представлені техніко-економічні показники свідчать про високу інтенсивність та раціональну організацію гірничокапітальних робіт. Досягнення коефіцієнта використання шпура (КВШ) на рівні 0,95 при глибині буріння 3,08 м є оптимальним показником для міцних залізистих кварцитів Кривбасу. Використання прямого щільного врубу в комбінації з гранулітом АС-8 та амонітом №6ЖВ дозволяє забезпечити якісне дроблення гірничої маси (53,7 м³ за цикл) при нормативній питомій витраті ВР 1,3 кг/м³.

Організація робіт у три зміни з виконанням одного повноцінного циклу на добу (посування 3,0 м/добу) гарантує стабільний темп проходки. Загальний термін будівництва об'єкта складе 693 календарні дні, що відповідає нормативним строкам спорудження капітальних транспортних виробок подібної протяжності та площі перерізу.

Тривалість будівництва виробітку за процесами представлено в таблиці 6.2. Кількість прохідницьких циклів по ділянках у таблиці 6.3.

Таблиця 6.2 Тривалість будівництва виробітку за процесами

Ділянка	Тривалість процесів , годину.				
	Буріння шпурів на догляд та під ЗБШ	Прибирання	Заряджання	Кріплення	Інші
0-207 м	454,71	255,99	393,3	175,95	210,45
207-414 м	455,4	280,83	393,3	175,95	184,92
414-621 м	454,71	297,39	393,3	175,95	169,05
621-828 м	442,29	318,09	393,3	175,95	160,77
828-1032 м	411,4	337,96	387,6	173,4	158,44
1032-1236 м	414,8	333,2	387,6	173,4	159,8
1236-1440 м	413,44	344,76	387,6	173,4	159,8
ВСЬОГО	3046,75	2168,22	2736	1224	1203,23

Таблиця 6.3 Кількість прохідницьких циклів по ділянках

Найменування	Кількість прохідницьких циклів по ділянках							Разом
	0-207	207-414	414-621	621-828	828-1032	1032-1236	1236-1440	
Кількість циклів	69	69	69	69	68	68	68	480

ВИСНОВКИ

У випускній кваліфікаційній роботі розроблено схеми для будівництва транспортного ухилу для самохідного обладнання на горизонті понад 1000 м в умовах Криворізького залізорудного басейну.

Транспортний ухил включає через кожні 200 м ділянки камери перевантаження.

Поле будівництва транспортного ухилу складаються породами, найбільший обсяг з яких займають докембрійські утворення криворізької серії, переважно залізистими кварцитами та сланцями Саксаганської світи, що характеризуються високою міцністю, але значною схильністю до динамічних проявів гірничого тиску на великих глибинах.

У результаті аналізу вітчизняного та зарубіжного досвіду будівництва подібних споруд у схожих гірничо- геологічних умовах прийнято наступна схема спорудження транспортного ухилу – проходка виробітку буровибуховим способом. При розрахунку паспорту БВР була прийнято глибина шпуру 1,8 м. Кріплення вироблення транспортного ухилу здійснюється набризкбетонної кріпленням (товщина шару 500 мм) та анкерної що складається з залізобетонних анкерів довжиною 2,1 м у боці виробітку і 1,2 м по покрівлі. При розрахунку провітрювання транспортного ухилу в процесі експлуатації розрахований необхідний для провітрювання обсяг повітря . Вибрано два вентилятори марки ВЦПД-8, а повітря буде надходити в забій по двох паралельно розташованим трубопроводам. З метою забезпечення безпеки при будівництві та експлуатації транспортного ухилу для самохідного обладнання зроблено аналіз небезпечних виробничих факторів , на підставі якого розроблені заходи з техніки безпеки , наведено план ліквідації аварії по двох позиціям .

Економічна частина полягає у складанні локальною кошториси на проходку та кріплення підземний вироблення транспортного ухилу. Виходячи з розрахунків техніко-економічних показників вартість будівництва вироблення становила – 30 млн. грн.

АНОТАЦІЯ

Випускна кваліфікаційна робота присвячена обґрунтуванню технічних рішень щодо спорудження капітальної виробки в умовах інтенсивного прояву гірничого тиску. У роботі виконано детальний аналіз гірничо-геологічних умов Саксаганської світи на глибинах понад 1000 м. Розроблено технологічну схему проведення транспортного ухилу довжиною 1440 м буровибуховим способом із використанням навантажувально-доставочних машин та підземних автосамоскидів. Обґрунтовано параметри комбінованого кріплення, що складається з набризкбетону та посиленої анкерної системи.

У спеціальній частині запропоновано методи контролю напружено-деформованого стану масиву, що дозволяє попередити аварійні ситуації в умовах високих стискаючих напружень. Робота містить розрахунки вентиляції, економічних показників та заходи з охорони праці й екологічної безпеки.

Таким чином вирішено поставлене завдання, в ході виконання випускної кваліфікаційної роботи бакалавра закріплено знання та навички, отримані за час навчання за освітньо-професійною програмою 184 Гірництво на першому (бакалаврським) рівні вищої освіти, та підготовлений до роботи в галузі знань 18 Виробництво та технології.

Ключові слова: Криворізький залізорудний басейн, глибокі горизонти, транспортний ухил, анкерне кріплення, моніторинг, високий гірничий тиск, самохідне обладнання.

ANNOTATION

The bachelor's thesis is dedicated to the substantiation of technical solutions for the construction of a main mine working under intensive rock pressure. The work provides a detailed analysis of the mining and geological conditions of the Saksaganska suite at depths exceeding 1000 m. A technological scheme for driving a 1440 m long transport incline using the drill-and-blast method with load-haul-dump (LHD) machines and underground trucks has been developed. The parameters of combined support, consisting of shotcrete and a reinforced rock bolting system, are substantiated.

In the special part, includes calculations for ventilation, economic indicators, and measures for occupational health and environmental safety.

In this way, the task was solved, in the course of completing the bachelor's final qualification work, the knowledge and skills acquired during the study of the educational and professional program 184 Mining at the first (bachelor's) level of higher education were consolidated, and prepared for work in the field of knowledge 18 Production and technologies.

Keywords: Kryvyi Rih iron ore basin, deep levels, transport incline, rock bolting, monitoring, high rock pressure, self-propelled equipment.

.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2021 році / Міністерство захисту довкілля та природних ресурсів України. Київ, 2023. URL: <https://mepr.gov.ua/wp-content/uploads/2023/01/Natsdopovid-2021-n.pdf> (дата звернення: 12.03.2026).
2. Ініціатива прозорості видобувних галузей : Національний звіт України 2016. URL: https://eiti.org/sites/default/files/attachments/ukrainian_2016_ua_eiti_report.pdf (дата звернення: 12.03.2026).
3. Бондаренко В. І., Бузило В. І., Табаченко М. М., Медяник В. Ю. Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок : навч. посібник. Дніпропетровськ : НГУ, 2010. 412 с.
4. Рекомендации по расчету смещений контура и нагрузок на крепь горных выработок по экспериментальным показателям деформирования пород за пределом прочности. Ленинград : ВНИМИ, 1982. 36 с.
5. Liang R., Zhang C., Li B., Saydam S., Canbulat I. Data-driven visual model development and 3D visual analytics framework for underground mining. Tunnelling and Underground Space Technology. 2024. Vol. 153.
6. Liu Q., Wang X., Huang X., Yin X. Prediction model of rock mass class using classification and regression tree integrated AdaBoost algorithm based on TBM driving data. Tunnelling and Underground Space Technology. 2020. Vol. 106. 103595.
7. Choi Y., Baek J., Park S. Review of GIS-Based Applications for Mining: Planning, Operation, and Environmental Management. Appl. Sci. 2020. Vol. 10 (7). 2266. DOI: <https://doi.org/10.3390/app10072266>
8. Park B., Choi Y., Park H. S. Creation of Vector Network Data with Considering Terrain Gradient for Analyzing Optimal Haulage Routes of Dump Trucks in Open Pit Mines. Tunn. Undergr. Space. 2013. № 23. P. 353–361.

9. Liao X., Li W., Hou J. Application of GIS Based Ecological Vulnerability Evaluation in Environmental Impact Assessment of Master Plan of Coal Mining Area. *Procedia Environmental Sciences*. 2013. Vol. 18. P. 271–276. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.proenv.2013.04.035>
10. Boje C., Guerriero A., Kubicki S., Rezgui Y. Towards a semantic Construction Digital Twin: Directions for future research *Automation in Construction*. 2020. Vol. 114. 103179.
11. Комплексні рішення для гірничодобувної промисловості : K-MINE. URL: <https://k-mine.com/wp-content/uploads/2023/01/uaModules2023.pdf> (дата звернення: 12.03.2026).
12. Техноекологія : метод. вказівки до лаб. робіт / уклад. О. А. Караїм. Луцьк : Вежа-Друк, 2018. 80 с.
13. Бака М. Т., Гуменик І. Л., Редчиць В. С. Екологія гірничого виробництва : навч. посібник. Житомир : ЖДТУ, 2004. 307 с.
14. Сердюк А. М., Кожаєва А. С. Ресурсний потенціал Криворізького залізорудного басейну. *Актуальные научные исследования в современном мире*. 2018. № 9 (41). С. 133–138.
15. Паранько І. С., Євтехов В. Д. Напрямки геологічних досліджень у Криворізькому залізорудному басейні. *Геолого-мінералогічний вісник*. 2003. № 1. С. 6–12.
16. Мелешкин С. М., Соколов Г. А. Геологічний нарис Криворізького залізорудного басейну. *Кривий Ріг*, 2005. С. 1–2.
17. Темченко О. А., Вусик О. І. Обґрунтування доцільності переходу від відкритого до підземного способу розробки родовищ корисних копалин. *Вісник КНУ*. 2012. № 33. С. 294–297.
18. ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» : офіційний сайт. URL: <https://ukraine.arcelormittal.com> (дата звернення: 21.01.2026).
19. Про оцінку впливу на довкілля : Закон України від 23.05.2017 № 2059-VIII. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/2059-19> (дата звернення: 12.03.2026).

20. ДБН А.2.1-1-2008. Інженерні вишукування для будівництва. Київ : Мінрегіонбуд України, 2008. 74 с.
21. ДБН А.2.2-3-2014. Склад та зміст проектної документації на будівництво. Київ : Мінрегіон України, 2014. 35 с.
22. ДБН А.3.1-5:2016. Організація будівельного виробництва. Київ : ДП «Укрархбудінформ», 2016. 51 с.
23. ДБН В.1.1-7:2016. Пожежна безпека об'єктів будівництва. Загальні вимоги. Київ : Мінрегіон України, 2017. 43 с.
24. ДБН В.1.2-4:2019. Інженерно-технічні заходи цивільного захисту. Київ : Мінрегіон України, 2019. 48 с.
25. ДСТУ 8773:2018. Склад та зміст розділу інженерно-технічних заходів цивільного захисту в складі проектної документації на будівництво об'єктів. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2018. 22 с.
26. ДСТУ 8855:2019. Визначення класу наслідків (відповідальності). Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2019. 15 с.
27. Оцінка ризику для здоров'я населення від забруднення атмосферного повітря : методичні рекомендації МР 2.2.12-142-2007 : затв. наказом МОЗ України від 13.04.2007 № 184. Київ, 2007. 38 с.
28. Про затвердження Правил безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом : Наказ Міністерства соціальної політики України від 23.12.2016 № 1592. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0129-17> (дата звернення: 12.03.2026).
29. Гірничий закон України : Закон України від 14.02.1999 № 1127-XIV. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/1127-14> (дата звернення: 12.03.2026).
30. Кодекс України про надра : Закон України від 27.07.1994 № 132/94-ВР. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/132/94-вр> (дата звернення: 12.03.2026).
31. Шашенко О. М., Пустовойтенко В. П., Сдвижкова О. О. Геомеханіка : підручник. Київ : Новий друк, 2016. 528 с.

32. Методичні вказівки з інструментального моніторингу стану анкерного кріплення в залізорудних шахтах Кривбасу. Кривий Ріг : НДГРІ, 2020. 45 с.
33. Кореляційна хроностратиграфічна схема раннього докембрію Українського щита. Пояснювальна записка. – К.: УкрДГРІ, НСК України, 2004. – 30 с.
34. Костенко М. М., Дранник А. С., Шутенко Л. М., Гейченко М. М. Типи міжблокових шовних зон Українського щита//Сучасний стан і задачі розвитку регіональних геологічних досліджень: Матеріали III наук.-вироб. наради геологів-зйомщиків України (Рівне, 8–12 вересня 2005 р.). – К., 2005. – С. 147–152.
35. Костенко М. М. , Гейченко М. В. Щодо границі Волинського і Дністровсько-Бузького мегаблоків Українського щита//Мінеральні ресурси України. – 2009. – № 2. – С. 22–28.
36. Костенко М. М. Тектонічна будова фундаменту БузькоРосинського мегаблока Українського щита//Геологічний журнал. – 2010. – № 4. – С. 48–57.
37. Костенко М. М. Геологічна будова, магматизм та геодинаміка докембрію західної частини Українського щита: Автореф. дис. д-ра геол. наук: 04.00.01 “Загальна та регіональна геологія”. – К., 2012. – 40 с.
38. Костенко М. М., Аврамець В. М., Шутенко Л. М. та ін. Тектоніка докембрійського кристалічного фундаменту БілоцерківськоОдеської структурно-формаційної зони//Збірник наукових праць УкрДГРІ. – 2015. – № 4.
39. Національний стратиграфічний комітет України. Ранньодокембрійська секція. Рішення//Мінеральні ресурси України. – 2003.– № 4. – С. 3–4.
40. Тектонічна карта України. Масштаб 1:1 000 000. Пояснювальна записка. Частина 1/[Круглов С. С., Арсірій Ю. О., Веліканов В. Я. та ін.]. – К.: УкрДГРІ, 2007. – 96 с.