

**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:

**Розкриття та підземна розробка мідистих руд Волинського родовища зі
спеціальною частиною «Підвищення ефективності буропідричних робіт
при очисній виїмці»**

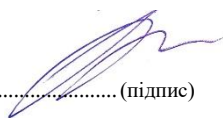
Виконав студент групи ГІР-22з



.....
(підпис)

Чурюкова І. О.

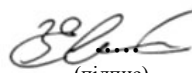
Керівник



.....
(підпис)

Тарасов В.Ю.

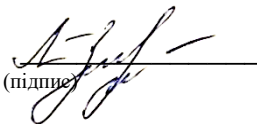
Завідувач кафедри



.....
(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

Чурюкова Інна Олександрівна

1. Тема роботи: Розкриття та підземна розробка мідистих руд Волинського родовища зі спеціальною частиною «Підвищення ефективності буропідричних робіт при очисній виїмці»
Керівник роботи: Тарасов В.Ю., д. т. н., проф, 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 на пряму 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.	25.04.2026	
3	Розробка схем. 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



Чурюкова І. О.

Керівник проекту



Тарасов В.Ю.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА.....	8
2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОВОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ.....	25
3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА	40
4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	61
5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОВОГО СЕРЕДОВИЩА.....	67
6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА	70
ВИСНОВКИ.....	74
АНОТАЦІЯ.....	76
ANNOTATION	77
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	78

РЕФЕРАТ

Випускна кваліфікаційна робота бакалавра містить: 81 сторінок машинописного тексту, 7 рисунків, 9 таблиць, 6 графічних листів.

Об'єкт дослідження – процес спорудження вертикальної гірничої виробки (відрізного повстаючого) та організація гірничопрохідницьких робіт під час підземної розробки родовища мідно-нікелевих руд.

Мета роботи – обґрунтування технологічних параметрів проходки відрізного повстаючого буропідливним способом та розробка раціональної організації виробництва для забезпечення безпечної та ефективної підготовки запасів блоку до очисної виїмки.

Методи дослідження – у роботі застосовано комплексний підхід, що включає аналіз передового вітчизняного та зарубіжного досвіду проведення вертикальних виробок, аналітичні розрахунки параметрів буропідливних робіт, визначення експлуатаційної продуктивності гірничого обладнання, а також техніко-економічне обґрунтування для оцінки рентабельності впроваджених інженерних рішень.

У роботі детально проаналізовано гірничотехнічні та інженерно-геологічні особливості ділянки розробки, яка характеризується міцними та стійкими вміщуючими породами. Важливою складовою проекту є розрахунок параметрів буропідливного комплексу, а також розробка комплексних інженерних рішень щодо забезпечення промислової безпеки, охорони праці та екологічного захисту довкілля (системи комплексного знепилювання, очищення шахтних вод та зниження токсичності вихлопних газів) під час спорудження об'єкта.

Спеціальна частина дослідження зосереджена на актуальній проблемі механізації та удосконалення параметрів буропідливних робіт під час проходки на всю довжину виробки. Запропоновано використання сучасної високопродуктивної бурової установки Solo DL 420 та розроблено паспорт БПР із застосуванням компенсаційної свердловини великого діаметра для якісного дроблення масиву. Проведено розрахунок основних техніко-

економічних показників (норми часу, чисельність персоналу, продуктивність), які підтверджують доцільність та високу ефективність впровадження запропонованих рішень для підвищення інтенсивності гірничого виробництва.

Ключові слова: КРИТИЧНА ІНФРАСТРУКТУРА, ВІДНОВЛЕННЯ, СКЛАДНІ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ, ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ, АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ, НАБРИЗК-БЕТОН, КОМБІНОВАНЕ КРІПЛЕННЯ, ГІРНИЧИЙ ТИСК, ТЕКТОНІЧНІ РОЗЛОМИ, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ

ВСТУП

Сучасний розвиток гірничодобувної промисловості, зокрема видобутку стратегічно важливих мідно-нікелевих руд, вимагає постійного вдосконалення технологій підземної розробки родовищ. Одним із найбільш трудомістких, складних і небезпечних етапів підготовки рудних блоків до очисної виїмки є проведення вертикальних та похилих гірничих виробок, зокрема відрізних повстаючих. Відрізний повстаючий відіграє ключову роль у системі розробки, оскільки він створює початковий вільний (компенсаційний) простір, необхідний для подальшого масового відбивання руди у блоці.

В умовах міцних гірських порід традиційні способи проходки повстаючих є малопродуктивними та пов'язані з високими ризиками для гірників. Тому перехід на механізовані способи проходки на всю довжину виробки із застосуванням глибоких свердловин та сучасного бурового обладнання є вкрай актуальним завданням. Це дозволяє вивести людей із небезпечної зони вибою, суттєво підвищити темпи підготовки блоків, знизити собівартість гірничо-капітальних робіт та мінімізувати негативний вплив на довкілля. У зв'язку з цим, розробка та обґрунтування раціональних параметрів проходки відрізного повстаючого буропідричним способом є своєчасним і необхідним дослідженням.

Мета дослідження полягає в обґрунтуванні технологічних параметрів проходки відрізного повстаючого буропідричним способом та розробці раціональної організації виробництва для забезпечення безпечної, екологічної та економічно ефективної підготовки запасів рудного блоку до виїмки.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішуються такі основні завдання: проаналізувати гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розробки ділянки родовища мідно-нікелевих руд; розрахувати та обґрунтувати параметри паспорта буропідричних робіт для проходки відрізного повстаючого з використанням компенсаційної свердловини великого діаметра; розробити технологічну схему виконання прохідницьких циклів та запропонувати комплекс заходів щодо забезпечення безпеки праці та охорони навколишнього середовища

1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА

Поліський рудний вузол, що об'єднує Поліське та Волинське сульфідні мідно-нікелеві родовища, є на даний час основною сировинною базою Волинського гірничо-металургійного комбінату. Генетично пов'язане з великим, складним за морфологією, Поліським інтрузивом габро-долеритів, родовище являє собою концентрацію на відносно невеликій площі сульфідних мідно-нікелевих руд, відкритих у 1960-1965 рр. і дорозвідуваних на глибині понад 1500 метрів у даний час.

Поліський рудний вузол площею близько 100 км кв розташований у Волинському гірничо-промисловому районі на правобережжі річки Стир і приурочений до південно-західного краю Волинської височини в області денудації її системами річок Турія та Стир. У межах рудного вузла виділяються два родовища сульфідних мідно-нікелевих руд: Поліське та Волинське, приурочені до різних гілок Поліського інтрузиву габро-долеритів.

В адміністративному відношенні площа родовища належить до Ковельського району Волинської області. Родовища, що розробляються, пов'язані між собою залізницею комбінату та з великим залізничним вузлом у Ковелі.

За характером рельєфу виділяють гірську та рівнинну частини. Гірська, східна частина, що займає понад 60% площі поля, являє собою плато з абсолютними відмітками 500-600 метрів, розчленоване на окремі височини. Поверхня плато полого (1-3 градуси) нахилена на схід. Південно-західні схили височин круто обриваються до рівнини. У районі родовища протікають річки та дрібні струмки з невеликим скидом у зимовий час, які сильно розливаються у весняно-літній період, є дрібні озера.

Клімат району помірно континентальний. Сніговий покрив тримається з кінця листопада до середини березня. Середньорічна температура повітря дорівнює 8,6 градусів. Особливістю клімату є сильні вітри, найчастіші в осінньо-зимовий період. Обводненість гірських порід розповсюджена повсюдно.

Потужність водоносних горизонтів у гірській частині досягає 300-400 метрів, у долинній, під руслами річок і озер, розвинені пливуни.

Джерелами промислового та побутового водопостачання є артезіанські свердловини та річка Стир.

Промислове значення мають Західно-Волинське, Поліське та Волинське родовища.

Усі родовища локалізуються у складній за будовою зоні Полісько-Волинського розлому, у вузлах перетину його з північною частиною Поліської та південною частиною Волинської мульд.

У межах Поліського рудного вузла виділяються чотири рудоносні гілки: Центральна (південно-західна), Північно-східна, Північно-західна та Нижня.

Рудник «Волинський» будується на базі запасів багатих і мідистих руд західного флангу Волинського родовища, приуроченого до Північно-західної гілки Поліського рудоносного інтрузиву габро-долеритів, локалізованого в сульфатно-карбонатно-глинистій товщі порід нижньо- та середньодевонського віку.

Поле рудника «Волинський» просторово приурочене до західної частини Північно-західної гілки Поліської диференційованої інтрузії.

Північно-західна інтрузивна гілка являє собою складної форми лінзоподібне тіло, витягнуте в північному та північно-західному напрямку, потужністю до 200 м. Інтрузив узгоджено лягає на метаморфізовані породи нижнього девону і полого занурюється в північно-східному напрямку.

У межах поля рудника спостерігається багатоярусний розвиток зрудніння. Виділяються три промислових типи мідно-нікелевих руд на глибинах від 450 до 1050 м: багаті (суцільні), вкраплені в інтрузії та мідисті (прожилково-вкраплені у вміщуючих інтрузив породах). Найбільшу цінність становлять багаті руди, першочергова виїмка яких і ведеться в даний час. Були проведені роботи з підготовчої проходки для відпрацювання мідистих руд. У полі рудника розкриті відклади девонської, кам'яновугільної, пермської систем, низько ефузивної товщі пермі-тріасу, утворення четвертинного віку та інтрузивні породи [1-5].

Девонська система (D).

Нижній відділ (D1) представлений породами Зубівської та Курейської світ. Зубівська світа (D1zb) складена мергелями, що чергуються з ангідритами та глинистими доломітами, потужність світи 160-180 м. Курейська світа (D1kr) представлена аргілітами, алевролітами та мергелями, потужність її становить 80 м.

Середній відділ (D2). У середньому відділі виділяють три світи. Розвідувальна світа (D2rz) складена шаруватими аргілітами та алевролітами з дрібною галькою фосфоритів, потужність світи 140-160 м. Мантуровська світа (D2mt) представлена ангідритоносними мергелями. Макусівська світа (D2mc) представлена вапняковистими доломітами з шарами органогенних доломітів, потужність світи 20-35 м.

Верхній відділ (D3) складається з двох світ. Накохозька світа (D3nk) невеликої та мінливої потужності складена доломітовими алевро-піщанистими мергелями з прошарками ангідритів. Каларгонська світа (D3kl) представлена доломітами, що змінюються вапняками, і ще вище крем'янистими доломітами та глинистими вапняками. Потужність світи 130-160 м.

Нерозчленовані відклади (P1-2).

Пізньокам'яновугільна - пізньопермська система. Ці відклади включені до складу поліської серії. За вугленасиченістю поділяються на нижню непродуктивну та верхню продуктивну товщі. Непродуктивна товща об'єднує Руднинську та Далдиканську світи, а продуктивна - Шмідтівську та Каєрканську. Руднинська світа (rd) складена темними алевролітами та аргілітами з їх вуглистими різновидами. Далдиканська світа (dl) представлена алевролітами, аргілітами та пластами вугілля. Шмідтівська світа (sm) представлена алевролітами та аргілітами. Каєрканська світа (kr) характеризується значною вугленасиченістю, представлена пісковиками, алевролітами, аргілітами та пластами вугілля.

Нерозчленовані відклади (P2 - T1).

Івакінська світа (P2-T1iv) складена в підшві туфобрекчіями з туфами та туфітами, вище розташовуються покриви базальтів, середня потужність 128 метрів. Сивермінська світа (P2-T1sv) представлена потоками толейтових базальтів мікропойкілофітової структури, що зумовлює дрібногорошковатий вигляд породи, потужність середня 120 м. Гудчихинська світа (P2-T1gd) складається з гломеропорфірових, порфірових і пікритових базальтів, середня потужність 170 м.

Тріасова система (T).

Нижній відділ (T1). Надеждинська світа (T1nd) представлена поліфіровими, толейтовими, афіровими та гломеропорфіровими базальтами, загальна потужність 550 метрів. Мокулаєвська світа (T1mk) представлена базальтами афіровими, порфіровими, толейтовими з туфогенними горизонтами.

Четвертинна система (Q).

Четвертинні відклади представлені піщано-алевроліто-глинистими породами, галечниками, суглинками, пісками, прошарками гравію, гальки, валунів. Потужність їх у долинній частині досягає 120-200 м, біля підніжжя гір зменшується до 20-30 м і на схилах останніх становить перші метри.

Прояви магматичної діяльності у Волинському геологорозвідувальному районі пов'язані з формуванням у межах великих тектонічних зон або структур глибинних розломів земної кори, якими відбувалося впровадження в неї або вплив на поверхню вогненно-рідкого силікатного розплаву – магми [5-7]. Продукти її залягання та подальшої кристалізації утворили так званий траповий комплекс, що включає в себе глибинні та вилиті гірські породи.

Траповий магматизм Волинського району має свої особливості: тут, поряд зі звичайними трапами, поширені більш основні, і з ними просторово та генетично пов'язані мідно-нікелеві рудні родовища. Формування трапів району відбувалося за період, що відповідає пізній пермі та ранньому тріасу. Потужність товщі трапових порід у даний час досягає понад 2500 метрів. Площа, займана трапами, становить близько 60% території району. Трапи утворюють позитивні форми рельєфу, столові гори: плато Поліське, Волинське, Сиверне.

Серед вивержених порід Волинської провінції розрізняються ефузивні та інтрузивні породи. Їх формування відбувалося в чотири тектоно-магматичні цикли: перший – пізньопермський (трахібазальтовий); другий – пізньопермський (андезито-базальтовий, пікрито-базальтовий); третій – ранньотріасовий (базальтовий); четвертий – ранньотріасовий (базальтовий).

Кожна фаза лавових виливів починалася з викидів із вулканічних будов пірокластичного матеріалу, з якого сформувалися туфи, туфіти, туфоаргіліти та інші породи. У кожному циклі виливу лав відбувалося від лав більш кислого складу до більш основного. Вулканічна товща ефузивних трапів складається на 90% з лавових порід (базальтів) і на 10% з пірокластичних порід, сюди ж відносяться жерлові фації.

За формою лавові потоки і величезні за площею покриви базальтів потужністю до 140 і більше метрів переміжковуються з туфами, туфітами та іншими туфогенними утвореннями; потужність останніх у вулканічній товщі досягає десятків сантиметрів, а іноді 20-40 метрів, рідко 100 метрів. Покриви групуються в пачки, однорідні за складом і структурою. Туфогенні породи утворюють витримані по площі горизонти. Загальна потужність ефузивних порід, мабуть, перевищує 3000 метрів.

Базальти – щільні, темні, сірі, темно-сірі до чорних породи. У штуфі забарвлення зазвичай однорідне, зустрічаються плямисті різновиди за рахунок вторинних включень. Головними породоутворювальними мінералами базальтів є основний плагіоклаз, піроксени, олівін, а також скло, яке може заміщуватися хлоритом, карбонатами, біотитом і рудними мінералами, найчастіше це магнетит і ільменіт.

Андезито-базальти збагачені плагіоклазом (більше 60%). Характерна наявність вкраплеників плагіоклазу двох генерацій: андезит-лабрадору і лабрадору. Трахібазальти містять до 60% основного плагіоклазу, малу кількість темноколірних мінералів, ортоклазу або вулканічне скло лужного складу. Толейтові базальти (нормальні трапи) містять олівін (5%) і вулканічне скло. Олівін-плагіофірові базальти – масивні, тонкозернисті або дрібнозернисті породи

сірого або темно-сірого кольору з вкраплениками плагіоклазу, олівіну і піроксену. Пікритові базальти складені олівіном (понад 40%), піроксеном, підпорядкованою кількістю плагіоклазу, рудними мінералами і вулканічним склом.

Інtruзивні трапи – похідні базальтового магматизму, поширені в крайових зонах западин. За формою залягання серед інtruзивних трапів спостерігаються пластові тіла (сілли), субпластові, кільцеві, крутосічні, пластоподібні тіла і дайки. Більшість трапових інtruзій відноситься до типу недиференційованих масивів, однак особливий інтерес представляють стратифіковані, так звані диференційовані розшаровані інtruзиви, оскільки з ними пов'язана промислова рудоносність.

Недиференційовані інtruзії – це пластові, субзгідні, січні дайкоподібні тіла, а також більш складні за формою інtruзії базитового складу: габро-долерити, долерити, трахідолерити, титан-авгітові долерити. Долерити – масивні, іноді плямисті породи такситового вигляду, структури дрібно-, середньо- і грубозернисті. Трахідолерити – масивні, щільні, іноді порфіровидні породи. Титан-авгітові долерити – темна, майже чорна порода з долеритовою структурою.

Диференційовані інtruзії утворюють рудоносні гілки. На площі Волинського родовища розвинуті дві групи інtruзивних утворень. Диференційована інtruзія представлена Північно-західною гілкою Поліського рудоносного інtruзиву. У полі рудника ця гілка має ширину 1-2 км, довжину 2,5 км і потужність 80-100 метрів (рис. 1.1).

Рудоносні диференційовані інtruзії складаються з наступних головних псевдостратифікованих горизонтів. Верхній (перший) об'єднує різні гібридні породи ендоконтакту і часто еруптивні брекчії. Другий – однорідні безолівінові габро-долерити. До третього належать олівінові габро-долерити. Четвертий складається з суттєво збагачених олівіном порід – пікритових, троктолітових габро-долеритів, олівінітів. П'ятий представлений такситовими габро-

долеритами, які несуть сульфідне зрудніння. Шостий – контактів різновиди олівінових і безолівінових габро-долеритів.

У внутрішній будові Поліського розшарованого інтрузиву зверху вниз у вертикальному розрізі виділяються наступні горизонти:

1. Верхні контактів габро-долерити.
2. Габро-долерити кварцвмісні, габро, габро-діорити, діорити.
3. Безолівінові та олівінвмісні габро-долерити.
4. Олівінові та олівін-біотитові габро-долерити.
5. Пікритові габро-долерити.
6. Такситові та нерівномірнотерні габро-долерити (вміст плагіоклазу 40-70%, піроксену 15-35%, олівіну 1-30%, завжди спостерігаються сульфідні).
7. Контактів та порфіровидні габро-долерити (порода складена плагіоклазом 50%, піроксенами 30%, олівіном до 20%, кількість сульфідів становить 2-8%).

Родовища Волинської мідно-нікелевої провінції належать до типу ліквацийних власне магматичних. Горизонтами, що вміщують стратифіковані інтрузії та сульфідне зрудніння, є породи девону, пермо-карбонові вугленосні відклади поліської серії, меншою мірою туфо-лавова товща пермі-тріасу. Зрудніння спостерігається як у породах інтрузиву, так і в осадово-метаморфічних товщах.

Характерні два типи зрудніння: сингенетичне та епігенетичне. Рудна зона відрізняється багатоярусною будовою. До таких типів руд належать: вкраплені руди в інтрузиві; суцільні руди, головним чином у нижньому екзоконтакті та рідше ендоконтакті інтрузиву; прожилково-вкраплені руди у верхньому екзоконтакті; брекчієподібні руди в зонах виклинювання. Будова рудних зон суттєво змінюється по падінню стратифікованого інтрузиву від флангових частин до найбільш занурених ділянок [3, 7-10].

У полі рудника виділяються три промислових типи руд: багаті, мідисті та вкраплені. Всі типи руд просторово тісно пов'язані та утворюють загальну субгоризонтальну рудну зону, що тяжіє до підосви інтрузиву.

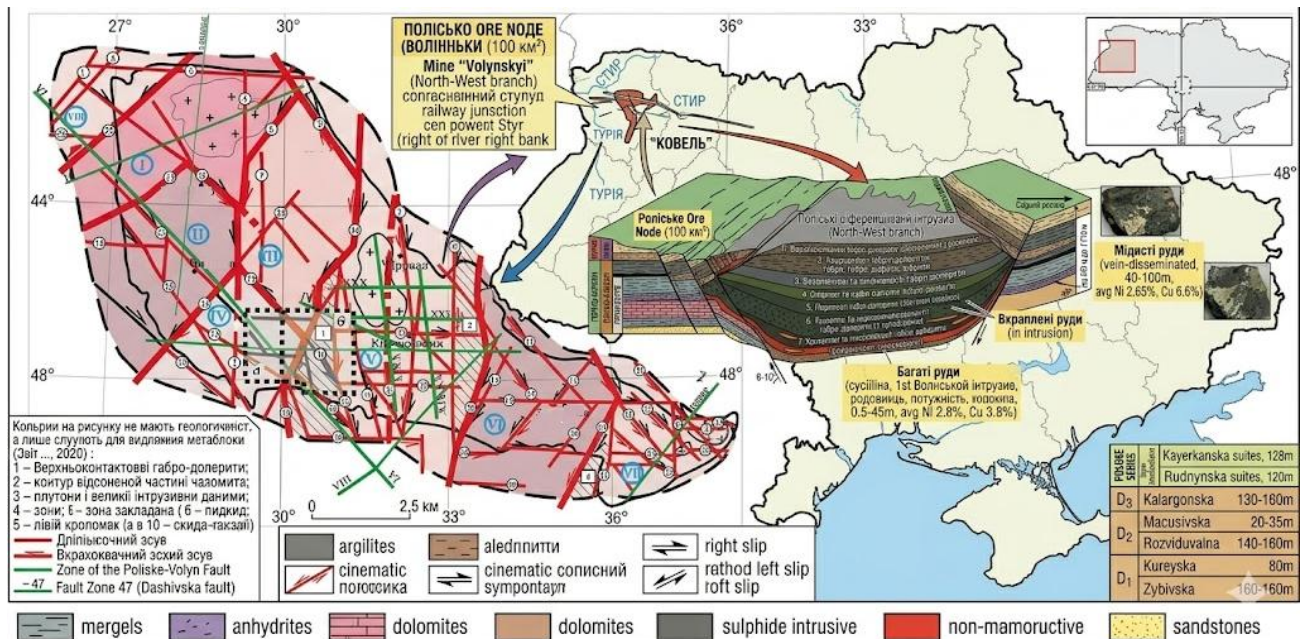


Рис. 1.1. Тектонічне районування та стратиграфо-генетична характеристика мідно-нікелевих родовищ Волинського гірничо-промислового району.

Багаті руди представлені 1-м Волинським покладом (основним), що являє собою плитоподібне тіло шириною до 1 км, яке має протяжність до гірського скиду 1,7 км і полого (6-10 градусів) занурюється у східному напрямку від 550 м до 1170 м. Потужності покладів багатих руд досить стійкі і змінюються від 0,5 м до 45 м, становлячи в середньому 20 м. Всередині покладу є безрудні ксеноліти порід потужністю до 3 м.

Запаси мідистих руд зосереджені в горизонті, що кулісоподібно продовжує західну зону локалізації багатих руд. Поклад має довжину 1000 м, ширину 800 м. Глибина залягання 350 м, глибина поширення 1100 м при середній потужності 40-100 м. Головною текстурою мідистих руд є брекчієподібна.

Вкраплені руди простежуються по всій площі поширення рудного інтрузиву і локалізуються в зоні нижнього ендоконтакту. Ширина покладу за простяганням від 400 до 1200 м, довжина за падінням 800-1000 м. Глибина залягання 800 м, глибина поширення 1000 м. Потужність досягає 40 м.

У багатих рудах піротинові руди (рис. 1.2) є найпоширенішим мінеральним різновидом (піротин 40-70%, халькопірит 10-30%, пентландит 10-15%).

Халькопіритові руди складені халькопіритом, талнахітом (40-70%), кубанітом (10-40%). Кубанітові руди – другий за поширеністю різновид (кубаніт 35-55%, троїліт 20-40%). Основним концентратором нікелю є пентландит. Середній вміст нікелю становить 2,8%, міді – 3,8%.

Мідисті руди поділяються на п'ять мінеральних різновидів. Промисловими є піротинова та піротин-халькопіритова залягання. Середній вміст нікелю становить 2,65%, міді – 6,6%. Вкраплені руди за мінеральним складом належать до піротинового різновиду і розташовуються між багатими та мідистими рудами.

Об'ємна вага руд становить:

Багаті руди 1-го Волинського покладу – 4,2 т/м³;

Багаті руди 2-го Північного покладу – 4,0 т/м³;

Вкраплені руди 2-го Північного покладу – 3,05 т/м³;

Мідисті руди – 3,3 т/м³.

Значення коефіцієнта міцності за шкалою М.М. Протодьяконова:

Для багатих руд – 5-10;

Для мідистих руд – 5-16;

Для вкраплених руд – 5-10;

Для вміщуючих порід – 5-10.

Сульфідні руди схильні до окислення, розігріву, спікання, самозаймання та злежування з виділенням тепла (3400-4700 ккал на 1 м³ поглиненого кисню). Температура порід у полі рудника коливається в межах 23-36 градусів. У породах вільна кремнекислота відсутня. Вологість руди в природному заляганні становить 1-4%, у відбитій масі – до 7% [7, 9-11].

Головним структурним елементом Поліського рудного поля є зона Полісько-Волинського розлому, яка являє собою грабеноподібну структуру, що проявилася серією скидо-зсувних дислокацій. У зоні виділяють низку субпаралельних швів з кутами падіння від 40 до 85 градусів, з них найкрутішим є східне порушення – головний шов. Порушення, розташовані на захід від головного шва (система західних скидів), мають більш пологі кути падіння.

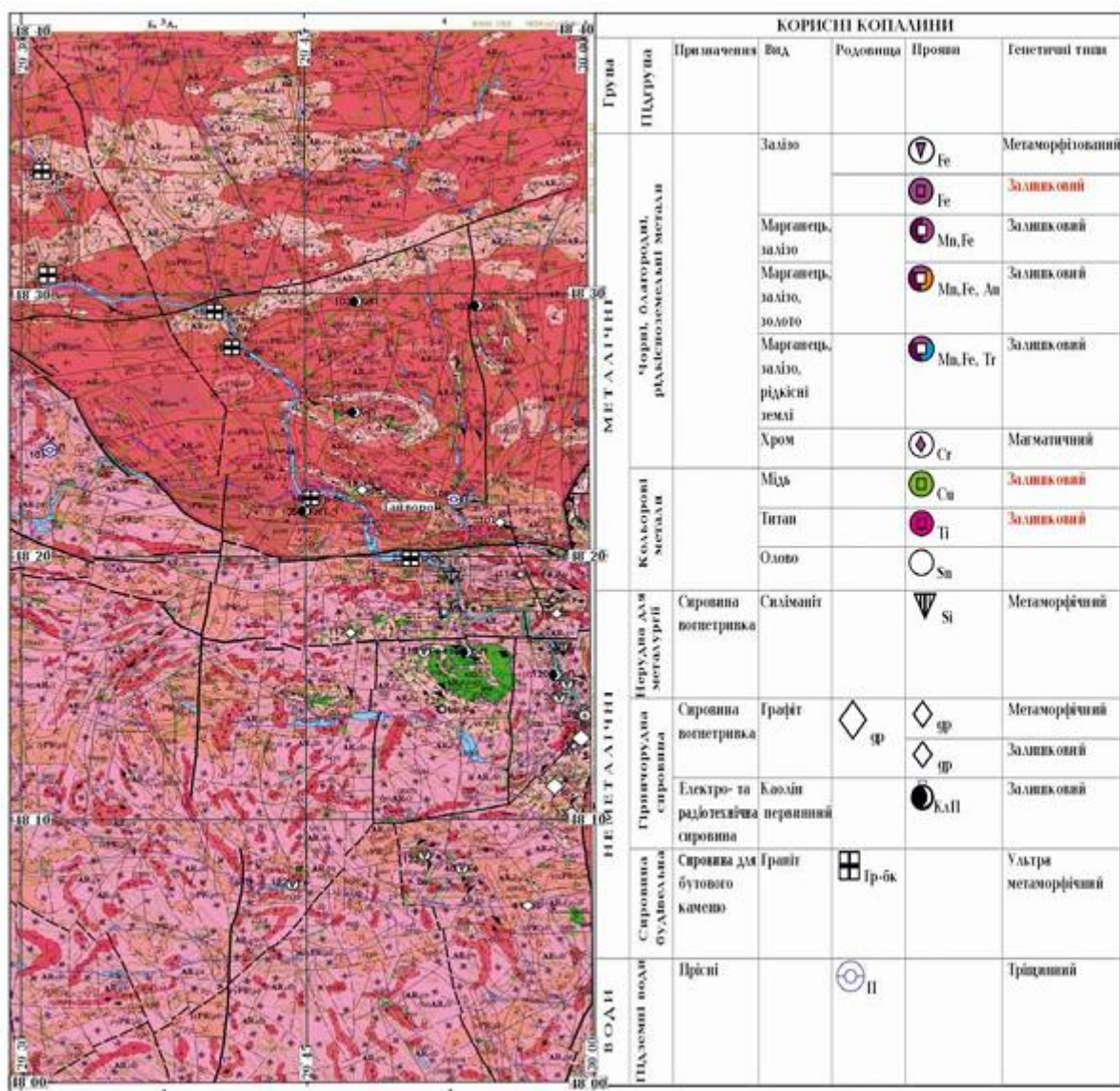


Рис. 1.2. Карта корисних копалин східної частини [10, 14-17]

Амплітуди зміщення вздовж тектонічних зон коливаються від 50 до 400 метрів. Зона розлому ділить усю площу на дві частини: східну та західну. Для східної спостерігається обмежена кількість скидів, паралельних основній зоні розлому, для західної (Волинське родовище) характерна інтенсивна тектонічна порушеність, широкий розвиток плікативних та диз'юнктивних дислокацій.

Інтенсивний прояв розривної тектоніки в районі зумовив відповідний розвиток тектонічної тріщинуватості. Найбільш тріщинуватими є розсланцьовані породи поліської серії, найменш – товстоплитчасті карбонатні породи девону та габро-діорити верхньої половини рудоносної інтрузії. В осадових породах

переважають пологі тріщини, у суцільних рудах – крутоспадні, у породах інтрузії – похилі та крутоспадні. По тріщинах, особливо в породах нижньої частини рудоносної інтрузії, розташовані так звані ослаблюючі мінерали типу хлориту, серпентину, тальку, слюд, цеоліту, вторинних сульфідів, графіту тощо.

З наближенням до тектонічного порушення тріщинуватість руд і порід, як правило, збільшується, утворюючи зону підвищеної або високої супутньої тріщинуватості шириною в 0,5-0,8 амплітуди зміщення по даному розлому. Така зона в більшості випадків є асиметричною, її ширина у висячому боці в 2-6 разів більша, ніж у лежачому. Для суцільних руд зазначені залежності є менш характерними, оскільки в них тектонічні порушення найчастіше мають один вид. Пластові зони високої або підвищеної тріщинуватості потужністю до 5 метрів відзначені в покрівлі та, рідше, у підосві суцільних руд, у безпосередній покрівлі горизонту суттєво олівінових різновидів габро-долеритів, у пікритових габро-долеритах та в покрівлі рудоносної інтрузії.

Рудні поля Волинського гірничорудного району являють собою закономірні угруповання інтрузивних порід і сульфідних мідно-нікелевих руд. Розміщення полів зумовлене особливостями тектонічної будови території: характером та інтенсивністю рухів земної кори і положенням глибинних розломів. Локалізація руди утворена диференційованими інтрузивними масивами. Горизонтом локалізації інтрузій і пов'язаних з ними сульфідних руд можуть бути будь-які породи платформного чохла. Сульфідне зрудніння концентрується в межах інтрузивних масивів, в осадово-метаморфічних і вулканогенних породах. Основними рудними полями району є Поліське та Волинське.

Поліське рудне поле об'єднує два просторово зближених родовища: Поліське та Волинське. Обидва родовища асоціюються з диференційованими інтрузивними масивами, об'єднаними під назвою Поліської інтрузії. Поліське рудне поле поєднує в собі багато типових рис, властивих мідно-нікелевим родовищам району. Рудні поля Волинського та Поліського родовищ локалізуються на периферії Волинської трапової мульди, в області її південного

замикання. Зона переходу негативної структури Волинської западини у валоподібне підняття Турійсько-Стирського валу, що являє собою флексуроподібну структуру, стала одним із найважливіших факторів, які визначили сучасну тектонічну позицію Поліського рудного поля. У межах Поліського та Волинського родовищ ця тектонічна зона проявилася серією скидо-зсувних дислокацій пострудного часу, що визначило вельми складну сучасну структуру рудного поля в цілому і, особливо, прояви магматизму та морфології інтрузивних масивів (Васильєв О.М., Герві І.В., 1972 р.).

Осьова зона Полісько-Волинського розлому являє собою грабеноподібну структуру. У її складі виділяється низка субпаралельних швів. Кути падіння коливаються від 40 до 85 градусів. Найбільшим є східне порушення, що отримало назву головного шва. Серія порушень, розташованих на захід від головного шва, характеризується більш пологими кутами. Амплітуди зміщень уздовж тектонічних зон коливаються від 50 до 400 метрів [9, 17].

Вельми цікава особливість тектоніки лавового горизонту полягає в тому, що порушення, які обмежують блоки, досить швидко загасають при переході в нижчезалеглі осадові породи. Лише окремі з них простежуються в теригенно-вугленосних пермо-карбонових породах, але повністю відсутні в карбонатно-сульфатних відкладах девону. У цих породах спостерігається своя система порушень, які також не переходять у породи верхніх горизонтів [10, 15]. Усі розглянуті тектонічні елементи, мабуть, взаємопов'язані загальним часом формування. Початок закладення структур передуює впровадженню диференційованих інтрузій, оскільки особливості тектонічної будови окремих частин рудного поля цілком виразно відображаються на будові інтрузивних масивів, що локалізуються в кожному з них. Продовження розвитку структур, вочевидь, відповідає часу руху магматичних мас.

Район родовища належить до північно-західної околиці Волинсько-Подільського артезіанського басейну. Основні риси гідрогеології району визначаються геолого-тектонічною будовою північно-західної частини Східноєвропейської платформи, схемою формування, руху та розвантаження

підземних вод і характером розподілу регіональних водотривких товщ. Водотривкі породи розподілені вельми нерівномірно, відсутні в зонах поширення глибоких водойм і досягають максимальної величини на підвищеннях рельєфу.

Наявність водотривких екранів зумовлює існування трьох видів вод: надводотривких, міжпластових та підводотривких. Регіональний водоупор у поєднанні з фізичною характеристикою гірських порід та їхніми структурними особливостями визначає напірний режим надводотривких і підводотривких вод та ускладнює гідравлічний зв'язок.

Надводотривкі води, заповнюючи пухкі відклади, відіграють роль цементу. З них формується фільтраційний потік у поверхневих відкладах, представлених валунно-галечними ґрунтами, супісками та суглинками. Ці води характерні для долин, річок і підніжжя схилів, глибина їх залягання становить 0,2-1,5 метра від поверхні, потужність водоносного горизонту коливається від 0,4-1,2 до 2,4-3,6 метра. Водорясність низька, від 0,03-0,1 л/с до 0,4-0,65 л/с. Коефіцієнт фільтрації для супісків і суглинків становить 0,003-0,02 м/доб. У теплий період року надводотривкі води характеризуються безнапірним режимом, а в періоди часткового промерзання або пересихання ґрунтового шару – напірним. Спільним стоком поверхневих вод є озеро Світязь. Для господарсько-питних цілей ці води інтересу не становлять.

Підводотривкі води рудного району утворюють єдиний водоносний комплекс, у межах якого виділяється кілька взаємопов'язаних тектонічними тріщинами водоносних блоків. У виділенні водоносних зон, крім цього, важливе значення має літолого-стратиграфічний характер порід, який зумовлює поділ усього водоносного комплексу на дві зони. До верхньої зони входять порові води четвертинних відкладів, горизонти тріщинно-пластових вод у туфолавових породах і в породах поліської серії. Ці води відрізняються гідрокарбонатно-кальцієво-натрієвим складом із загальною мінералізацією 0,1-1,0 г/л. Потужність верхньої зони в межах плато досягає 250-1100 метрів, у долинах річок Стир, Турія, Прип'ять – не більше 35-90 метрів. У долинах верхня зона утворена четвертинними гравійно-галечними породами.

Води нижньої водоносної зони поширені в карбонатно-сульфатних і галогенних породах девону, силуру, ордовика та верхнього кембрію. Режим цього горизонту застійний, що пояснюється вельми незначною водопроникністю порід. Важливим джерелом водопостачання Поліського рудного поля є гравійно-галечний водоносний горизонт, що заповнює глибоку ерозійну западину, яка збігається з долиною річки. Це води напірні в південній частині плато (напір 70-80 м) і безнапірні в північній. Гідрогеологічні умови родовищ Поліського рудного поля вельми сприятливі, рудники є сухими.

Гідрогеологічні умови. На родовищі розвинуті три водоносні горизонти. Горизонт верхньочетвертинних і сучасних алювіальних відкладів приурочений до гравійно-галечних супіщано-суглинистих відкладів, має потужність від 5 до 25 м. Коефіцієнт фільтрації становить $n10$ м/доб, водоприток $n100$ куб. м/доб. Характер потоку безнапірний. Підземні води горизонту поповнюються атмосферними опадами. Води гідрокарбонатні, прісні. Горизонт нижньо-середньочетвертинних алювіальних відкладів локалізується у валунно-гравійно-галечних відкладах. Коефіцієнт фільтрації порід становить $n100$ м/доб, і коефіцієнт водопритоку $n1000$ куб. м/доб. Води напірні, гідрокарбонатні, з мінералізацією до 0,5 г/л. Водоносний горизонт корінних порід приурочений до комплексу водовміщуючих порід: базальтів, осадів поліської серії в девоні, а також інтрузивних утворень. Коефіцієнт фільтрації 4,4 м/доб, коефіцієнт водопровідності 1161 куб. м/доб. Проникність корінних порід з глибиною зменшується. Води за хімічним складом належать до гідрокарбонатно-кальцієвих, а з глибини 315 м – хлоридно-сульфатно-натрієвих. Мінералізація досягає 17,9 г/л. Руда та рудоносна інтрузія не виявляють значної проникності. За даними гідрогеологічної служби, для рудника "Волинський" максимальний водоприток становить 3-5 куб. м/год.

Інженерно-геологічні умови. Породи всіх горизонтів розрізу поля рудника в непорушеному стані мають високу міцність ($f=8-14$). У міру наближення до зон тектонічних порушень їхні міцнісні властивості знижуються. Загалом породи мають інтенсивну тектонічну порушеність при тріщинній пустотності в

порушених ділянках у середньому 5-10%. Порушеність суцільних руд у зоні ведення очисних робіт оцінюється на 60-70% як сильна, в іншій частині – середня. Стійкість руди середня. Порушеність габро-долеритів, що залягають у покрівлі покладу багатих руд, є такою ж, як і в рудах. У породах підосви, представлених ороговикованими аргілітами та мергелями, тріщини крутоспадні відкритого типу. Порушеність від сильної до слабкої. Стійкість порід відповідно середня і слабка. Контакт покрівлі рудного покладу з перекриваючими її габро-долеритами по всьому полю рясніє численними відгалуженнями прожилків сульфідів, що утворюють на окремих ділянках штокверкові зони багатого зрудніння, яке часто переходить у вкраплене. По тріщинах у породах покрівлі розвиваються ослаблюючі мінерали: тальк, хлорит, серпентин. Вище, у зоні вкрапленого зрудніння, габро-долерити розбиті тріщинами окремої на блоки об'ємом від 1 куб. м і більше.

В інтервалі до 10 м нижче контакту підосви рудного покладу майже завжди відбувається обвалення підстилаючих порід до плоского контакту. Нижче підосви сульфідного покладу за 25-40 м залягає сіллі долеритів, висока стійкість яких у поєднанні зі слабкою стійкістю аргілітів і мергелів є ускладнюючим фактором під час проходки та експлуатації рудоспусків, а також вентиляційних повстаючих. Халькопіритові різновиди сульфідних руд у відбитій масі схильні до швидкого окислення з виділенням тепла. Випадків самозаймання вкраплених в інтрузиві та мідистих руд дотепер не спостерігалось.

Усі породи рудника та руди є газоносними. У зв'язку з цим рудник "Волинський" працює на індивідуальному газовому режимі без віднесення до певної категорії за газом. Наявність горючих газів пов'язана з вугленосними відкладами поліської серії (інтервал 20-350 м) і граптолітовими сланцями нижнього силуру (глибина залягання близько 2000 м), з яких гази можуть мігрувати у вищезалеглу зону товщ. Встановлено наявність вуглекислого газу, метану, важких вуглеводнів, азоту та гелію в газових виділеннях. Абсолютна метаносність становить приблизно 200 куб. м/добу.

Волинське родовище характеризується значними запасами сульфідних мідно-нікелевих руд, що забезпечують довгострокову перспективу стабільної роботи рудника. Основна частка балансових запасів зосереджена в покладах багатих і мідистих руд, які є першочерговим об'єктом відпрацювання завдяки високій рентабельності їх видобутку. Багаті руди, що залягають переважно в нижній частині інтрузиву та на контакті з вміщуючими породами, містять максимально високі концентрації нікелю, міді, кобальту, а також супутніх металів платинової групи. Мідисті руди утворюють потужний просторовий ореол навколо багатих покладів і характеризуються дещо нижчим, але промислово вельми значущим вмістом корисних компонентів. Вкраплені руди, хоча і мають найменший вміст металів порівняно з іншими типами, складають найбільший об'єм запасів у надрах і розглядаються як надійний стратегічний резерв для майбутнього видобутку. Загальні запаси рудної маси оцінюються в десятки мільйонів тонн, що відносить дане родовище до категорії унікальних за масштабами зруднення. Розподіл корисних компонентів у межах рудних тіл є нерівномірним, що вимагає проведення ретельного випереджального та експлуатаційного розвідування безпосередньо в процесі ведення гірничих робіт для уточнення контурів промислового зруднення.

Аналіз гірничо-геологічних умов будівництва та експлуатації рудника "Волинський" свідчить про надзвичайно високу складність розробки даного родовища. Геологічна будова масиву характеризується наявністю потужних тектонічних порушень, глибоким заляганням рудних тіл та їх складною, багатоярусною морфологією. Наявність трьох основних промислових типів руд з різними фізико-механічними властивостями та мінералогічним складом вимагає диференційованого підходу до вибору систем розробки та параметрів очисного простору. Інженерно-геологічні умови суттєво ускладнюються інтенсивною тріщинуватістю гірських порід у зонах тектонічних розломів, схильністю багатих сульфідних руд до швидкого окислення, розігріву та злежування, а також наявністю газонесних пластів, що переводить рудник на індивідуальний газовий режим. Гідрогеологічна обстановка загалом є сприятливою для ведення гірничих

робіт, оскільки глибокі горизонти відзначаються слабкою водопроникністю, проте наявність напірних вод у верхніх зонах вимагає постійного контролю за станом водопритливів. Зазначені фактори, разом із високою природною міцністю вміщуючих порід і руд, безпосередньо впливають на процеси руйнування гірського масиву і зумовлюють гостру необхідність розробки спеціальних інженерних рішень. Складний напружено-деформований стан масиву та міцнісні характеристики порід вимагають оптимізації параметрів відбійки, що робить розробку заходів щодо підвищення ефективності буропідбивних робіт при очисній виїмці ключовим завданням для забезпечення безпечного та рентабельного видобутку копалин.

2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

Гірничо-геологічні умови Волинського родовища характеризуються значною глибиною залягання мідистих руд, їх складною морфологією та високою міцністю гірських порід, що за шкалою професора М.М. Протодьяконова оцінюється коефіцієнтом від 8 до 14. Зазначені фізико-механічні властивості рудного масиву та вміщуючих порід безальтернативно зумовлюють застосування буропідривного способу як основного методу руйнування гірських порід під час ведення очисної виїмки. Разом з тим, незважаючи на багаторічний досвід використання енергії вибуху в підземних умовах, ефективність буропідривних робіт на багатьох вітчизняних гірничодобувних підприємствах залишається на недостатньо високому рівні і потребує суттєвого інженерного вдосконалення.

Практика експлуатації підземних рудників показує, що застосування типових паспортів буропідривних робіт без належного врахування локальної мінливості масиву призводить до низки технологічних та економічних проблем. До найголовніших із них належать нерівномірне дроблення рудної маси, значний вихід негабаритних фракцій, а також переподрібнення корисної копалини. Наявність негабариту різко знижує продуктивність вантажно-транспортного обладнання, збільшує знос механізмів та вимагає додаткових витрат часу і матеріалів на вторинне дроблення. З іншого боку, надмірне переподрібнення руди призводить до збільшення втрат цінних компонентів у процесі збагачення та погіршує екологічну обстановку в гірничих виробках через підвищене пилоутворення.

Крім того, специфічною проблемою для глибоких горизонтів Волинського родовища є значний сейсмічний вплив масових вибухів на законтурний масив. Високий рівень напружено-деформованого стану порід у поєднанні з дією вибухових хвиль призводить до послаблення стійкості оголень очисного простору, збільшення заколів та підвищення ймовірності обвалень. Це безпосередньо впливає на показники розубожування руди відшарованими породами покрівлі та створює серйозні загрози для безпеки праці гірників.

Зважаючи на викладене, вибір спеціальної частини кваліфікаційної роботи, присвяченої підвищенню ефективності буропідричних робіт при очисній виїмці, є об'єктивно обґрунтованим та актуальним. Головний напрямок дослідження полягає у пошуку раціональних параметрів руйнування масиву, які б забезпечували максимально повне використання енергії вибухової речовини на корисну роботу дроблення при мінімізації шкідливого сейсмічного впливу.

Для досягнення цієї мети передбачається дослідити можливості оптимізації питомої витрати вибухових речовин, вдосконалення сітки розташування свердловин та вибору раціональних конструкцій зарядів. Окрему увагу необхідно приділити впровадженню сучасних систем ініціювання, зокрема неелектричних та електронних детонаторів, які дозволяють реалізувати високоточне короткоуповільнене підривання. Такий підхід створює сприятливі умови для взаємодії хвиль напружень, забезпечує кероване формування розвалу відбитої гірничої маси та значно знижує сейсмічну дію на масив.

Комплексне вирішення зазначених завдань дозволить не лише покращити якість підготовки рудної маси до виймання, але й суттєво знизити собівартість очисних робіт, підвищити продуктивність наступних технологічних ланок та гарантувати високий рівень промислової безпеки на руднику. Саме тому розробка заходів щодо оптимізації буропідричного комплексу є критично важливим напрямком для забезпечення стабільної та рентабельної роботи гірничого підприємства при розробці мідистих руд

Розміри рудного поля мідистих руд прийнято на основі практичних даних [3, 9-11]. Кут падіння рудного тіла становить 11° , глибина залягання 700 м, довжина рудного тіла за простяганням 475 м, довжина рудного тіла за падінням 869 м. Балансові запаси визначаються за формулою:

$$B = \frac{m \cdot L_{\text{пр}} \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma}{\cos \alpha},$$

млн. т

де m - потужність рудного тіла, м; $L_{\text{пр}}$ - довжина рудного тіла по простиранню, м; $L_{\text{пад}}$ - довжина рудного тіла за падінням, м; γ - об'ємна щільність руди, т/м³, α - кут падіння рудного тіла, град.

За вихідними даними визначаємо річну продуктивність підприємства та термін існування рудника.

Горизонтальну площу покладу мідистих руд при куті падіння рудного тіла менше 30° визначаємо за формулою

$$S = \frac{L_{\text{пад}} \cdot L_{\text{пр}}}{\cos \alpha}, \quad \text{м}^2$$

де m - потужність рудного тіла, м; $L_{\text{пр}}$ - довжина рудного тіла по простирання, м; α - кут падіння рудного тіла, град.

Річна продуктивність за гірськими можливостями, при куті падіння рудного тіла менше 30°:

$$A_r = S \cdot i \left[\left(\tau_1 \cdot \left(\frac{q_1}{S_1} \right) + \tau_2 \cdot \left(\frac{q_2}{S_2} \right) + \dots + \tau_n \cdot \left(\frac{q_n}{S_n} \right) \right) \right], \quad \text{млн. т/рік}$$

де i - коефіцієнт використання рудної площі; τ_i - питомі ваги i системи розробки в загальному обсязі видобутку, частки од.; q_i - продуктивність очисного блоку при i й системи розробки (15 - 200 тис. т / рік); S_i - площа блоку, що знаходиться в очисній виїмці i системи розробки, тис. м².

Розрахунковий термін відпрацювання покладу за гірськими можливостями визначається за формулою:

$$T_p = \frac{B \cdot (1 - p)}{A_r \cdot (1 - p)},$$

де Б - балансові запаси, млн. т/рік; А - річна продуктивність рудника, млн. т/рік; П та Р - плановані величини втрат і разубожування руди, частки од.;

$$T_p = 29 \text{ років}$$

Розрахунковий термін служби повинен дорівнювати або більше мінімально допустимого терміну служби (Т), що встановлюється залежно від річної продуктивності :

$$T_m = y A_r^{0,31} = 27 \text{ років}$$

де у - коефіцієнт, що враховує умови будівництва рудника (за відносно складних умов у = 3,7, середніх - у = 3,0 і легких умов - 2,5); А_г - річна продуктивність, тис. т.

Правильний вибір способу розкриття має велике значення, оскільки ним на тривалий період визначаються розмір необхідних капітальних вкладень, загальна технологія виробничих процесів та рівень механізації.

Вибір схеми розкриття залежить від цілої низки геологічних, гірничотехнічних та економічних факторів: форми і розмірів рудного тіла, його потужності та кута падіння, глибини залягання, рельєфу поверхні, виробничої потужності рудника і терміну його експлуатації, цінності руди та застосовуваної техніки. Врахування впливу перелічених факторів має здійснюватися комплексно.

Розглянемо наступні варіанти розкриття покладу мідистих руд. Перший варіант передбачає застосування проміжного відкатного горизонту та рудоспусків. Він характеризується меншим обсягом гірничо-капітальних робіт і

високою ефективністю електровозного транспорту. Другий варіант базується на застосуванні погоризонтної відкатки та рудоперепуску. Цей спосіб відзначається малою ефективністю електровозного транспорту та необхідністю облаштування великої кількості пунктів навантаження. Однак даний варіант має суттєву перевагу у вигляді рудоперепуску, що значно полегшує навантаження гірничої маси в скіп.

Таблиця 2.1 – Структурна ознака та варіант виконання

Структурна ознака	Варіант виконання: 1	Варіант виконання: 2
1. Тип схеми розкриття за кількістю головних розкривних виробок	Проста схема	Проста схема
2. Тип головної розкривної виробки	Вертикальний ствол	Вертикальний ствол
3. Положення головної розкривної виробки у площині простягання	Центральне	Центральне
3.1. Розташування головних та допоміжних розкривних виробок	На різних промислових майданчиках	На різних промислових майданчиках
4. Положення головної розкривної виробки відносно родовища	Без перетину рудного тіла	Без перетину рудного тіла
5. Організація транспортних потоків	Відкатка на концентраційному горизонті	З відкаткою руди на кожному горизонті
6. Ступінчастість розкриття	Одноступінчасте	Одноступінчасте
7. Етапність розкриття	Одноетапне	Одноетапне
8. Тип підйому	Скіповий	Скіповий
9. Тип приствольного двору	Петльовий	Петльовий

Перевагами розкриття родовища вертикальними стволами є більш надійна робота підйомного комплексу та менший переріз ствола при забезпеченні однакової виробничої продуктивності. До недоліків такої схеми можна віднести значну довжину квершлагів, що вимагає додаткових витрат на їх проходку та підтримання.

Таблиця 2.2 Обсяг і вартість гірничо-капітальних виробок (Варіант 1)

Найменування виробок, будівель	Кількість, шт.	Довжина, м	Переріз, м ²	Обсяг, м ³	Вартість виробки, грн/м ³	Капітальні витрати, грн
Відкатний квершлаг гор. - 600	1	500	18	9000	2500	22 500 000
Відкатний квершлаг гор. - 700	1	500	18	9000	2500	22 500 000
Вент.-закладний квершлаг	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Вент.-закладний штрек	1	800	18	14400	2000	28 800 000
Приствольний двір	1	150	25	3750	3000	11 250 000
Транспортний ухил	1	300	16	4800	2800	13 440 000
Відкатний штрек	2	800	18	28800	2000	57 600 000
Кап. рудоспуск на гор. -600	1	100	6	600	4000	2 400 000
Кап. рудоспуск на гор. -700	1	100	6	600	4000	2 400 000
Вент. повстаючий	1	150	8	1200	4500	5 400 000
Всього:				79 350		184 290 000

Глибина та діаметр стволів характеризуються наступними гірничотехнічними параметрами. Клітьовий ствол має глибину 710 м і діаметр у світлі 8 м, він безпосередньо призначений для спуску та підйому людей, транспортування матеріалів, обладнання, вибухових речовин, а також для подачі свіжого струменя повітря, розкриваючи при цьому горизонт мінус 700 м.

Скіповий ствол має довжину 720 м і діаметр у світлі 6,5 м, його основним технологічним призначенням є видача відбитої руди на поверхню та відведення вихідного струменя повітря; він також розкриває горизонт мінус 700 м. Вентиляційно-закладний ствол глибиною 710 м та діаметром у світлі 6,5 м слугує для подачі свіжого струменя повітря, транспортування закладної суміші у вироблений простір, а також для спуску і підйому людей, матеріалів та обладнання, забезпечуючи розкриття горизонтів мінус 500, мінус 600 та мінус 700 м. Вентиляційний ствол виконує важливу функцію запасного виходу на випадок виникнення аварійної ситуації, він має глибину 710 м і діаметр у світлі 6,5 м, розкриваючи горизонти мінус 500 та мінус 700 м. Поперечні перерізи квершлагів і штреків також приймаються на основі практичних даних з урахуванням габаритів гірничого обладнання, що застосовується на підприємстві, і дорівнюють 18 м².

Головною метою календарного графіка є забезпечення будівництва рудника до заданих термінів, суворо своєчасного розкриття запасів нових поверхів замість погашених гірничими роботами та ритмічного видобутку руди заданих обсягів.

Зведений календарний графік передбачає раціональне рух розкритих запасів, розподіл за роками будівництва обсягів робіт, потреби в робочих кадрах і матеріально-технічних ресурсах, капітальних вкладень. Розподіл капітальних витрат по поверхах представлено у вигляді таблиці 2.4-5 та календарний графік розтину та відпрацювання запасів представлений у таблиці 2.5-6.

Приймаємо рівномірний розподіл запасів між двома поверхами (по 34,05 млн тонн). Запаси в охоронних ціликах приймаємо на рівні близько 5% (1,7 млн тонн на кожен поверх). Коефіцієнт вилучення (K_v) становить 0,95 (оскільки втрати $\Pi = 0,05$), а коефіцієнт розубожування (K_p) - 0,1.

Загальні капітальні витрати на розкриття за Варіантом 1 умовно приймаємо з нашого попереднього розрахунку (184,29 млн грн), що становить 100%. Оскільки запаси розподілені порівну, капітальні витрати на розкриття першого

поверху складуть 50% від загальної суми (92,145 млн грн). Вони рівномірно розподіляються на 5 років будівництва (по 10% або 18,43 млн грн на рік).

У перші 5 років ведеться розкриття першого поверху, видобуток не здійснюється. З 6-го року починається експлуатація: на початок року розкриті запаси становлять 20,8 млн тонн, з яких щороку видобувається 1,5 млн тонн. Розкриття другого поверху (термін 1 рік) у перші 11 років не проводиться, оскільки забезпеченість запасами першого поверху є достатньою (понад 8 років на 11-й рік експлуатації).

Таблиця 2.3 Обсяг і вартість гірничо-капітальних виробок (Варіант 2)

Найменування виробок, будівель	Кількість, шт.	Довжина, м	Переріз, м ²	Обсяг, м ³	Вартість виробки, грн/м ³	Капітальні витрати, грн
Відкатний квершлаг гор. - 550	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Відкатний квершлаг гор. - 600	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Відкатний квершлаг гор. - 650	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Відкатний квершлаг гор. - 700	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Приствольний двір	1	150	25	3750	3000	11 250 000
Транспортний ухил	1	300	16	4800	2800	13 440 000
Відкатний штрек	4	800	18	57600	2000	115 200 000
Вент.-закладний квершлаг	1	400	18	7200	2500	18 000 000
Вент.-закладний штрек	1	800	18	14400	2000	28 800 000
Рудоперепуск	3	50	6	900	4000	3 600 000
Вент. повстаючий	1	150	8	1200	4500	5 400 000
Всього:				18 650		267 690 000

Таблиця 2.4 Розподіл капітальних витрат (Варіант 1)

Етап	Розкривний поверх	Запаси, млн тонн: балансові	Запаси, млн тонн: в охоронних ціликах	Запаси, млн тонн: активні	Кв/Кр	Кількість рудної маси, тис. тонн	Кап. витрати на розкриття поверху, млн грн
I	1	34,05	1,70	32,35	0,95 / 0,1	34 147	92,14
	2	34,05	1,70	32,35	0,95 / 0,1	34 147	92,15
Всього		68,10	3,40	64,70		68 294	184,29

Виробнича потужність рудника, млн тонн/рік – 1,5

Таблиця 2.5 Розподіл капітальних витрат (Варіант 2)

Етап	Розкривний поверх	Запаси: балансові (млн т)	Запаси: в охоронних ціликах (млн т)	Запаси: активні (млн т)	Кв/Кр	Кількість рудної маси (тис. т)	Кап. витрати на розкриття поверху (млн грн)
I	1-4	68,10	3,40	64,70	0,95 / 0,10	68 294	267,69
Всього		68,10	3,40	64,70		68 294	267,69

Календарний графік розтину складається визначення термінів будівництва рудника і розкриття поверхів, він показує, які вироблення й у якій послідовності слід проводити для своєчасного розкриття запасів.

Вихідною інформацією для побудови календарного графіка служить графік відпрацювання родовища, з якого видно до якого року необхідно розкривати поверхи.

У міру відпрацювання родовища відбувається зміна довжини відкатки, висоти підйому руди, числа і довжини виробок, що підтримуються, що веде до зміни величини експлуатаційних витрат, як правило, у більшу сторону. Тому експлуатаційні витрати слід визначати за період відпрацювання кожного поверху або групи поверхів, що об'єднуються окремим етапом розтину та відпрацювання родовища.

Таблиця 2.6 Розрахунок експлуатаційних витрат (Варіант 1)

Найменування витрат	Розрахунок:			Витрати, млн грн
	Довжина, м	Час підтримання, років	Собівартість, тис. грн/(м·рік)	
1. Підтримання виробок				
Клітьовий ствол	710	43	10,0	305,30
Скіповий ствол	720	43	10,0	309,60
Вентиляційний ствол	710	43	10,0	305,30
Вентиляційно-закладний ствол	710	43	10,0	305,30
Вент.-закладний квершлаг	400	43	5,0	86,00
Вент.-закладний штрек	800	43	5,0	172,00
Відкатний квершлаг гор. -600	500	43	5,0	107,50
Відкатний квершлаг гор. -700	500	43	5,0	107,50
Відкатний штрек гор. -600/-700	1600	43	5,0	344,00
2. Підземний транспорт руди	-	43	60,0 млн грн/рік	2580,00
3. Підйом руди	-	43	75,0 млн грн/рік	3225,00
4. Водовідлив	-	43	20,0 млн грн/рік	860,00
Всього уточнених витрат за розглянутий період експлуатації				8707,50
у т.ч. середні річні витрати				202,50

Вибір оптимального варіанта розкриття здійснюється за критерієм мінімуму зведених витрат. Витрати (капітальні та експлуатаційні) за варіантами можуть значно відрізнятися за величиною і здійснюватися в різний час, що вимагає їх зведення до одного й того ж моменту часу. Зведення (дисконтування) витрат зазвичай виконують до моменту здачі рудника в експлуатацію або до початку будівництва.

Таблиця 2.7 Розрахунок експлуатаційних витрат (Варіант 2)

Найменування витрат	Розрахунок:			Витрати, млн грн
	Довжина, м	Час підтримання, років	Собівартість, тис. грн/(м·рік)	
1. Підтримання виробок				
Відкатний штрек (4 шт.)	3200	43	5,0	688,00
Відкатний квершлаг гор. -550	400	43	5,0	86,00
Відкатний квершлаг гор. -600	400	43	5,0	86,00
Відкатний квершлаг гор. -650	400	43	5,0	86,00
Відкатний квершлаг гор. -700	400	43	5,0	86,00
2. Підземний транспорт руди	-	43	80,0 млн грн/рік	3440,00
3. Підйом руди	-	43	75,0 млн грн/рік	3225,00
4. Водовідлив	-	43	20,0 млн грн/рік	860,00
Всього уточнених витрат за розглянутий період експлуатації*				10 040,50
у т.ч. середні річні витрати				233,50

При рівноцінних варіантах розкриття, коли витрати відрізняються не більше ніж на 10%, остаточний вибір способу розкриття проводиться з урахуванням технічних факторів.

Коефіцієнт ефективності гірничо-капітальних робіт:

$$k_e = \frac{Q_v}{V_{гкр}}$$

де Q_v - кількість розкритих запасів, тис. тонн; $V_{гкр}$ - обсяг гірничо-капітальних робіт, м³.

Коефіцієнт ефективності гірничо-капітальних робіт для першого варіанта складе:

$$k_e = \frac{41629}{198210} = 0,21 \text{ тис. тонн/м}^3$$

А для другого варіанта:

$$k_e = \frac{41629}{238254} = 0,17 \text{ тис. тонн/м}^3$$

Питомі капітальні витрати обчислюються за формулою:

$$З_{\text{пит.кап}} = \sum \frac{З_{\text{к}}}{Б_{\text{е}}}$$

де $З_{\text{к}}$ - капітальні витрати, грн; $Б_{\text{е}}$ - експлуатаційні запаси родовища, т.

Для варіанта 1 вони складуть:

$$З_{\text{пит.кап}} = \sum \frac{1094080800}{41629578} = 26,3 \text{ грн/тонн}$$

Для варіанта 2:

$$З_{\text{пит.кап}} = \sum \frac{1315148340}{41629578} = 31,6 \text{ грн/тонн}$$

Коефіцієнт підготовки визначається як:

$$k_{\text{п}} = \frac{1000 \cdot L}{Q_{\text{п}}}, \text{ м/1000 т}$$

де L - сумарна довжина гірничо-підготовчих виробок, м; $Q_{\text{п}}$ - кількість підготовлених запасів, т.

Для варіанта 1 він складе:

$$k_{\text{п}} = \frac{1000 \cdot 9781}{41629578} = 0,23 \text{ м/1000 т}$$

Для другого варіанта:

$$k_{\text{п}} = \frac{1000 \cdot 11501}{41629578} = 0,28 \text{ м/1000 т}$$

Питома витрата гірничо-підготовчих робіт розраховується за формулою:

$$q_{\text{гпр}} = \frac{V_{\text{гпр}}}{Q_{\text{п}}}, \text{ м}^3/\text{т}$$

де $V_{\text{гпр}}$ - сумарний обсяг гірничо-підготовчих виробок, м^3 .

Для першого варіанта:

$$q_{\text{гпр}} = \frac{66960}{49288152} = 0,0016 \text{ м}^3/\text{т}$$

Для другого варіанта:

$$q_{\text{гпр}} = \frac{65070}{49288152} = 0,0015 \text{ м}^3/\text{т}$$

Норма погашення гірничо-підготовчих робіт визначається за формулою:

$$H_{\text{гпр}} = \frac{(V_{\text{гпр}} \cdot C_{\text{гпр}} - D_{\text{гпр}} \cdot C_{\text{сд}}) \cdot K_{\text{к}}}{Q_{\text{п}} \cdot K_{\text{н}}}$$

де $C_{\text{гпр}}$ - питома вартість проведення гірничо-підготовчих виробок, $\text{грн}/\text{м}^3$;
 $C_{\text{сд}}$ - собівартість видобутку 1 т руди (без урахування погашення гірничо-підготовчих робіт), $\text{грн}/\text{т}$; $D_{\text{гпр}}$ - кількість попутно видобутої руди під час проведення гірничо-підготовчих робіт, т.

Для першого варіанта:

$$D_{\text{гпр}} = d_{\text{гпр}} \cdot V_{\text{гпр}} \cdot \gamma_p = 0,01 \cdot 66960 \cdot 3,3 = 2209,7 \text{ т}$$

$$H_{\text{гпр}} = \frac{(66960 \cdot 2218 - 2209,7 \cdot 680) \cdot 0,887}{41629578 \cdot 0,914} = 3,4 \text{ грн}/\text{т}$$

Для другого варіанта:

$$D_{\text{гпр}} = d_{\text{гпр}} \cdot V_{\text{гпр}} \cdot \gamma_p = 0,01 \cdot 65070 \cdot 3,3 = 2147,3 \text{ т}$$

$$H_{\text{гпр}} = \frac{(65070 \cdot 2218 - 2147,3 \cdot 680) \cdot 0,887}{41629578 \cdot 0,914} = 3,3 \text{ грн/т}$$

На основі попередніх розрахунків визначаються основні техніко-економічні показники розкриття та підготовки родовища. Зіставлення техніко-економічних показників переконливо свідчить на користь першого варіанта розкриття, який передбачає застосування проміжного відкатного горизонту та рудоспусків. Даний варіант характеризується вищим коефіцієнтом ефективності гірничо-капітальних робіт та меншими питомими капітальними витратами на одну тонну видобутої руди. Хоча норма погашення гірничо-підготовчих робіт у другому варіанті є незначно нижчою, загальна капіталомісткість погоризонтної схеми та високі експлуатаційні витрати на підтримання великої кількості діючих відкатних виробок роблять її менш рентабельною.

Питомі зведені витрати розраховуються за наступною формулою:

$$З_{\text{пр}} = \frac{E \cdot K_{\text{к}}}{B \cdot K_{\text{н}}} + \frac{E_{\text{н}} \cdot K}{A_{\text{г}}}, \text{ грн/т}$$

Питомі зведені витрати для першого варіанта складуть:

$$З_{\text{пр}} = \frac{4286,4 \cdot 0,88}{41,6 \cdot 0,96} + \frac{0,15 \cdot 730,1}{1,5} = 186 \text{ грн/т}$$

Питомі зведені витрати для другого варіанта становлять:

$$З_{\text{пр}} = \frac{4265,5 \cdot 0,88}{41,6 \cdot 0,96} + \frac{0,15 \cdot 1755,3}{1,5} = 270 \text{ грн/т}$$

Різниця зведених витрат за конкуруючими варіантами у відсотковому співвідношенні визначається таким чином:

$$\left(\frac{270}{186} - 1 \right) \cdot 100 = 45\%$$

Таблиця 2.8 Техніко-економічні показники

Найменування	Значення варіанту	
	1	2
Балансові запаси, тис. тонн	68 100	68 100
Річна продуктивність по покладу мідистих руд, тис. тонн	1 500	1 500
Коефіцієнт вилучення з надр, частки од.	0,95	0,95
Коефіцієнт зміни якості (розубожування), частки од.	0,10	0,10
Термін експлуатації підприємства Т, років	43	43
Коефіцієнт ефективності ГКР k_e , тис. тонн/м ³	0,21	0,17
Питомі капітальні витрати k_u , грн/т	26,3	31,6
Коефіцієнт підготовки k_p , м/1000 т	0,23	0,28
Питома витрата ГПП $q_{гпр}$, м ³ /т	0,0016	0,0015
Норма погашення гірничо-підготовчих робіт, грн/т	3,4	3,3
Питомі зведені витрати, грн/тонн	-	-

Аналіз отриманих результатів показує, що зведені витрати за другим варіантом більші, ніж за першим на 45%. З огляду на це, враховуючи значну економічну перевагу та виправивши логічну неточність у вихідних даних, цілком доцільно та обґрунтовано застосовувати перший варіант розкриття родовища.

Таким чином, для умов мідистих руд Волинського родовища остаточно приймається до подальшого проектування перший варіант розкриття як найбільш економічно та технологічно обґрунтований.

3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Передбачається проходка відкатного квершлага довжиною 800 м. Проходка здійснюється у стійких, міцних породах з коефіцієнтом міцності за шкалою професора М.М. Протодьяконова $f = 14$, що дозволяє у більшості випадків проводити виробки без застосування постійного кріплення. Для проведення виробок застосовується буропідрильний спосіб, у якому основними виробничими процесами є буріння шпурів, їх заряджання та підривання, провітрювання і подальше приведення вибою у безпечний стан, а також навантаження відбитої гірничої маси. Транспортування гірничої маси здійснюється контактним електровозом 14КР-2А (ширина 1240 мм, висота по кабіні 1550 мм, ширина колії 900 мм). вагонеткою ВГ-4,5 (ширина 1350 мм, висота 1550 мм). Висота підвіски контактної провідки $h_{\text{кп}} = 2200$ мм.

Розрахунок будемо вести за найбільшими розмірами рухомого складу - за вагонеткою, що має ширину $A = 1350$ мм та висоту $h = 1550$ мм.

Визначення форми та розмірів поперечного перерізу.

Для порід міцністю $f \geq 14$ застосовується форма виробки прямокутно-склепінчаста. Під час розрахунку розмірів і площі перерізу виробки у світлі враховують зазори, що відповідають вимогам правил безпеки.

Довжина виробки $L = 800$ м.

Висота електровоза від головки рейок $h_o = 1550$ мм.

Висота вагонетки $h_{ov} = 1550$ мм.

Висота рейок $h_p = 128$ мм .

Висота шпали $h_{ш} = 120$ мм.

Висота від баластного шару до головки рейок:

$$h_a = h_p + \frac{1}{3} \cdot h_{ш}, \text{ мм}$$

$$h_a = 128 + \frac{1}{3} \cdot 120 = 168 \text{ мм.}$$

Висота баластного шару:

$$h_{\delta} = \frac{2}{3} \cdot h_{\text{ш}} + 100, \text{ мм}$$

$$h_{\delta} = \frac{2}{3} \cdot 120 + 100 = 180 \text{ мм.}$$

Висота від підшви виробки до головки рейок:

$$h_{\text{в}} = h_{\text{а}} + h_{\delta}, \text{ мм}$$

$$h_{\text{в}} = 168 + 180 = 348 \text{ мм.}$$

Ширина електровоза $A_e = 1240$ мм.

Ширина вагонетки $a = 1350$ мм.

Висота виступаючого з вагонетки конуса гірничої маси:

$$h_{\text{кн}} = (0,5 \cdot a \cdot \text{tg} \gamma) - 100, \text{ мм}$$

$$h_{\text{кн}} = (0,5 \cdot 1350 \cdot \text{tg} 36^{\circ}) - 100 = 390 \text{ мм.}$$

Висота від головки рейок до вершини конуса:

$$h_{\text{к}} = h_{\text{ов}} + h_{\text{кн}}, \text{ мм}$$

$$h_{\text{к}} = 1550 + 390 = 1940 \text{ мм.}$$

Висота стінки виробки від головки рейок:

$$h_1 = 1800 + h_{\delta}, \text{ мм}$$

$$h_1 = 1800 + 180 = 1980 \text{ мм.}$$

Висота виробки від баласту:

$$h_2 = h_1 + h_a, \text{ мм}$$

$$h_2 = 1980 + 168 = 2148 \text{ мм.}$$

Висота виробки від підосви:

$$h_3 = h_2 + h_5, \text{ мм}$$

$$h_3 = 2148 + 180 = 2328 \text{ мм.}$$

Товщина кріплення $d = 250$ мм.

Розмір проходу на висоті 1800 мм від рівня баластного шару $N = 700$ мм.

Ширина одноколіїної виробки у світлі на рівні рухомого складу:

$$B = m + A + n, \text{ мм}$$

$$B = 250 + 1350 + 700 = 2300 \text{ мм.}$$

Ширина одноколіїної виробки у світлі на рівні рухомого складу з урахуванням кріплення:

$$B_1 = B + 2 \cdot d, \text{ мм}$$

$$B_1 = 2300 + 2 \cdot 250 = 2800 \text{ мм.}$$

Висота коробкового склепіння:

$$h_c = \frac{B}{3}, \text{ мм}$$

$$h_c = \frac{2300}{3} = 767 \text{ мм.}$$

Висота виробки в проходці:

$$H_1 = h_3 + h_c, \text{ мм}$$

$$H_1 = 2328 + 767 = 3095 \text{ мм.}$$

Розмір проходу на рівні рухомого складу $n = 700$ мм.

Розмір зазору між кріпленням та електровозом на рівні рухомого складу $m = 250$ мм.

Радіус осьової дуги коробкового склепіння:

$$R = 0,692 B, \text{ мм}$$

$$R = 0,692 * 2300 = 1592 \text{ мм.}$$

Радіус бічної дуги коробкового склепіння:

$$r = 0,262 B, \text{ мм}$$

$$r = 0,262 * 3900 = 1022 \text{ мм.}$$

Площа поперечного перерізу у світлі:

$$S_{\text{св}} = B * (H_1 + 0,26 B), \text{ м}^2$$

$$S_{\text{св}} = 2,300 * (3,095 + 0,26 * 2,300) = 8,5 \text{ м}^2$$

Проектна площа перерізу виробки в чорні:

$$S_{\text{ч}} = B_1 (h_3 + 0,26 B_1), \text{ м}^2$$

$$S_{\text{ч}} = 2,800 * (2,328 + 0,26 * 2,800) = 8,6 \text{ м}^2$$

Площа перерізу виробки в проходці:

$$S_{\text{пр}} = (1,02 \div 1,05) * S_{\text{ч}} \text{ м}^2$$

$$S_{\text{пр}} = 1,05 * 8,6 = 9 \text{ м}^2$$

У зв'язку з необхідністю подачі великої кількості повітря приймаємо переріз виробки у світлі $S_{\text{св}} = 18 \text{ м}^2$.

Ширина виробки у світлі на рівні рухомого складу:

$$B = m + 2A + n + k, \text{ мм}$$

$$B = 300 + 2 \cdot 1350 + 250 + 700 = 3950 \text{ мм}$$

Проектна площа перерізу виробки в чорні:

$$S_{\text{ч}} = S_{\text{св}} + B h_{\text{б}}, \text{ м}^2$$

$$S_{\text{ч}} = 18 + 3,950 * 0,18 = 18,71 \text{ м}^2$$

Площа перерізу виробки в проходці визначається з урахуванням коефіцієнта переборів породи:

$$S_{\text{пр}} = (1,02 \div 1,05) * S_{\text{ч}}, \text{ м}^2$$

$$S_{\text{пр}} = 1,05 * 18,71 = 19,65 \text{ м}^2.$$

Розрахований переріз у проходці (рис. 3.1), де відображено всі основні габарити, включаючи ширину 3950 мм, радіуси склепіння R2730 і R1022, а також розташування колії та вентиляційного перекриття.

На основі виконаних розрахунків і прийнятих габаритів обладнання формується підсумкова таблиця параметрів поперечного перерізу виробки. Дані зводяться з урахуванням необхідності збільшення перерізу для забезпечення подачі необхідної кількості повітря.

Таблиця 3.1 Розрахунок перерізу виробки з урахуванням застосовуваного обладнання та мінімальних зазорів

Назва розміру	Позначення та значення розмірів
Висота рейок, мм (РЗЗ) h_p	128
Висота шпали, м $h_{ш}$	0,120
Висота електровоза від головки рейок, мм h_e	1550
Ширина електровоза, мм A	1240
Висота вагонетки від головки рейок, мм h_b	1550
Ширина вагонетки, мм a	1350
Висота від баластного шару до головки рейок, мм h_a	168
Висота стінки виробки від головки рейок, мм h_1	1980
Висота баластного шару, мм h_6	180
Висота від підшви виробки до головки рейок, мм h_b	348
Висота стінки виробки від баласту, мм h_2	2148
Висота стінки виробки від підшви, мм h_3	2328
Висота конуса гірничої маси, що виступає з вагонетки, мм $h_{кн}$	390
Висота коробкового склепіння, мм h_c	767
Висота виробки в проходці за наявності кріплення, мм H_1	3095
Ширина проходу на висоті 1800 мм від рівня баластного шару, мм n	700
Зазор між кріпленням і габаритом рухомого складу, мм m	250
Ширина двоколісної виробки у світлі, мм B	3950
Радіус осьової дуги коробкового склепіння, мм R	2730
Радіус бічної дуги коробкового склепіння, мм r	1022
Проектна площа перерізу виробки, m^2 $S_{пр}$	19,65

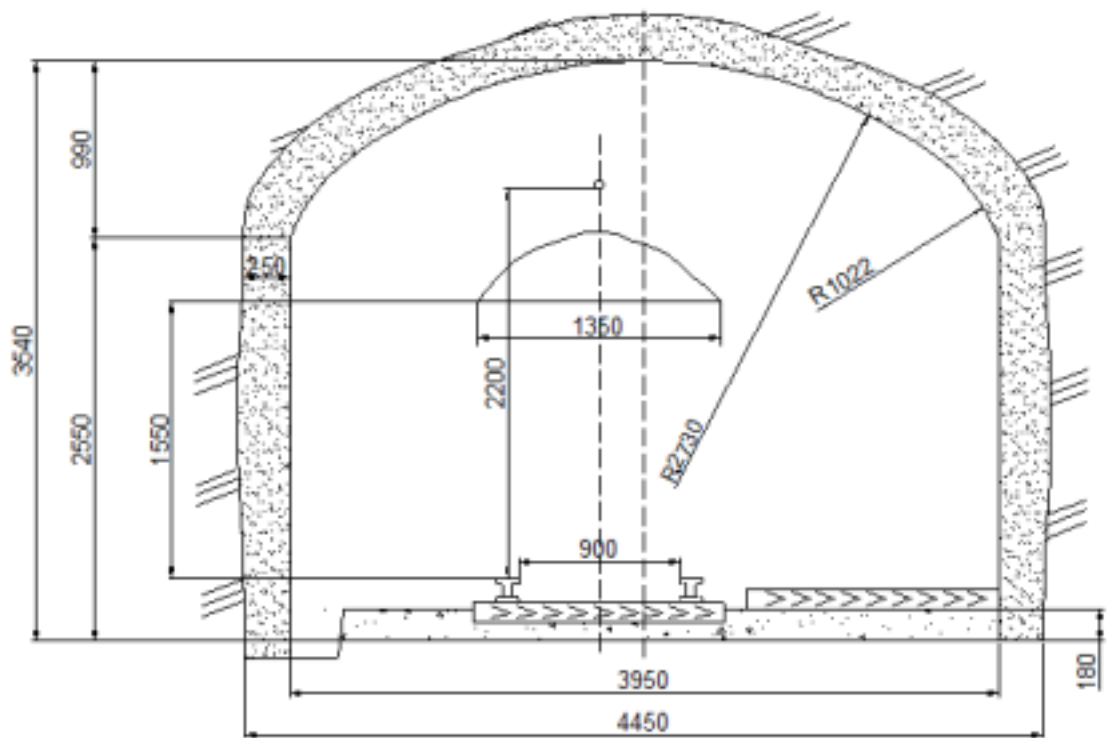


Рис. 3.1 Переріз виробки

Згідно з Державними будівельними нормами (ДБН), вибір кріплення здійснюється за безрозмірним показником стійкості порід:

$$\Pi_y = \frac{\gamma \cdot H_p}{R_{сж}}$$

де γ - об'ємна вага порід, т/м³ ($\gamma = 3,3$ т/м³);

H_p - розрахункова глибина розташування виробки, м ($H_p = 700$ м);

$R_{сж}$ - розрахунковий опір порід стисканню, кПа.

$$R_{сж} = G_{сж} K_c \xi, \text{ кПа}$$

де $G_{сж}$ - межа міцності порід на одновісне стискання, кПа;

K_c - коефіцієнт структурного ослаблення, частки од. ($K_c = 0,9$);

ξ - коефіцієнт тривалої міцності, частки од. ($\xi = 0,9$).

$$G_{сж} = f \cdot 10 = 14 \cdot 10 = 140 \cdot 10^3 \text{ кПа.}$$

$$R_{сж} = 140 \cdot 10^3 \cdot 0,9 \cdot 0,9 = 113,4 \cdot 10^3 \text{ кПа.}$$

$$\Pi_y = \frac{41 \cdot 700}{113,4 \cdot 10^3} = 0,3$$

Оскільки $P_y = 0,3$, то застосовуємо монолітне бетонне кріплення (Табл. 2.1)

Для монолітного бетонного кріплення за емпіричними формулами розраховується його товщина в замку склепіння, а потім за цією величиною визначається товщина бетону в п'яті склепіння, у стінках та у фундаменті.

$$d_3 = 0,06 \cdot \sqrt{\frac{2a}{h_c}} \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{2a}{f}}\right), \text{ м}$$

де a — напівпроділ виробки в чорні;

h_c — висота коробкового склепіння;

f — коефіцієнт міцності порід.

$$d_3 = 0,06 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 2,225}{990}} \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{2 \cdot 2,225}{14}}\right) = 0,17 \text{ м.}$$

Остаточно приймаємо товщину замка $d_3 = 0,25$ м.

Товщина п'яти склепіння:

$$d_n = 1,2 d_3, \text{ м}$$

$$d_n = 1,2 \cdot 0,25 = 0,3 \text{ м.}$$

Товщина стін:

$$d_{cm} = 1,2 \cdot 0,25 = 0,3 \text{ м.}$$

Товщина фундаменту:

$$d_\phi = 1,2 \cdot 0,25 = 0,3 \text{ м.}$$

Спосіб проведення гірничої виробки залежить від властивостей пересічуваних порід, розмірів поперечного перерізу виробки та її положення у просторі.

Залежно від властивостей пересічуваних виробками порід розрізняють способи проведення виробок у звичайних (звичайний спосіб проведення виробок) та складних (спеціальний спосіб проведення виробок) гірничо-геологічних умовах.

До спеціального способу проведення виробок відносять проведення виробок у пухких водонасичених породах та у стійких тріщинуватих вельми водорясних породах.

До звичайного способу проведення виробок відносять проведення виробок у міцних однорідних породах (квершлаги, польові штреки, камери), коли виїмку породи здійснюють переважно за допомогою буропідливних робіт.

М'яких однорідних породах, коли виїмка породи може здійснюватися прохідницькими комбайнами, а також у неоднорідних породах, коли необхідно проводити роздільну виїмку корисної копалини та пустих порід.

Залежно від розмірів поперечного перерізу виробки розрізняють два способи їх проведення. Перший спосіб передбачає проведення суцільним вибоєм, коли роботи з виїмки породи виконують одразу по всій площі вибою. Другий спосіб здійснюється уступним (складним) вибоєм, коли вибій поділяють на кілька уступів і роботи з виїмки породи виконують у кожному уступі самостійно.

Залежно від матеріалу постійного кріплення застосовують дві схеми проведення гірничих виробок. Перша схема передбачає зведення постійного кріплення безпосередньо у вибої виробки. Друга схема реалізується зі зведенням постійного кріплення на певній відстані від вибою виробки та з використанням тимчасового привибійного кріплення (застосовується при кам'яному, залізобетонному та змішаному кріпленнях).

Для заданих гірничо-геологічних умов приймаємо спосіб проведення суцільним вибоєм без зведення постійного кріплення.

Відбійка здійснюється буропідривним способом. Буріння шпурів виконується за допомогою бурової установки УБШ-303. Тип податчика — телескопічний, хід подачі становить 2,8 м.

Вантажна машина 1ППН-5 призначена для навантаження відокремленої від масиву гірничої маси з межею міцності порід на стискання не більше 190 МПа та крупністю не більше 400 мм у транспортні засоби під час проведення горизонтальних (з кутом нахилу до 5 градусів) гірничих виробок перерізом у світлі не менше 6 м² у шахтах, небезпечних за газом (метаном) або вугільним пилом.

Технологія бурових робіт базується на тому, що для проходки виробок із застосуванням самохідних бурових установок використовують прямі вруби.

Оббурювання вибою здійснюється згідно з паспортом буропідривних робіт. Спочатку буряться врубові шпури, потім контурні біля підшови та бортів виробки, а після цього - допоміжні та контурні біля покрівлі виробки.

Контроль за якістю оббурювання полягає у перевірці напрямку та глибини кожного шпуру. Такий контроль на робочому місці здійснюється бригадиром або гірничим майстром.

Вибухові речовини отримує майстер-підривник на складі вибухових матеріалів за наряд-путівкою. Доставляє вибухові речовини у вибій майстер-підривник із помічниками. Згідно з правилами безпеки, майстер-підривник несе засоби ініціювання та вибухові речовини загальною масою не більше 12 кг. Патрони-бойовики майстер-підривник виготовляє безпосередньо у вибої. Для ініціювання зарядів застосовуються неелектричні системи ініціювання, що відповідає сучасним вимогам безпеки та напрямку оптимізації робіт (усуваючи зазначену в початкових даних суперечність щодо електродетонаторів). Заряджання шпурів проводить майстер-підривник вручну.

Контроль за заряджанням шпурів здійснює змінний інженерно-технічний працівник дільниці. Підривання проводить майстер-підривник, обов'язково перебуваючи в безпечному місці, на свіжому струмені повітря і не ближче ніж за 150 м від вибою. Після підривання вибій ретельно провітрюють.

Розрахунок параметрів і показників буропідричних робіт.

Для проведення підричних робіт приймаємо промислову вибухову речовину - амоніт № 6ЖВ. Його основні фізико-технічні характеристики: діаметр патрона становить 36 мм, маса патрона - 250 г, довжина патрона - 200 мм. Щільність вибухової речовини у патронах дорівнює 1 г/см³, щільність заряджання також становить 1 г/см³.

Вибір діаметра шпуру та способу підривання ґрунтується на гірничо-геологічних умовах. Спосіб підривання приймається неелектричний. Використовується бурова коронка типу ККП43-25, що забезпечує діаметр шпуру 43 мм.

Загальна кількість шпурів на один цикл проходки визначається за такою емпіричною формулою:

$$N = \frac{12,7 \cdot q_{\text{вп}} \cdot S}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot K_3}$$

де N — кількість шпурів у комплекті, шт.; $q_{\text{вп}}$ - питома витрата вибухової речовини, кг/м³; S — площа перерізу виробки в проходці, м²; K_3 - коефіцієнт заповнення шпурів вибуховою речовиною, частки одиниці; Δ - щільність заряджання вибухової речовини, г/см³; d_n -діаметр заряду (патрона) вибухової речовини, см.

Підставивши вихідні розрахункові дані, отримуємо необхідну кількість шпурів для відбійки масиву:

$$N = \frac{12,7 \cdot 1,86 \cdot 19,65}{1 \cdot 12,96 \cdot 0,85} = 42 \text{ шт.}$$

Для орієнтовних розрахунків питому витрату вибухової речовини встановлюють за формулою професора М.М. Покровського.

$$q_{\text{вв}} = 0,1 \text{ } f f_o \text{ } U m \text{ } e \text{ , кг/м}^3$$

де $q_{\text{вв}}$ - питома витрата вибухової речовини, кг/м³;

f - коефіцієнт міцності за шкалою професора М.М. Протодьяконова;

f_o - коефіцієнт структури породи;

U - коефіцієнт затискання, що враховує величину площі вибою виробки та кількість оголених площин;

m - коефіцієнт, що враховує діаметр колонки;

e - коефіцієнт працездатності вибухової речовини, що дорівнює відношенню працездатності 62%-го динаміту та працездатності застосовуваної вибухової речовини.

$$U = 6,5 / \sqrt{S} = 6,5 / \sqrt{19,65} = 1,5$$

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

$$e = P / P_{\text{вв}} = 380 / 380 = 1$$

Приймаємо загальну кількість шпурів 42.

Кількість шпурів у прямому призматичному врубі:

$$N_{\text{вр}} = (2h_k / a) + 2, \text{ шт.}$$

де $a = 0,7$ м — відстань між парами збіжних шпурів;

h_k — висота клинового врубу, м.

$$N_{\text{вр}} = (2 * 1,1 / 0,7) + 2 = 5$$

Висота врубу визначається за формулою:

$$h_k = W_{\text{от}} = 47d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma e U_{\text{отб}}}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{\frac{1,1}{3,3 \cdot 1 \cdot 0,9}} = 1,1 \text{ м.}$$

Приймаємо кількість врубових шпурів 5 шт.

Кількість контурних шпурів:

$$N_{ок} = 4,1 \sqrt{\frac{S}{b}} = 4,1 \cdot \sqrt{\frac{19,65}{0,5}} = 26 \text{ шт.}$$

де b - коефіцієнт, що залежить від міцності порід, частки од.

Кількість допоміжних відбійних шпурів:

$$N_o = N - N_{ер} - N_{ок} = 42 - 5 - 26 = 11 \text{ шт.}$$

Приймаємо кількість контурних шпурів 26.

Відстань між контурними шпурами:

$$a_{ок} = (0,6 - 0,7)W_{от} = 0,6 * 1,1 = 0,66 \text{ м} = 660 \text{ мм.}$$

Розрахунок кількості контурних шпурів по підосві:

$$N_{п} = \frac{B_{в}^{підосв}}{a_{ок}} + 1 = \frac{4450}{660} + 1 = 8 \text{ шт.}$$

Фактична відстань між шпурами по підосві:

$$a_{\phi} = \frac{B_{в}^{підосв}}{N_{п} - 1} = \frac{3950}{8 - 1} = 0,57 \text{ м}$$

Кількість шпурів по покрівлі:

$$N_{к} = \frac{B_{в}^{покр}}{a_{ок}} + 1 = \frac{4450}{660} + 1 = 8 \text{ шт.}$$

Фактична відстань між шпурами по покрівлі:

$$a_{\phi} = \frac{B_{\text{кр}}}{N_{\text{ш}} - 1} = \frac{3950}{8 - 1} = 0,56 \text{ м.}$$

Розрахунок кількості контурних шпурів по бортах:

$$N_{\text{б}} = \frac{B_{\text{б}}}{a_{\text{ок}}} + 1 = \frac{2550}{660} + 1 = 5 \text{ шт.}$$

Фактична відстань між шпурами по бортах:

$$a_{\phi}^{\text{б}} = \frac{B_{\text{б}}}{N_{\text{б}} - 1} = \frac{2550}{5 - 1} = 0,64 \text{ м.}$$

Перевіряємо розрахункову кількість шпурів графічною побудовою.

Комплексна норма часу (H_k) необхідна для розрахунку потреби в трудовитратах під час проектування організації робіт у вибої, розрахунку довжини уходки, а також розрахунку оплати праці прохідників.

За технологічними вимогами та гірничо-геологічними умовами проектується поперечний переріз виробки у світлі та в чорні, вид і конструкції кріплення, спосіб і схема проведення, необхідне прохідницьке обладнання та комплекс БПР.

До складу табличної норми часу на буріння входить: отримання матеріалів та інструменту; налаштування освітлення; підготовка перфораторів до роботи; забурка та буріння шпурів; перехід до буріння наступного шпуру; чищення та продування шпурів; заміна коронок і бурів; від'єднання шлангів від магістралі; прибирання інструменту, механізмів та робочого місця.

Провітрювання вибою відбувається у міжзмінну перерву, отже, його не враховуємо під час підрахунків суми трудовитрат за процесом (табл 2.8).

Буріння шпурів здійснює 1 особа. Зміна 7 год

Таблиця 3.2 Розрахунок комплексної норми часу

Найменування процесу	Норма часу, (люд.-год./од., маш.-год./од.) : таблична, Н _т	Норма часу, (люд.-год./од., маш.-год./од.) : коефіцієнт складності, k	Норма часу, (люд.-год./од., маш.-год./од.) : встановлена, Н _у	Обсяг робіт на 1 м виробки, V ₁	Трудовитрати за процесом, Т _і , люд.-год./1 п.м.
Кріплення	-	-	-	0	0
Буріння, м	0,08	1	0,08	44,1	3,53
Заряджання, м	0,03	1	0,03	44,1	1,32
Навантаження, м ³	0,2	1	0,2	19,65	3,93
Навішування вент. труб	0,35	1	0,35	1	0,35
Провітрювання	-	-	-	0	0
Влаштування тимчасових колій	0,72	1	0,72	1	0,72
Всього:					9,85

Можливе просування вибою за цикл:

$$L_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{ц}} - T_{\text{п.з.}}}{H_{\text{к}}}, \text{ м}$$

де Т_ц - прийнята тривалість циклу, год.;

Т_{п.з.} - тривалість підготовчо-заклучних операцій у циклі, год.

$$L_{\text{ц}} = \frac{7 - 0}{9,85} = 0,7 \text{ м.}$$

Остаточно приймаємо схему робіт у дві зміни. Зарядження та підривання відбувається у міжзмінну перерву. Довжина уходки за цикл становитиме 2 м.

Визначаємо глибину шпурів за формулою:

$$l_{\text{ш}} = \frac{L_{\text{ц}}}{n}, \text{ м}$$

де n - КВШ (коефіцієнт використання шпурів), $n = 0,95$.

$$l_{\text{ш}} = \frac{2}{0,95} = 2,1 \text{ м.}$$

Розробляємо паспорт буропідривних робіт.

Як вибухову речовину (ВР) обираємо - амоніт № 6ЖВ.

Працездатність грануліту АС-8В та амоніту № 6ЖВ однакова - $\rho = 380 \text{ см}^3$.

Поправка питомої витрати ВР з урахуванням площі перерізу виробки $S_{\text{ч}} = 19,65 \text{ м}^2$.

Бурова установка УБШ-303 дозволяє бурити шпури глибиною до 3,9 м.

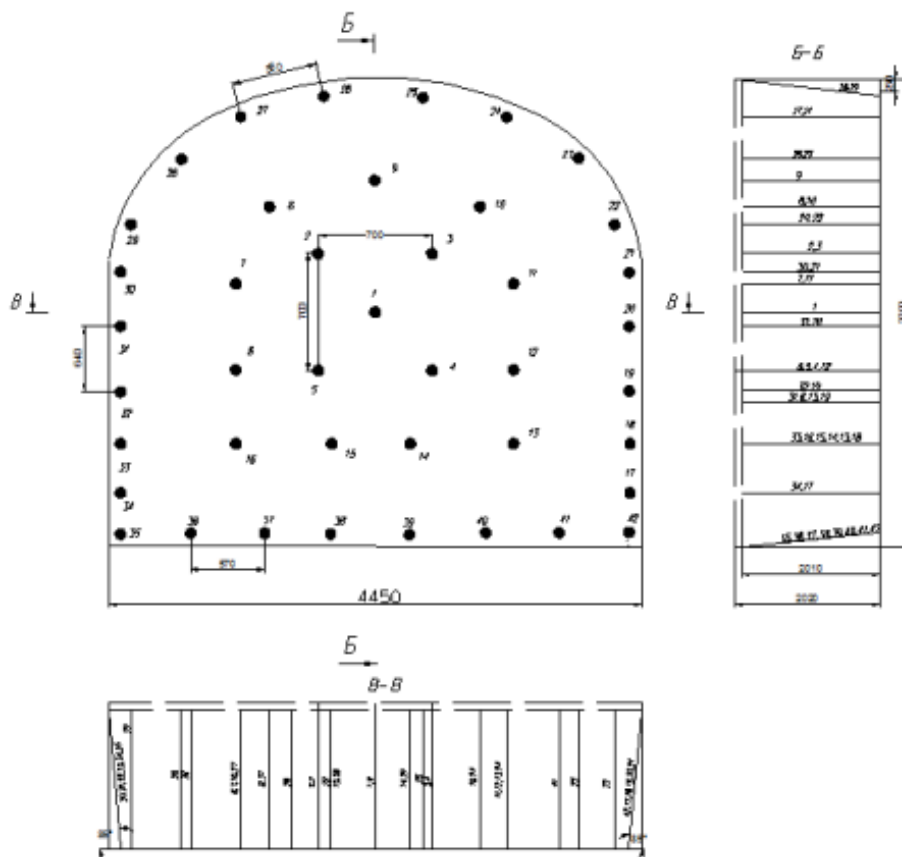


Рис. 3.2 Схема розташування шпурів

За схемою прийнято: врубових шпурів — 5, допоміжних — 11 (№ 6–16), контурних — 26 (№ 17–42). Довжину всіх шпурів приймаємо рівною глибині шпуру $l_{ш} = 2$ м; довжину врубових шпурів приймаємо на 10 см більшою.

Уточнення параметрів БПР (буропідривних робіт)

Уточнюємо величину заряду ВР (вибухової речовини) у кожному шпурі. Для врубових шпурів величину заряду приймаємо на 15-20 % більшою за середню величину заряду, для допоміжних (відбійних) шпурів — на 15-20 % меншою, а для контурних — близько до середньої величини заряду.

Необхідна витрата ВР на цикл:

$$Q = q_{вр} * S * L_{ц}, \text{ кг}$$

$$Q = 1,86 * 19,65 * 2 = 73,1 \text{ кг.}$$

Середня величина заряду в шпурі:

$$q_{ср} = Q / N_{шп} = 73,1/42 = 1,74 \text{ кг.}$$

Маса зарядів:

у врубовому шпурі:

$$q_{в} = 1,2 q_{ср} = 1,2 * 1,74 = 2,09 \text{ кг}$$

у відбійному:

$$q_{ов} = 0,8 q_{ср} = 0,8 * 1,74 = 1,39 \text{ кг}$$

у контурних:

$$q_{ок} = q_{ср} = 1,74 = 1,74 \text{ кг}$$

Фактична витрата ВР:

$$Q_{\phi} = q_{вр} N_{вр} + q_{ом} N_{ом} + q_{ок} N_{ок} \text{ кг}$$

де $q_{вр}$, $q_{всп}$, $q_{ок}$ — величина заряду відповідно у врубівому, допоміжному та контурному шпурах, кг.

$$Q_{\phi} = 2,09 * 5 + 1,39 * 11 + 1,74 * 26 = 70,93 \text{ кг.}$$

Уточнення для патронованої ВР. Кількість патронів у шпурах у врубівому:

$$n_{вр}^п = \frac{q_{вр}}{m_{п}} = \frac{2,09}{0,25} = 8 \text{ патронів.}$$

У відбійних шпурах:

$$n_{отб}^п = \frac{q_{отб}}{m_{п}} = \frac{1,39}{0,25} = 6 \text{ патронів.}$$

У контурних шпурах:

$$n_{ок}^п = \frac{q_{ок}}{m_{п}} = \frac{1,74}{0,25} = 7 \text{ патронів.}$$

де $m_{п}$ — маса патрона, кг.

Фактична витрата патронованої ВР:

$$Q_{\phi} = (8 * 0,25) * 5 + (6 * 0,25) * 11 + (7 * 0,25) * 26 = 72 \text{ кг.}$$

Таблиця 3.3 Черговість підривання

№ шпурів	Найменування шпурів	Глибина шпурів, м	Кут нахилу шпурів, град	Величина заряду в шпурі, кг	Довжина заряду, м	Довжина забійки, м	Черговість підривання
1-5	Врубові	2,2	90	2,09	1,6	0,4	1
6-16	Відбійні	2,1	90	1,39	1,2	0,8	2
17-42	Контурні	2,1	85	1,74	1,4	0,6	3

Об'єм гірничої маси, відбитої за вибух:

$$V = S * l_{\text{ц}} = 19,65 * 2,0 = 41,27 \text{ м}^3$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в проходці, м^2 .

Витрата шпурометрів:

на цикл

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} * N_{\text{вр}} + l_{\text{отб}} * N_{\text{отб}} + l_{\text{ок}} * N_{\text{ок}}, \text{ м/цикл},$$

$$L_{\text{ц}} = 2,2 * 5 + 2,1 * 11 + 2,1 * 26 = 88,7 \text{ м/цикл}.$$

де $l_{\text{вр}}$ — глибина врубових шпурів, м.

на 1 м проходки:

$$L_{1\text{м}} = L_{\text{ц}} / l_{\text{ц}}, \text{ м}$$

$$L_{1\text{м}} = 90,81 / 2,0 = 44,35 \text{ м}.$$

на 1 м^3 гірничої маси:

$$L_{\text{шп 1м}^3} = L_{\text{ц}} / V = 88,7 / 39,3 = 2,3 \text{ м} / \text{м}^3.$$

Витрата ВР:

на цикл:

$$Q_{\phi} = q_{вр} * N_{вр} + q_{отб} * N_{отб} + q_{ок} * N_{ок}, \text{ кг}$$

$$Q_{\phi} = 2,09 * 5 + 1,39 * 11 + 1,74 * 26 = 70,98 \text{ кг}$$

на 1 м проходки:

$$Q_{1\text{п.м.}} = Q_{\phi} / l_y, \text{ кг / 1 п.м.,}$$

$$Q_{1\text{п.м.}} = 70,98 / 2,1 = 33,8 \text{ кг / 1 п.м.}$$

на 1 м³ гірничої маси:

$$q_{\phi} = Q_{\phi} / V = 70,98 / 39,3 = 1,81 \text{ кг / 1 м}^3.$$

Витрата засобів ініціювання:

на цикл:

$$n_{i.м} = n_{ш} = 42 \text{ шт.}$$

на 1 м проходки:

$$n_{i.ш 1м} = n_{i.ш} / l_y = 42 / 2,0 = 21 \text{ шт. / 1 п.м.}$$

на 1 м³ гірничої маси:

$$n_{i.ш 1м3} = n_{i.ш} / V = 42 / 41,27 = 1,02 \text{ шт. / 1 м}^3$$

Таблиця 3.4 Основні показники БПР

Найменування показника	Значення
1. Площа перерізу виробки в проходці, м ²	19,65
2. Довжина виробки, м	800
3. Кількість шпурів на цикл, шт.	42
4. Глибина шпурів у комплекті, м	2,1
5. Коефіцієнт використання шпурів	0,95
6. Просування вибою за вибух, м	2,0
7. Об'єм гірничої маси, відбитої за вибух, м ³	39,3
8. Витрата шпурометрів:	
а) на цикл, п.м/цикл	88,7
б) на 1 п.м виробки, м/1 п.м.	44,35
в) на 1 м ³ гірничої маси, п.м/1 м ³	2,3
9. Витрата ВР:	
а) на цикл, кг	70,98
б) на 1 п.м виробки, кг/п.м.	33,8
в) на 1 м ³ гірничої маси, кг/м ³	1,81
11. Витрата ЗІ (засобів ініціювання):	
а) на цикл, шт.	42
б) на 1 пог. м виробки, шт.	21
12. Місячна швидкість проходки виробки, м/міс.	150
13. Тривалість спорудження виробки, міс.	5,3

Фактична місячна швидкість проходки виробки:

$$E_{\phi} = l_y * n_{p.d} * n_{зм} * n_{ц} = 2,0 * 25 * 3 * 1 = 150 \text{ м/міс}$$

Тривалість спорудження виробки:

$$T_{пр} = L / E_{\phi} = 800 / 150 = 5,3 \text{ міс}$$

4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

У даній кваліфікаційній роботі проведено аналіз та розрахунок вертикальної гірничої виробки, зокрема проходка відрізного повстаючого довжиною 30 м.

Фізико-механічні властивості порід:

- Міцність порід за шкалою М.М. Протодьяконова - 14;
- Порода стійкі;
- Щільність - 4 т/м³;
- Коефіцієнт розпушення - 1,2.

Розрахунок параметрів проходки проводитиметься за схемою (рис. 4.1)

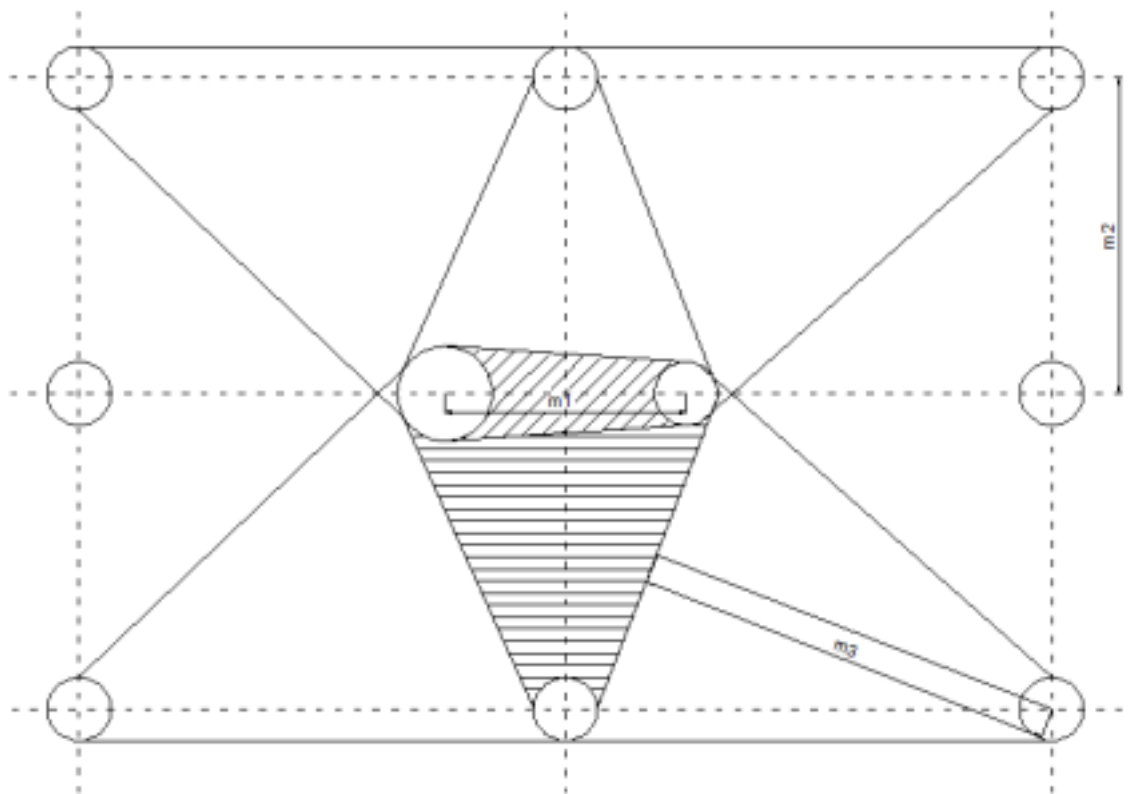


Рис. 4.1 Схема розрахунку відстаней між свердловинами.

Форма виробки прямокутна. Розміри та переріз визначимо графічним способом після побудови схеми розташування свердловин.

При діаметрі компенсаційної свердловини 150 мм і заряджуваних свердловин діаметром 100 мм відстані між свердловинами становлять:

$$m_1 = 3,8d$$

$$m_1 = 3,8 \cdot 100 = 380 \text{ мм}$$

$$m_2 = 5d$$

$$m_2 = 5 \cdot 100 = 500 \text{ мм}$$

$$m_3 = 6,7d$$

$$m_3 = 6,7 \cdot 100 = 670 \text{ мм.}$$

За рисунком 4.2 креслимо схему розташування свердловин і визначаємо переріз виробки.

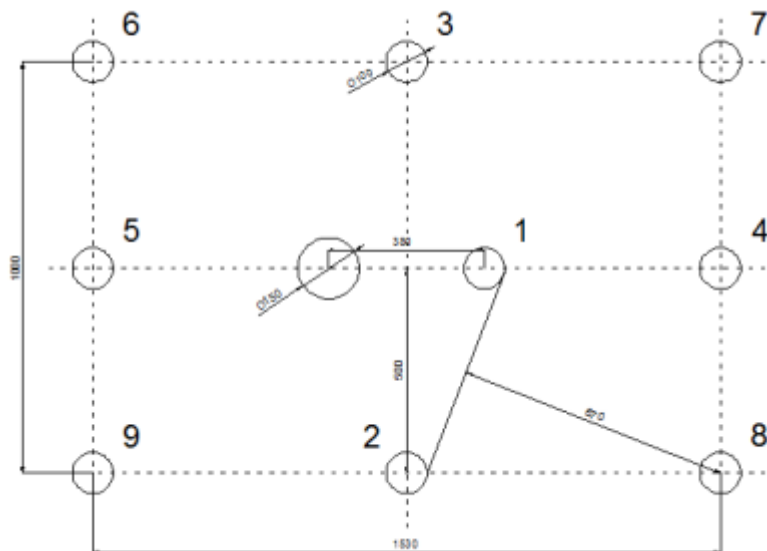


Рис. 4.2 Схема розташування свердловин.

Площа виробки становитиме $S_{\text{св}} = 1,53 \text{ м}^2$.

Відбійка проводиться буропідливним способом. Буріння свердловин здійснюється за допомогою бурової установки Solo DL 420 на всю довжину виробки. Свердловини попередньо готуються до заряджання шляхом тампонування нижньої частини. Для ведення підливних робіт використовуються вибухові матеріали: Грануліт АС-8; засоби ініціювання Іскра-Ш із застосуванням ДПМ.

Розрахунок показників буропідливних робіт.

Кількість свердловин $N = 9$ шт.

Для орієнтовних розрахунків питому витрату ВР встановлюють за формулою професора М.М. Покровського.

$$q_{\text{ВВ}} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot m \cdot e = 0,1 \cdot 14 \cdot 0,9 \cdot 5,25 \cdot 0,32 \cdot 1 = 2,12 \text{ кг/м}^3,$$

де f — коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова;

f_0 — коефіцієнт структури породи;

U — коефіцієнт затискання, що враховує величину площі вибою виробки та кількість оголених площин;

m — коефіцієнт, що враховує діаметр коронки;

e — коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює відношенню працездатності 62%-го динаміту до працездатності застосовуваної ВР.

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S}} = \frac{6,5}{\sqrt{1,53}} = 5,25,$$

$$m = 32/d_k = 32/100 = 0,32,$$

$$e = P/P_{\text{ВВ}} = 1$$

Комплексна норма часу (H_k) необхідна для розрахунку потреби в трудовитратах під час проектування організації робіт у вибої, розрахунку довжини уходки, а також розрахунку оплати праці прохідників.

Буріння здійснює 1 людина за пультом.

Тривалість зміни: 7 годин.

Розрахунок комплексної норми часу зводиться в таблицю 4.1.

Довжина уходки за цикл - 10 м.

Уточнення параметрів БПР (буропідричних робіт)

Необхідна витрата ВР (вибухової речовини) на цикл:

$$Q = q_{\text{ВВ}} \cdot S \cdot l_{\text{ц}}, \text{ кг}$$

$$Q = 2,12 \cdot 1,53 \cdot 10 = 32,4 \text{ кг.}$$

Середня величина заряду у свердловині:

$$q_{\text{ср}} = \frac{Q_p}{N_{\text{сп}}} = \frac{32,4}{9} = 3,6 \text{ кг.}$$

Об'єм гірничої маси, відбитої за вибух:

$$V = S \cdot l_{\text{ц}} = 1,53 \cdot 10 = 15,3 \text{ м}^3$$

де S — площа поперечного перерізу виробки в проходці, м^2 .

Витрата метрів свердловини:

на цикл

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{ц}} \cdot N, \text{ м/цикл}$$

$$L_{\text{ц}} = 10 \cdot 9 = 90 \text{ м/цикл.}$$

на 1 м проходки:

$$L_{1\text{м}} = L_{\text{ц}} / l_{\text{ц}}, \text{ м}$$

$$L_{1\text{м}} = 90 / 10 = 9$$

на 1 м^3 гірничої маси:

$$L_{\text{шт}} 1\text{м}^3 = L_{\text{ц}} / V = 90 / 15,3 = 5,9 \text{ м/1 м}^3.$$

Витрата ВР:

на цикл:

$$Q_{\phi} = q_{\text{ср}} \cdot N \text{ кг}$$

$$Q_{\phi} = 3,6 \cdot 9 = 32$$

на 1 м проходки:

$$Q_{\text{п.м.}} = Q_{\phi} / l_y, \text{ кг/1 п.м}$$

$$Q_{\text{п.м.}} = 32,4 / 10 = 3,24 \text{ кг/1 п.м.}$$

на 1 м³ гірничої маси:

$$q^{\phi} = Q^{\phi} / V = 32,4 / 15,3 = 1,12 \text{ кг/1 м}^3.$$

Витрата засобів ініціювання:

на цикл:

$$n_{\text{i.ш}} = n_{\text{ш}} = 9 \text{ шт.}$$

на 1 м проходки:

$$n_{\text{i.ш 1м}} = n_{\text{i.ш}} / l_y = 9 / 10 = 0,9 \text{ шт./1 п.м}$$

на 1 м³ гірничої маси:

$$n_{\text{i.ш 1м}^3} = n_{\text{i.ш}} / V = 9 / 15,3 = 0,59 \text{ шт./1 м}^3.$$

Фактична місячна швидкість проходки виробки:

$$E_{\phi} = V_{\text{змін}} \cdot n_{\text{зм/доб}} \cdot n_{\text{р.д}} = 6,02 \cdot 3 \cdot 30 = 541,8 \text{ м/міс.}$$

Тривалість спорудження виробки:

$$T_{\text{пр}} = L / (E_{\phi} \cdot 12) = 30 / (541,8 \cdot 12) = 0,0046 \text{ років}$$

де L — довжина заданої виробки, м.

Таблиця 4.1 Розрахунок комплексної норми часу

Найменування процесу	Норма часу, (люд.-год./од.; маш.-год./од.) : Коефіцієнт складності, k	Обсяг робіт на 1 м виробки, V_i	Кіл-ть машин./чоловік
Буріння свердловин, м	1,0	9,0	1
Обслуговування верстата і управління бурінням	1,0	9,0	1
Профілактичні ремонти, огляд і змащування обладнання	1,0	9,0	1
Заміна бурового інструменту	1,0	9,0	1
Допоміжні операції	1,0	9,0	1
Зарядження і підривання	1,0	9,0	1
Відвантаження, м³	1,0	1,53	1
Разом			

Таблиця 4.2 Основні показники БПР

Найменування показника	Значення
1. Площа перерізу виробки в проходці, м²	1,53
2. Довжина виробки, м	30
3. Кількість свердловин на цикл, шт.	9
4. Глибина свердловин у комплекті, м	10
5. Коефіцієнт використання свердловин	1,0
6. Просування вибою за вибух, м	10
7. Об'єм гірничої маси, відбитої за вибух, м³	15,3
8. Витрата метрів свердловини:	
а) на цикл, п.м./цикл	90
б) на 1 п.м виробки, м/1 п.м.	9
в) на 1 м³ гірничої маси, п.м./1 м³	5,9
9. Витрата ВР:	
а) на цикл, кг	32,4
б) на 1 п.м виробки, кг/п.м.	3,24
в) на 1 м³ гірничої маси, кг/м³	1,12
11. Витрата ЗІ (засобів ініціювання):	
а) на цикл, шт.	9
б) на 1 пог. м виробки, шт.	0,9
12. Місячна швидкість проходки виробки, м/міс.	541,8
13. Тривалість спорудження виробки, років	0,0046

5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Гірничий відвід для підземної розробки родовища мідно-нікелевих руд у полі рудника, у тому числі й міднистих руд, розроблений інститутом «Кривбаспроект», затверджений територіальним управлінням Державної служби України з питань праці (Держпраці) та наданий підприємству для розробки корисних копалин

Правилами охорони будівель і споруд встановлено, що жодних додаткових заходів захисту підземних та поверхневих об'єктів від шкідливого впливу підземних розробок не вимагається.

Прийняті в проєкті схема розкриття багатих руд, порядок відпрацювання ділянок шахтного поля, управління гірським тиском, системи розробки та технологічні процеси відповідають умовам безпеки гірничих робіт і забезпечують повноту вилучення та якість корисної копалини.

Управління гірським тиском із використанням повного закладення виробленого простору твердіючими сумішами виключає можливість залишення багатих руд у ціликах і запобігає руйнуванню вищезалігаючої товщі гірничих порід, які з часом можуть бути використані як корисні копалини, а також проникненню в рудник підземних вод з водоносного горизонту.

Заходи щодо охорони навколишнього середовища розроблені відповідно до вимог чинних директивних і нормативних документів з проєктування: Закону України "Про охорону атмосферного повітря", Водного кодексу України, Земельного кодексу України, ДБН А.2.2-3:2014 "Склад та зміст проєктної документації на будівництво" у частині охорони від забруднення атмосферного повітря та водойм; відповідних ДБН щодо захисту гірничих виробок від підземних та поверхневих вод, НПАОП 0.00-1.24-10 "Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин підземним способом", Державних санітарних правил (ДСП) для підприємств з видобутку та збагачення рудних, нерудних і розсипних корисних копалин, а також попередніх рекомендацій

профільних інститутів щодо охорони атмосферного повітря для проектування відпрацювання міднистих руд.

Для раніше введених в експлуатацію діючих об'єктів рудника, таких як поверхневий закладальний комплекс (ПЗК), транспортерні галереї та пункти перевантаження біля скіпових стволів, склади руди тощо, проєктом "Комплексне знепилювання" передбачені спеціальні заходи зі зниження пилоутворення гірничої маси шляхом її штучного зволоження (полив, зрошення).

Найбільшим джерелом забруднення атмосфери може бути рудникове повітря, що викидається в атмосферу вентиляційними стволами. Основними джерелами забруднення повітря в руднику є такі елементи технології гірничих робіт:

- * ведення очисної виїмки та проходки виробок буропідричним способом;
- * застосування самохідного обладнання з дизельним приводом;
- * закладення виробленого простору твердіючими сумішами;
- * дроблення руди в підземних дробильних комплексах.

Значне зниження пилу в гірничих виробках до гранично допустимих концентрацій (ГДК) досягається при виконанні заходів згідно з проєктом "Комплексне знепилювання рудника".

Найбільш повна інформація щодо обсягів викидів шкідливих речовин із рудника в атмосферу є стосовно нерозчинних компонентів оксиду вуглецю та оксидів азоту, джерелами утворення яких є підривні роботи та експлуатація дизельного обладнання. Виконаний інститутом попередній розрахунок, що враховує величини викидів речовин в атмосферу вентиляційними стволами тільки за цими факторами, показує, що при досягненні рудником розрахункової потужності щодо міднистих руд із застосуванням на гірничих роботах малотоксичного дизельного обладнання, сумарний річний викид оксиду вуглецю (СО) становитиме 136 т, оксиду азоту (N) — 167 т. Максимальний же викид шкідливих речовин під час вибуху укрупненого заряду вибухових речовин (ВР) гранично можливої величини у 12 т становитиме щодо оксиду вуглецю (СО) —

123 г/с, і щодо оксидів азоту (N) — 13,3 г/с. За попередніми даними, цей викид особливої небезпеки не становить.

Джерелом можливого забруднення навколишнього середовища є господарсько-побутові стоки з проммайданчиків рудника та шахтні води. Господарсько-побутові стічні води проммайданчиків внутрішньомайданчиковими каналізаційними мережами відводяться до каналізаційної насосної станції, розташованої в районі допоміжного майданчика, і разом із господарсько-побутовими стічними водами об'єктів допоміжного та основного майданчиків, перекачуються на очисні споруди господарсько-фекальної каналізації промислового району для повної біологічної очистки.

Усі шахтні води рудника надходять до водозбірників головної водовідливної установки, розташованої на основному майданчику відкатного горизонту -1050 м. У водозбірниках шахтні води освітлюються шляхом осадження від шкідливих домішок, які під час зачистки водозбірників завантажуються у вагонетки, видаються на поверхню та направляються в гірничі відвали. Шахтні води, що видаються на поверхню, надходять до очисних споруд промислового району і після очищення використовуються в замкнутому циклі гірничо-збагачувального виробництва для приготування закладних сумішей на ПЗК, розчинів на збагачувальній фабриці тощо.

Порода від проходки гірничих виробок видається на поверхню. На поверхні порода складається в породних відвалах, розташованих на спеціально відведених ділянках поблизу проммайданчика.

У виданій на поверхню породі шкідливих домішок не міститься. У зв'язку з відпрацюванням багатих руд системами із закладенням виробленого простору, під час осідання порід, що залягають над закладним масивом, прогин поверхні утворюється плавним, без розривів земної товщі, і не матиме шкідливого впливу на існуючий природний ландшафт земельного відводу рудника.

6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Відповідно до прийнятих технологічних рішень на проєктованому підприємстві приймається безперервний режим роботи у три зміни. Тривалість щорічної відпустки в основних робітників становить 56 календарних днів (згідно із законодавством України, з урахуванням додаткових відпусток за підземні та шкідливі умови праці).

Організація праці передбачає використання комплексних бригад із частковим поділом праці. На прохідницьких роботах застосовуються комплексні бригади прохідників. Оплата праці робітників та ІТП (інженерно-технічних працівників) здійснюється за відрядно-преміальною системою. Оплата праці поверхневих робітників проводиться за тарифними ставками.

Номінальний фонд робочого часу підприємства:

$$T_{\text{ном}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{в}}$$

де $T_{\text{кал}}$ - календарна кількість днів у році, $T_{\text{кал}} = 365$ днів;

$T_{\text{в}}$ - кількість вихідних і святкових днів у році, $T_{\text{в}} = 92$ дні.

Ефективний фонд робочого часу для підземних робітників:

$$T_{\text{еф}} = T_{\text{ном}} - T_{\text{о}} - T_{\text{б}}$$

де $T_{\text{о}}$, $T_{\text{б}}$ - кількість днів відпустки та неявок через хворобу, загалом $T_{\text{о}} + T_{\text{б}} = 56$ днів.

Коефіцієнт облікового складу для підземних робітників:

$$K_{\text{ос}} = \frac{T_{\text{кал}}}{T_{\text{еф}}}$$

де $T_{\text{кал}}$ - календарна кількість днів у році.

Для допоміжних робітників, пов'язаних із ремонтом обладнання, та виробничих робітників на поверхні приймається переривчастий режим роботи за п'ятиденним робочим тижнем.

Річний обсяг ГКР (гірничо-капітальних робіт) і нарізних робіт знаходиться за формулою:

$$V_{\text{ГКР}} = V_{\text{ГКР}}^{\text{бл}} \cdot \frac{A_p}{D_{\text{бл}}}, \text{ м}^3$$

де $V_{\text{ГКР}}^{\text{бл}}$ – обсяг ГКР з балансу блоку, м³;

A_p – річний обсяг видобутку, т;

$D_{\text{бл}}$ – обсяг видобутку з балансу блоку, т.

Супутній видобуток із ГКР становитиме:

$$D_{\text{ГКР}} = D_{\text{ГКР}}^{\text{бл}} \cdot \frac{A_p}{D_{\text{бл}}}, \text{ т}$$

де $D_{\text{ГКР}}^{\text{бл}}$ – супутній видобуток із ГКР з балансу блоку, тис. т.

Супутній видобуток із ГКР та НР (нарізних робіт) становитиме:

$$D_{\text{ГКР і НР}} = D_{\text{ГКР}} + D_{\text{НР}}, \text{ т}$$

Обсяг власне очисних робіт становитиме:

$$D_{\text{ОР}} = A_p - D_{\text{НР}} - D_{\text{ГКР}}, \text{ т}$$

Вартість реалізованої продукції дорівнюватиме:

$$P = V S, \text{ грн}$$

де V – обсяг продажів, т; S – ціна за одиницю продукції, грн/т.

У процесі планування чисельності виробничих робітників залежно від організації праці розрахунок виконується або за нормами виробітку, або за нормами обслуговування.

$$\text{Ч}_i = \frac{V_i}{H_v \cdot K_p \cdot T_{\text{еф}}}, \text{чол.};$$

де Ч_i – чисельність робітників, які виконують i -й робочий процес, чол.;

V_i – річний обсяг робіт за i -м робочим процесом;

H_v – встановлена в даному робочому процесі норма виробітку;

K_p – коефіцієнт перевиконання норм виробітку (1,05-1,15);

$T_{\text{еф}}$ – ефективний фонд робочого часу.

Чисельність прохідників, зайнятих на ГКР і НР:

$$\text{Ч}_{\text{ГКРіНР}} = \frac{13320,2 + 49713,3}{8 \cdot 1 \cdot 189} \approx 45 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників, зайнятих на ОР (очисних роботах):

$$\text{Ч}_{\text{ОР}} = \frac{383333}{6,65 \cdot 1 \cdot 189} \approx 272 \text{ чол.}$$

$$\text{Ч}_i = \frac{m \cdot n \cdot K_{\text{ос}}}{H_o}, \text{чол.},$$

де m – кількість одиниць обладнання; n – кількість робочих змін на добу, зм.; $K_{\text{ос}}$ – коефіцієнт облікового складу; H_o – норма обслуговування, од./чол.зм.

Під час планування фонду заробітної плати виробничих робітників необхідно враховувати доплати за роботу в нічний час і святкові дні. Доплата за роботу в нічний час (відповідно до КЗпП України, доплата за нічний час

становить не менее 20% тарифної ставки, але на гірничих підприємствах за галузевою угодою часто приймається 40%):

$$d_n = t_n / t_{\text{доб}} * 0,4 * 100\%$$

де t_n – кількість нічних робочих годин; $t_{\text{доб}}$ – кількість робочих годин на добу.

$$d_n = 8/24 * 0,4 * 100 = 13,3\%$$

Доплата за роботу у святкові дні:

$$d_c = n / T_{\text{кал}} * 100\%$$

де n – кількість святкових днів; $T_{\text{кал}}$ – календарний фонд часу.

$$d_c = 14/365 * 100 = 3,8\%$$

ВИСНОВКИ

У випускній кваліфікаційній роботі розроблено проєкт проходки вертикальної гірничої виробки - відрізного повстаючого довжиною 30 м для потреб підземної розробки родовища рудних корисних копалин.

Робота спрямована на забезпечення ефективного розкриття та підготовки запасів блоку до очисної виїмки.

Гірничо-геологічні умови ділянки характеризуються міцними (коефіцієнт міцності за шкалою Протодяконова $f = 14$) та стійкими породами зі щільністю 4 т/м³. Такі умови дозволили застосувати високоефективні системи розробки, але водночас вимагали точного розрахунку параметрів буропідричних робіт для якісного дроблення масиву та утворення необхідного компенсаційного простору.

У результаті аналізу сучасного вітчизняного та зарубіжного досвіду підземного будівництва прийнято буропідричний спосіб проходки на всю довжину виробки. Для спорудження відрізного повстаючого прямокутної форми (площею перерізу 1,53 м²) розроблено раціональну схему розташування свердловин. Паспорт БПР передбачає буріння однієї компенсаційної свердловини (діаметром 150 мм) та 9 заряджуваних свердловин (діаметром 100 мм). Буріння здійснюється сучасною високопродуктивною буровою установкою Solo DL 420, а як вибухову речовину обрано Грануліт АС-8 із системою ініціювання «Іскра-Ш».

У спеціальній частині роботи успішно вирішено завдання щодо організації гірничопрохідницьких робіт та оптимізації робочого часу. Обґрунтовано безперервний режим роботи підприємства у три зміни. Розраховано комплексні норми часу та параметри прохідницького циклу (довжина уходки за цикл становить 10 м). Завдяки високому рівню механізації (управління бурінням здійснює 1 оператор за пультом) досягнуто розрахункової фактичної швидкості проходки на рівні 541,8 м/міс.

З метою забезпечення безпеки праці та захисту довкілля зроблено аналіз небезпечних виробничих факторів та розроблено комплексні заходи з охорони праці. Передбачено заходи зі зниження пилоутворення (штучне зволоження гірничої маси) та використання малотоксичного дизельного обладнання, що дозволяє утримувати викиди оксидів вуглецю і азоту в межах допустимих норм. Для захисту водою запропоновано технологічну схему освітлення шахтних вод із їх подальшим використанням у замкнутому циклі підприємства для приготування закладних сумішей.

Економічна частина роботи підтверджує фінансову доцільність прийнятих інженерних рішень. Детально розраховано номінальний та ефективний фонди робочого часу, визначено необхідну чисельність виробничого персоналу (зокрема 45 прохідників на капітальних і нарізних роботах) та складено кошториси з урахуванням фонду оплати праці, що включає доплати за нічні та святкові зміни. Розрахунки техніко-економічних показників доводять, що впровадження механізованої схеми буріння глибоких свердловин дозволяє досягти високих темпів підготовки блоків і гарантує рентабельність та ефективність роботи гірничого підприємства.

АНОТАЦІЯ

Випускна кваліфікаційна робота присвячена розробці проєкту будівництва підземного транспортного комплексу в рамках відновлення об'єктів критичної інфраструктури України.

У роботі досліджено та вирішено комплекс актуальних інженерних завдань щодо спорудження підземних виробок (дренажних штолень та транспортного тунелю) у складних інженерно-геологічних умовах, що характеризуються наявністю нестійких порід, зон тектонічних розломів та значною обводненістю. Обґрунтовано доцільність застосування буровибухових робіт для проходки виробок. Для ефективного управління гірничим тиском та забезпечення надійної стійкості масиву розроблено вдосконалену технологію кріплення із застосуванням податливого комбінованого кріплення (сталеве анкерне кріплення, металева сітка та шар набризк-бетону).

Також виконано детальний транспортний розрахунок для оптимізації логістики відвантаження породи за допомогою сучасних вантажно-доставних машин. Розроблено необхідні заходи з безпеки праці, захисту навколишнього середовища та розраховано економічну ефективність прийнятих інженерних рішень.

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

Ключові слова: КРИТИЧНА ІНФРАСТРУКТУРА, ТРАНСПОРТНИЙ ТУНЕЛЬ, ВІДНОВЛЕННЯ, СКЛАДНІ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ, ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ, АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ, НАБРИЗК-БЕТОН, КОМБІНОВАНЕ КРІПЛЕННЯ, ГІРНИЧИЙ ТИСК, ТЕКТОНІЧНІ РОЗЛОМИ, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ..

ANNOTATION

The Bachelor's thesis is dedicated to the development of a construction project for an underground transport complex as part of the restoration of Ukraine's critical infrastructure.

The paper investigates and solves a set of relevant engineering tasks regarding the construction of underground workings (drainage adits and a transport tunnel) in complex engineering and geological conditions, characterized by unstable rocks, tectonic fault zones, and significant water saturation. The feasibility of using drill and blast methods for the excavation of the workings is substantiated. To effectively manage rock pressure and ensure the reliable stability of the rock mass, an improved support technology has been developed using a yielding combined support system (steel rock bolts, wire mesh, and a layer of shotcrete).

A detailed transport calculation was also performed to optimize the logistics of muck removal using modern load-haul-dump (LHD) machines. Necessary measures for occupational safety and environmental protection have been developed, and the economic efficiency of the adopted engineering solutions has been calculated.

During the execution of the bachelor's thesis, the knowledge and skills acquired while studying under the educational and professional program 184 Mining at the first (bachelor's) level of higher education were consolidated, ensuring readiness for work in the field of knowledge 18 Manufacturing and Technologies.

Keywords: CRITICAL INFRASTRUCTURE, TRANSPORT TUNNEL, RESTORATION, COMPLEX ENGINEERING AND GEOLOGICAL CONDITIONS, SUPPORT TECHNOLOGY, ROCK BOLTING, SHOTCRETE, COMBINED SUPPORT, ROCK PRESSURE, TECTONIC FAULTS, DRILL AND BLAST OPERATIONS..

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Беліков А. С., Шаломов О. В. Забезпечення пожежної безпеки під час будівництва та експлуатації підземних транспортних споруд // Будівництво, матеріалознавство, машинобудування. 2018. Вип. 102. С. 22–29.
2. Бойко В. В., Кузьменко О. М. Підвищення ефективності провітрювання тунелів під час інтенсивних буровибухових робіт // Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах. 2019. № 12. С. 34–41.
3. Бондаренко В. І., Дичковський Р. О., Фомічов В. В. Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин : підручник. Дніпро : ЛізуновПрес, 2015. 708 с.
4. Булат, А. Ф., & Виноградов, В. В. (2002). Опорно-анкерне кріплення гірничих виробок вугільних шахт. Dnepropetrovsk: Vilpro.
5. Гаєвий В. В., Мартиненко В. П. Будівництво транспортних тунелів і метрополітенів : підручник. Київ : НТУ, 2014. 484 с.
6. Голінько В. І., Лебедев Я. Я. Охорона праці та екологічна безпека під час будівництва підземних об'єктів критичної інфраструктури : навч. посібник. Дніпро : НТУ «ДП», 2022. 210 с.
7. ДБН А.3.1-5:2016. Організація будівельного виробництва. Київ : Мінрегіон України, 2016. 115 с.
8. ДБН А.3.2-2-2009. Система стандартів безпеки праці. Охорона праці і промислова безпека у будівництві. Основні положення (НПАОП 45.2-7.02-09). Київ : Мінрегіонбуд України, 2009. 120 с.
9. ДБН В.1.2-15:2009. Споруди транспорту. Тунелі. Основні положення. Київ : Мінрегіонбуд України, 2009. 128 с.
10. ДБН В.2.3-14:2006. Споруди транспорту. Мости та труби. Правила проектування. Київ : Мінбуд України, 2006. 135 с.
11. ДБН В.2.3-7:2010. Споруди транспорту. Метрополітени. Основні положення. Київ : Мінрегіонбуд України, 2011. 184 с.

12. ДСТУ 30108-94. Матеріали будівельні. Визначення питомої ефективної активності природних радіонуклідів. Київ : Держстандарт України, 1995. 45 с.
13. ДСТУ EN 12110:2014. Машина для проходки тунелів. Шлюзові камери. Вимоги щодо безпеки. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2015. 86 с.
14. ДСТУ EN 16191:2014. Машина для проходки тунелів. Машина з щитовим робочим органом, бурові установки для спорудження горизонтальних виробок, обладнання для встановлення обробки. Вимоги щодо безпеки. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2015. 142 с.
15. ДСТУ Б В.2.1-27:2014. Настанова щодо проектування та улаштування основ та фундаментів будівель і споруд. Київ : Мінрегіон України, 2015. 162 с.
16. ДСТУ Б В.2.6-145:2010. Конструкції будівель і споруд. Вироби бетонні та залізобетонні. Загальні технічні умови. Київ : Мінрегіонбуд України, 2011. 112 с.
17. ДСТУ-Н Б А.3.1-23:2013. Настанова щодо проведення робіт з ін'єктування розчинів у конструкції та за обробку підземних споруд. Київ : Мінрегіон України, 2014. 98 с.
18. Закон України «Про регулювання містобудівної діяльності» від 17.02.2011 № 3038-VI (зі змінами та доповненнями).
19. Іщенко К. С., Кравченко А. В. Оптимізація параметрів буровибухових робіт при проведенні горизонтальних гірничих виробок та тунелів // Гірничий вісник. 2018. Вип. 104. С. 88–94.
20. Круковський О. П., Круковська В. В. Геомеханічне обґрунтування параметрів сталеполімерного анкерного кріплення у слабких та обводнених породах // Геотехнічна механіка. 2020. Вип. 150. С. 45–56.
21. НПАОП 0.00-1.75-15. Правила охорони праці під час експлуатації вантажопідіймальних кранів, підіймальних пристроїв і відповідного обладнання. Київ : Державна служба України з питань праці, 2015. 144 с.

22. НПАОП 45.2-1.02-90. Правила техніки безпеки при будівництві метрополітенів і тунелів. Київ : Міністерство транспортного будівництва, 1990.
23. НПАОП 45.21-1.02-02. Правила охорони праці під час будівництва та експлуатації метрополітенів. Київ : Держнаглядохоронпраці, 2002. 310 с.
24. Петльований М. В., Маланчук З. Р. Дослідження стійкості підземних виробок у зонах тектонічних порушень // Вісник НУВГП. Технічні науки. 2020. Вип. 1. С. 55–63.
25. Петренко В. І. Будівництво метрополітенів : навч. посібник. Дніпро : Журфонд, 2012. 340 с.
26. Тютюкін, О. Л. (2020). Теоретичні основи комплексного аналізу тунельних конструкцій. Дніпро: Журфонд
27. Ступнік М. І., Калініченко В. О. Сучасні технології кріплення підземних виробок набризк-бетоном : монографія. Кривий Ріг : КНУ, 2019. 185 с.
28. Терещук Р. М., Вигодін С. В. Аналіз ефективності комбінованого кріплення підземних виробок у нестійких породах // Гірнича електротехніка та автоматика. 2021. № 94. С. 88–95.
29. Тяпкін О. К. Геологічне обґрунтування моніторингу масиву при відновленні об'єктів транспортної інфраструктури // Збірник наукових праць НГУ. 2022. № 68. С. 45–56.
30. Халімендик Ю. М. Обґрунтування параметрів анкерного кріплення у зонах тектонічних розломів // Науковий вісник НТУ «Дніпровська політехніка». 2020. № 4. С. 34–41.
31. Шаповал В. Г., Шаповал С. В. Механіка ґрунтів : навч. посібник. Дніпро : ПДАБА, 2017. 256 с.
32. Bieniawski Z. T. Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering. John Wiley & Sons, 2018.

33. Bradley A. Ventilation in Underground Mines and Tunnels. Springer, 2018.
34. Croce P., Flora A., Modoni G. Jet Grouting: Technology, Design and Control. CRC Press, 2014.
35. Hoek E., Brown E. T. Underground Excavations in Rock. CRC Press, 2018.
36. Hustrulid W. A., Bullock R. L. Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies. SME, 2021.
37. Jimeno C. L., Jimeno E. L., Carcedo F. J. A. Drilling and Blasting of Rocks. Routledge, 2017.
38. Maidl B., Herrenknecht M., Anheuser L. Mechanised Shield Tunnelling. Ernst & Sohn, 2018.
39. Olofsson S. Applied Explosives Technology for Construction and Mining. Arla, 2022.