

**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:

**Відпрацювання підкар'єрних запасів залізних руд Криворізького
басейну підземним способом зі спеціальною частиною «Обґрунтування
параметрів системи розробки з обрушенням»**

Виконав студент групи ГІР-22д

.....
(підпис)

Войтик М. Р.

Керівник

.....
(підпис)

Зубцов Є.І.

Завідувач кафедри

.....
(підпис)

Зубцов Є.І.

Рецензент

.....
(підпис)

Київ, 2026

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра хімічної інженерії та екології

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

 доц. Зубцов Є.І.

« 25 » 04 2026 р.

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

Войтик Михайло Романович

1. Тема роботи: Відпрацювання підкар'єрних запасів залізних руд Криворізького басейну підземним способом зі спеціальною частиною «Обґрунтування параметрів системи розробки з обрушенням»
Керівник роботи: Зубцов Є.І., к. т. н., доцент, затверджено наказом закладу вищої освіти від 25.04.2026 р. № 97/20.04
2. Строк подання здобувачем освіти роботи: 07.06.26р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню випускної кваліфікаційної роботи бакалавра здобувачами освіти 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 05.04.26р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

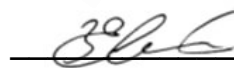
№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Маркетингові дослідження	25.04.2026	
2	Аналіз літературних даних.	25.04.2026	
3	Розробка схем. Технологічні розрахунки.	01. 05.2026	
4	Контроль якості виробництва	08. 05.2026	
5	Техніко-економічні розрахунки	15. 05.2026	
6	Прикладна частина	22.05.2026	
7	Графічна частина	07.06.2026	

Здобувач



Войтик М. Р

Керівник проекту



Зубцов Є.І.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА.....	9
1.1 Геологічний нарис району	12
1.2 Стратиграфія.....	12
1.3 Морфологія рудних тіл.....	14
1.4 Склад рудних утворень родовища.....	16
1.5 Тектоніка	22
1.6 Гідрогеологія	23
2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ	27
3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА	38
4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	61
5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА.....	70
6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА	75
ВИСНОВКИ.....	78
АНОТАЦІЯ.....	80
ANNOTATION	82
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	84

РЕФЕРАТ

Випускна кваліфікаційна робота бакалавра містить: 90 сторінок машинописного тексту, 11 рисунків, 11 таблиць, 6 графічних листів.

Об'єкт дослідження – процес підземного відпрацювання підкар'єрних запасів залізних руд Саксаганського родовища та обґрунтування технологічних параметрів системи розробки з обрушенням у зоні впливу відкритих гірничих робіт.

Мета роботи – розробка та техніко-економічне обґрунтування проектних рішень щодо розкриття та підземного видобутку залізорудної сировини для безпечного освоєння запасів кар'єру «Північний» на основі інтенсифікації очисного виймання.

Методи дослідження – у роботі застосовано комплексний підхід, що включає методи аналітичного розрахунку параметрів буровибухових робіт, геомеханічну оцінку стійкості виробок у зоні зрушення масиву, методи розрахунку втрат та розубожування руди, а також техніко-економічне обґрунтування інвестиційної привабливості проекту.

У роботі детально проаналізовано гірничотехнічні, інженерно-геологічні та гідрогеологічні особливості ділянки будівництва рудника в умовах Криворізького басейну. Визначено раціональні параметри розкривних виробок (вертикальних стволів) та виїмкових одиниць. Розроблено паспорти буровибухових робіт для проведення виробок та очисної виїмки. Важливою складовою роботи є розрахунок параметрів системи підповерхового обрушення з торцевим випуском руди, що забезпечує високу продуктивність праці (123,7 т/люд.-зм) при використанні сучасного самохідного комплексу техніки (Sandvik Solo, Sandvik LH 621). Запропоновано комплекс інженерних рішень щодо забезпечення екологічної безпеки, включаючи рекультивацію кар'єрного простору та моніторинг стану гідрогеологічного середовища.

Проведено розрахунок основних техніко-економічних показників та визначено термін окупності проекту (2,6 року), що підтверджує високу

рентабельність та доцільність впровадження прийнятих технологічних рішень для стабільного функціонування залізрудного підприємства.

Ключові слова: ЗАЛІЗОРУДНЕ РОДОВИЩЕ, ПІДКАР'ЄРНІ ЗАПАСИ, ПІДЗЕМНА РОЗРОБКА, ПІДПОВЕРХОВЕ ОБРУШЕННЯ, ТОРЦЕВИЙ ВИПУСК, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ, САМОХІДНЕ ОБЛАДНАННЯ, ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ..

ВСТУП

Гірничодобувна промисловість України, зокрема Криворізький залізорудний басейн, є фундаментом економічної стабільності та експортного потенціалу країни. На сучасному етапі більшість залізорудних кар'єрів регіону наблизилися до своїх проектних глибин, що робить подальшу відкриту розробку економічно недоцільною через критичне збільшення коефіцієнта розкриття та значне екологічне навантаження. Проте під дном та бортами відпрацьованих кар'єрів залишаються значні обсяги високоякісних залізних руд, вилучення яких можливе лише підземним способом.

Відпрацювання підкар'єрних запасів вимагає особливого підходу, оскільки гірничі роботи ведуться в масиві, що вже зазнав техногенного впливу. Вибір та обґрунтування параметрів систем розробки з обрушенням є критично важливим завданням, оскільки такі системи дозволяють поєднувати високу інтенсивність видобутку з низькою собівартістю, що є необхідною умовою конкурентоспроможності вітчизняної залізорудної сировини на світовому ринку.

Мета роботи - розробка та науково-технічне обґрунтування проектних рішень щодо підземного розкриття та відпрацювання підкар'єрних запасів залізних руд на прикладі кар'єру «Північний» Саксаганського родовища із застосуванням високоефективної системи підповерхового обрушення.

Основні завдання дослідження

1. Проаналізувати гірничо-геологічні та гідрогеологічні умови району будівництва підземного рудника.
2. Вибрати та обґрунтувати спосіб розкриття й підготовки підкар'єрних запасів на великих глибинах.
3. Провести інженерні розрахунки параметрів буровибухових робіт, кріплення виробок та допоміжних процесів (вентиляція, підйом, водовідлив).
4. У спеціальній частині обґрунтувати оптимальні параметри системи розробки з підповерховим обрушенням, що забезпечать мінімальні втрати та розубожування руди.

5. Оцінити екологічний вплив проєктованих робіт та розробити заходи з рекультивації кар'єрного простору.

6. Визначити економічну ефективність та термін окупності запропонованих проєктних рішень.

Об'єктом дослідження є технологічні процеси будівництва та експлуатації підземного рудника при відпрацюванні запасів, розташованих під дном відпрацьованого кар'єру.

Для вирішення поставлених завдань використано комплексний метод, що базується на аналітичних розрахунках параметрів БПР та геомеханічної стійкості, порівняльному аналізі варіантів розкриття родовища, методах техніко-економічного нормування та графічному моделюванні очисних робіт.

.

1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА

Модельне родовище розташоване в центральній частині України, у межах Криворізького залізрудного басейну (Дніпропетровська область), безпосередньо поблизу м. Кривий Ріг. Родовище зв'язане ґрунтовими та асфальтованими дорогами з основними транспортними магістралями та річковими портами на р. Інгулець та р. Дніпро, велика залізнична вузлова станція Кривий Ріг-Головний розташована за 10 км на південь від родовища. Район родовища під'єднаний до об'єднаної енергосистеми "Дніпроенерго"; високовольтна лінія ПЛ-110 кВ проходить за кілька кілометрів на схід від родовища.

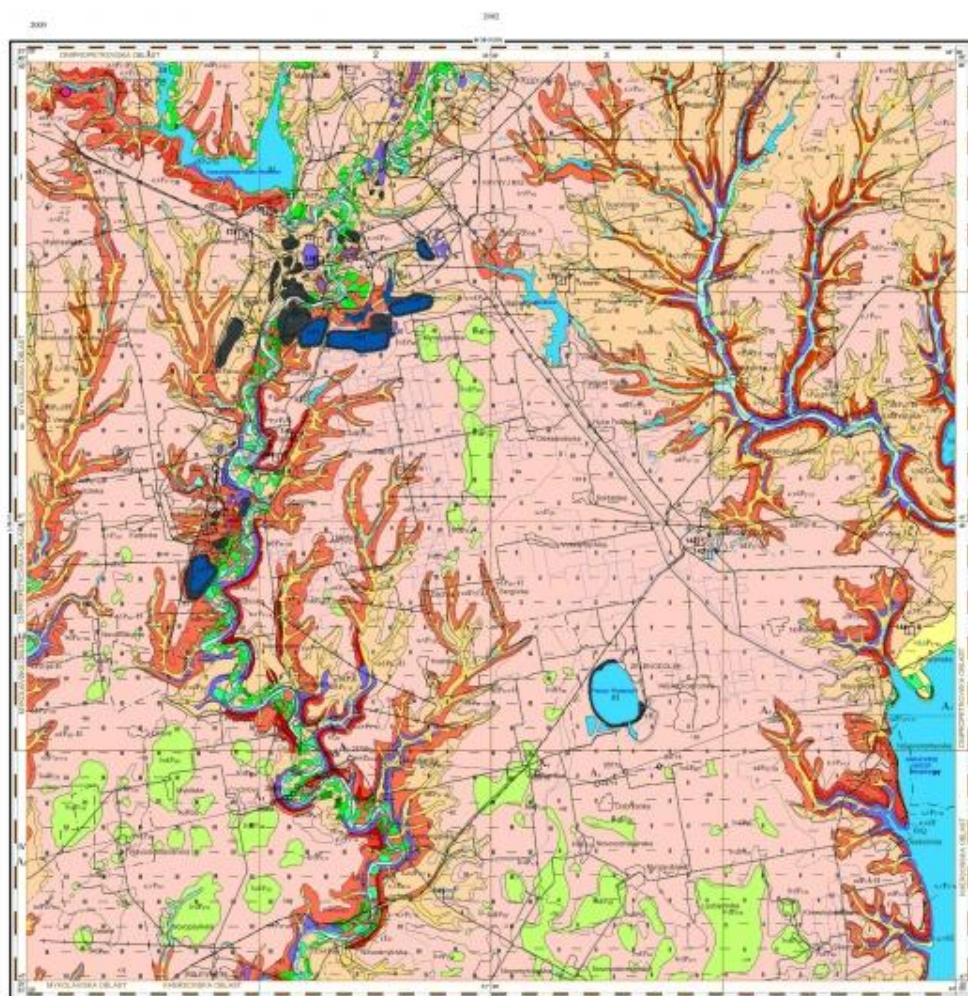


Рис. 1.1 Геологічна карта і карта корисних копалин четвертинних відкладів. Центральнoукраїнська серія [1]

Клімат району помірно континентальний, що є типовим для степової зони України. Середньорічна температура становить близько $+9,0^{\circ}\text{C}$. Зими відносно м'які, проте можливі періоди морозів. Часті циклони приносять хмарну погоду з опадами. У теплий період (червень-серпень) середньомісячна температура становить $+21^{\circ}\text{C}$. Осінь починається у вересні, стійкий сніговий покрив, як правило, встановлюється в грудні-січні. У середньому за рік випадає близько 450–500 мм опадів.

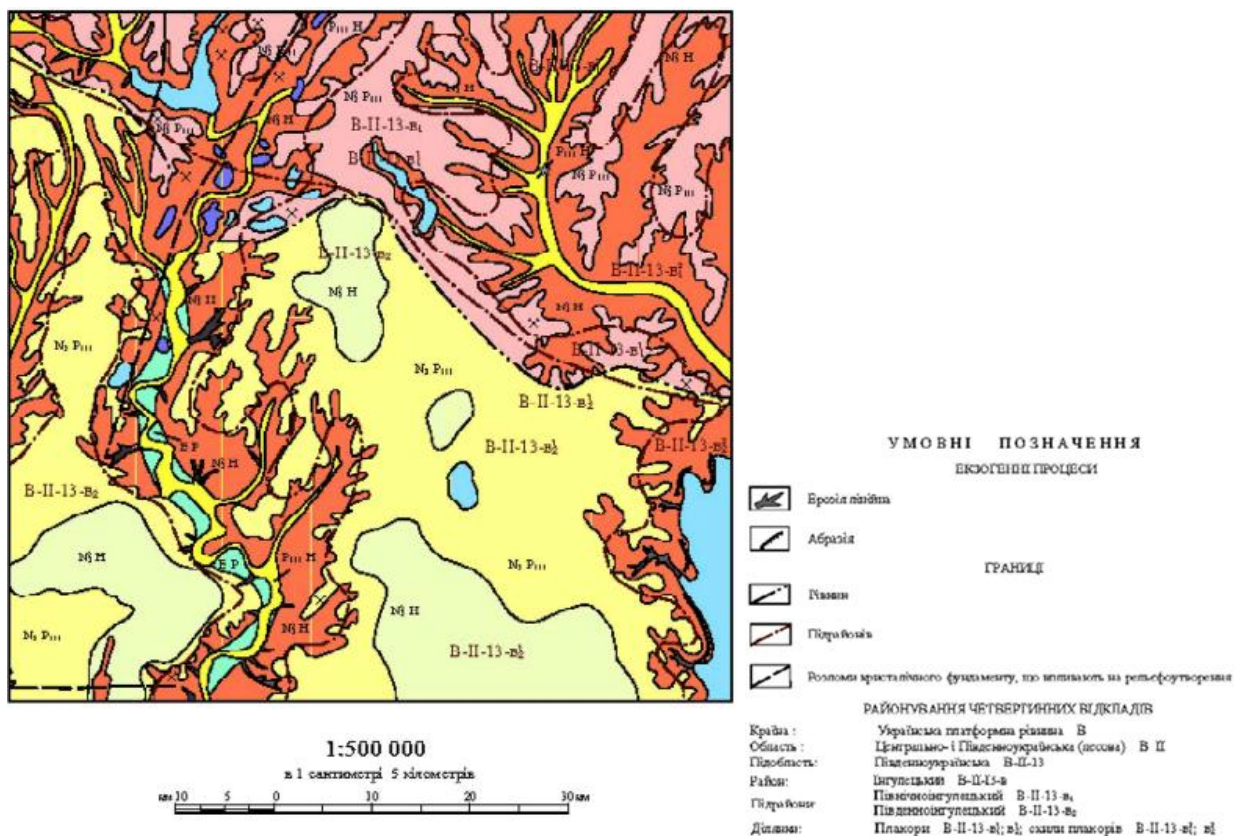


Рис. 1. 2. Структурно-геоморфологічна схема з елементами районування четвертинних відкладів[1-3]

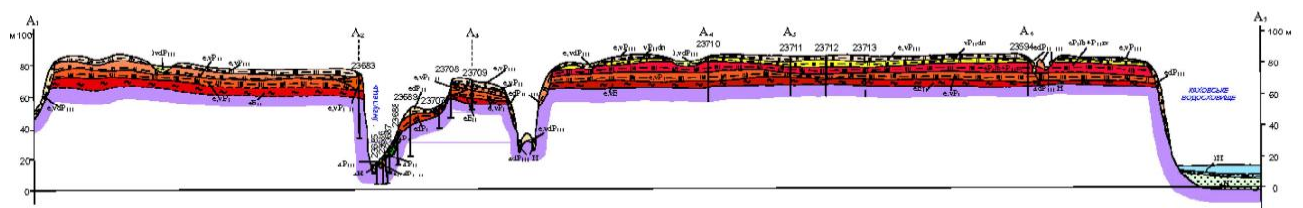


Рис. 1.3 Геологічний розріз по лінії А1

Родовище розробляється з середини XX століття. До 2002 р. розробку відкритого кар'єру вела державна компанія. Пізніше активи були реструктуризовані, і наразі експлуатацію родовища здійснює місцевий гірничо-збагачувальний комбінат (ГЗК).

Рудне поле, в межах якого розташоване родовище, складене строкатими за складом теригенно-карбонатними, у т.ч. вуглецевмісними породами. Родовище належить до залізорудного геолого-промислового типу з легкозбагачуваними багатими (окисненими) рудами та упорними первинними неокисненими рудами. Основне рудне тіло, в якому зосереджено близько 90% запасів залізних руд, розташоване у східній частині родовища. Загальна протяжність рудного тіла на поверхні в північному крилі складки становить близько 600 м, у південному – 600 м, потужність тіла в замку складки – 400 м. Руди вкраплені, прожилково-вкраплені. На родовищі присутні як первинні, так і окиснені руди.

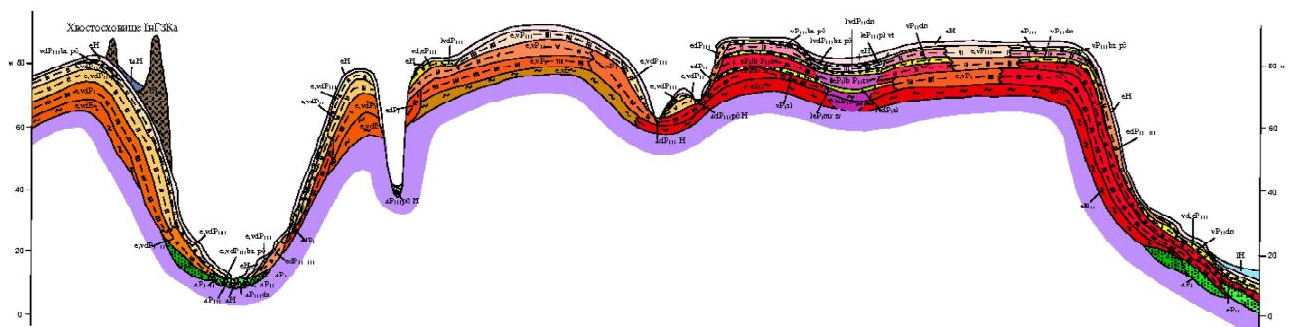


Рис 1.4 Схема будови четвертинних відкладі. Підзона північних лесових районів

За складом рудної мінералізації переважають магнетит-гематитові руди з майже постійною домішкою силікатів; значно менше поширені руди змішаного типу. Залізо у первинних рудах тісно пов'язане з основними породоутворюючими мінералами і спостерігається у вигляді суцільних та кучних виділень[3-7].

1.1 Геологічний нарис району

Модельне залізорудне родовище розміщується у межах структурно-тектонічного блоку площею близько 50 кв.км Криворізько-Кременчуцької зони. За простяганням структурний блок ділиться на три блоки меншого порядку. Північно-західний та південно-східний блоки підняті і глибоко еродовані з розкриттям гранітоїдів комплексу основи. Для опущеного центрального блоку характерний потужний розріз рудовмісної осадово-метаморфічної товщі та вищий ступінь її тектонічної порушеності[3, 8-10].

1.2 Стратиграфія

У межах родовища розвинені стратифіковані утворення раннього протерозою, архею та четвертинної системи. *Скелюватська світа* (PR1). Знаходиться в західній частині кар'єру, включає дві підсвіти: нижню теригенно-карбонатну і верхню – суттєво теригенну. Нижня підсвіта (PR1_1) складена мармурами та мармуризованими вапняками (70-80%), амфіболітами (15-30%), карбонатно-слюдистими сланцями (5%). Відклади світи розвинені у вигляді обмежених розломами блоків. Потужність підсвіти понад 600 м. Верхня підсвіта (PR1_2) складена кристалічними сланцями (50%), карбонатвмісними метаалевролітами (30%), амфіболітами (20%). Сланці мають гранат-біотит-кварцовий склад, іноді зі ставролітом та андалузитом[3, 7, 9-11].

Відклади *Саксаганської серії* переважають у стратиграфічному розрізі району. Залягають зі стратиграфічним і кутовим неузгодженням на відкладах нижнього протерозою та архею. Породи мають первинний теригенний склад і регіонально метаморфізовані в умовах зеленосланцевої фації. У контурах родовища розвинені відклади Гданцівської та Глеюватської світ.

Гданцівська світа (PR_gd) поділяється на три підсвіти: нижню, середню та верхню. Нижня підсвіта (PR_gd1) складена аркозовими метапісковиками, кварцитопісковиками з прошарками грубозернистих кварцових пісковиків, сірих метаалевропісковиків і метаалевролітів. У нижній частині підсвіти відзначається горизонт гравійних метапісковиків і конгломератів. За складом метапісковики

кварцові з домішкою польових шпатів. Неузгоджене залягання підсвіти на нижчележачих відкладах встановлено досить надійно. Потужність підсвіти – 200-300 м[10-13].

Середня підсвіта (PR_gd2) представлена сірими, зеленувато-сірими метаалевролітами з домішкою карбонатного матеріалу. У розрізі підсвіти виділяються чотири літолого-стратиграфічні пачки (знизу-вгору) [10, 13-17]:

- пачка слюдисто-кварцових сланців;
- пачка слюдисто-кварц-карбонатних порід;
- пачка вуглеродвмісних порід;
- пачка слюдисто-кварцових сланців (верхня). Дві середні пачки

утворюють рудовмісний горизонт, у якому найбільш інтенсивно проявилися процеси метасоматичної зміни порід. Взаємопереходи між метасоматично зміненими і первинними породами поступові. Загальна потужність підсвіти 500-600 м[1, 3-7].

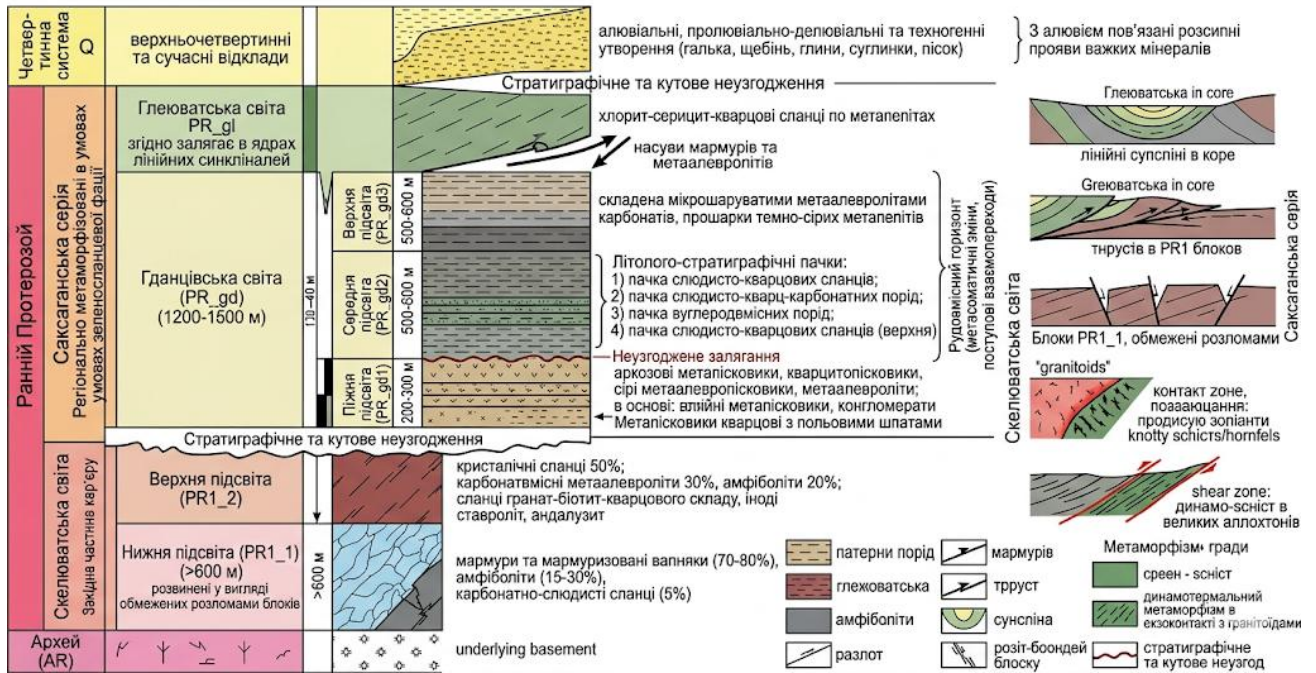
Верхня підсвіта (PR_gd3) складена мікросхаруватими метаалевролітами без домішки карбонатів з прошарками метапелітів темно-сірого кольору. Потужність підсвіти 500-600 м.

Загальна потужність Гданцівської світи 1200-1500 м. Відклади світи в екзоконтакті з гранітоїдами зазнали динамотермального метаморфізму з утворенням порфіробластів граната, біотиту, ставроліту, дистену, андалузиту і набули при цьому вигляду вузлуватих кристалічних сланців та роговиків. У межах зон вторинного накладеного розсланцювання метаалевроліти перетворені в гранат-мусковітові динамосланці, приурочені до фронтальних частин великих аллохтонів.

Глеюватська світа (PR_gl) згідно залягає на відкладах Гданцівської світи в ядрах лінійних синкліналей. В районі родовища на Глеюватську світу насунуті мармури та метаалевроліти. Породи представлені хлорит-серицит-кварцовими сланцями по метапелітах[7, 12-17].

Алювіальні, пролювіально-делювіальні та техногенні відклади *четвертинної системи* поширені повсюдно.

Стратиграфічна колонка та схематичні розрізи родовища



Серед них виділяються верхньочетвертинні та сучасні. До перших належать відклади першої надзаплавної тераси і пролювіально-делювіальні утворення, а до других – сучасний алювій і делювіальні утворення схилів і вододілів. Породи представлені гальковим, гальково-щебенистим матеріалом, глинами, суглинками, піском. З алювієм можуть бути пов'язані розсипні прояви важких мінералів[3-7].

1.3 Морфологія рудних тіл

Родовище поділяється на 2 ділянки: Західну і Східну. На західній ділянці розвідані рудні тіла №1, 2, 3, на Східній – рудне тіло №4, в якому зосереджені основні запаси руди.

На ділянці Західній у межах єдиної рудної зони, що контролюється двома лежачими спряженими складками, виділено три рудні тіла: 1, 2, 3.

- Рудне тіло 1 локалізовано в лежачій складці, що розкривається в районі розвідувальних ліній (РЛ) 2-8. Форма рудного тіла складна, повторює обриси рудовмісної структури. На РЛ 3-5 розкривається тільки лежаче крило рудного тіла, висяче крило еродоване. У зв'язку із зануренням рудовмісної складчастої структури у східному напрямку по РЛ 6-14 форма рудного тіла стає сідлоподібною. Загальна його довжина за схиленням від РЛ 3 до РЛ 14 становить

близько 1000 м. В інтервалі РЛ 3 – РЛ 9 основне зруденіння тяжіє до лежачого крила, у висячому крилі воно простежується у вигляді окремих малопотужних лінз. Далі на схід зруденіння в лежачому крилі рудного тіла зникає і переходить в основному у висяче крило. Потужність рудного тіла змінюється в широких межах від 5 м у крилах до 60-80 м у роздувах. Максимальні потужності відзначаються на поверхні в районі РЛ 8, 9. Максимальна довжина за падінням 220-230 м. У районі РЛ 2-4 рудне тіло до глибини 80-110 м від денної поверхні представлене окисненими рудами. Зона окиснення розвивається вздовж контакту слюдисто-кварц-карбонатної та вуглеродистої пачок порід[3-7].

- Рудне тіло 2 розташоване на РЛ 4-7 у сліпому заляганні під рудним тілом 1. Воно приурочене до пологого порушення, розвиненого по контакту слюдисто-кварцових сланців і слюдисто-карбонат-кварцових сланців. Простягання рудного тіла 2 північно-східне, падіння на схід – південно-східне під кутом близько 30°. Довжина рудного тіла за простяганням 420 м, за падінням його довжина змінюється від 50 до 110 м. Потужність варіює в межах 1,9 – 17,4 м[15-19].

- Рудне тіло 3 є безпосереднім продовженням рудного тіла 1 і контролюється лежачою складкою. Форма рудного тіла сідлоподібна, складна. Воно занурюється у східному напрямку під кутом 20-25° і простежене за схиленням від РЛ 10,5 до РЛ 14 на відстань близько 520 м. За падінням рудне тіло простежується на відстань від 40-45 м (РЛ 10,5) до 120 м (РЛ 12). Максимальна потужність 35-40 м спостерігається по РЛ 10,5-12. З поверхні до глибини 60 м вздовж контакту вуглеродвмісної та карбонатної пачок рудне тіло 3 окиснене[15, 21-24].

На ділянці Східній виділено одне рудне тіло 4, геологічна форма якого визначається геологічними границями карбонатних порід, що його складають, і в плані визначається морфологією замка складки та зануренням її шарніра. У горизонтальному перерізі рудне тіло має сідлоподібну форму з нерівними за простяганням північною (520 м) і південною (340 м) гілками. Пришарнірний роздув тіла, що круто занурюється на схід, на поверхні становить 240x140 м.

Падіння гілок рудного тіла відповідно північне і південне під кутами 60 – 80 град. Осьовий роздуб має трубоподібну форму. Тут руди простежені до глибини 780 м. Ширина рудного тіла 130 – 470 м[3-7].

1.4 Склад рудних утворень родовища

На родовищі виділено два природних і технологічних типи руд: окиснені та первинні.

Первинні руди являють собою різною мірою метасоматично та гідротермально змінені породи. Мінеральний склад первинних руд вивчений із застосуванням сучасних методів оптичної та електронної мікроскопії.

За мінеральним складом первинні руди (в бідних зонах) належать до слюдисто-карбонатно-кварцового залізорудного типу з вмістом кварцу близько 46 мас. %, карбонатів – близько 48 мас. %, слюд – 3,9 мас. %, рудних мінералів від 1 до 6 %. Головним цінним елементом руд є залізо[3-7].

Текстура первинних руд вкраплена і смугасто-вкраплена, рідше проявлені прожилкова, брекчієва текстури. Структура руд в основному тонкозерниста метакристалічна.

Рудні мінерали представлені магнетитом, гематитом, меншою мірою мартитом, сидеритом, гьотитом. У підпорядкованій кількості, переважно в пізній кварц-карбонатній асоціації, зустрічаються пірит, халькопірит. Як рідкісні та дуже рідкісні супутні мінерали в рудах встановлені самородна мідь та графіт.

На родовищі виділяються рання залізорудна (магнетит-гематитова) і пізня карбонатно-силікатна асоціації.

Пізня карбонатно-силікатна асоціація, пов'язана з сидеритом, хлоритами, поліметалічними мінералами, приурочена до серицитолітів, кварц-карбонатних і карбонатних прожилків, ділянок брекчіювання і тектонічних швів[13, 17].

Найбільш поширеними рудними мінералами в первинних рудах є магнетит і гематит, кількісні співвідношення яких у рудах варіюють у широких межах.

Магнетит переважає в рядових і особливо бідних рудах. Поряд з дрібно- і тонковкрапленими виділеннями він сегрегується в смуги шириною від перших міліметрів до 7-8 см з більш крупнозернистими структурами агрегатів, а також

утворює суцільні грубозернисті скупчення в крайових частинах лінзоподібних відокремлень раннього крупнокристалічного кварцу. Вміст магнетиту в цих зонах варіює від 0,5 до 4,0 %, в середньому становлячи 2,3 %. Він представлений у більшості випадків зрощеннями щільної та зернистої модифікацій. Магнетит зустрічається повсюдно, практично у всіх типах руд, утворюючи як самостійні виділення, так і зрощення з піритом, гематитом, мінералами кварцу та карбонатів.

Мінерал утворює вкрапленики розміром від одиниць мікрон до 1 мм, переважно ізометричні, рідше – ксеноморфні та пластинчасті. Магнетит постійно обростає і заміщується гематитом (процес мартитизації), в якому часто зберігаються численні реліктові його мікровключення. Характерною особливістю є включення магнетиту в ядра футляроподібних виділень гематиту. У свою чергу магнетит містить численні ідіоморфні включення і скелетні кристали гематиту. Нерідко на границях магнетиту і гематиту, у супроводі нерудних мінералів (кварцу, кальциту, гранатів), вздовж границь виділень магнетиту та нерудних мінералів (кальциту, кварцу, слюд) розвиваються виділення цільового залізорудного компонента. Хімічний склад магнетиту відповідає рівням вмісту Fe - 59,04-60,0 %; O - 40,96 – 40,0 % [21-25].

Гематит – один із головних мінералів первинних руд, представлений різними генераціями. Він утворює в руді тонкі вкрапленики, а також виділення в пізніх гідротермальних прожилках. Вміст гематиту варіює в межах десятих часток – 2,1 %, в середньому становлячи 1,4 %. Форма виділень гематиту – від ідіоморфних розрізнених кристалів призматичного та голчастого габітусу розміром від одиниць мкм до 1 мм, до скупчень зерен розміром 1,5 мм. Характерні вільні виділення мінералу, зрощення з магнетитом, мінералами силікатів; рідше зустрічаються включення гематиту в піриті. Найбільш поширеними є зрощення з магнетитом, де гематит утворює численні скелетні метакристали, або є футляроподібним носієм магнетиту. Хімічний склад гематиту відповідає рівням вмісту Fe - 34,62-36,6 %, SiO₂ - 39,9-43,56 %, O - 21,65-23,6 % [15, 22-27].

Залізовмісні фази утворюють спільно з магнетитом ксеноморфні виділення в центральних частинах зерен гематиту, розташовуючись або на контакті мінералів, або в полях магнетиту в ядрах гематиту, де нерідко супроводжуються виділеннями нерудних мінералів, переважно карбонатів або слюд, рідше – кварцу.

Пірит поширений в рудах повсюдно, але в менших (від 0,1 до 1%) кількостях, ніж магнетит і гематит. Він утворює тонку вкрапленість і формує переривчасті прожилки в основній масі порід. Кристалічні і друзові агрегати виповнюють малопотужні тріщинки і прожилки. Зустрічається в численних зрощеннях з рудними мінералами руд. У пізніх метакристалах піриту, розміром до 1 мм в поперечнику, в поодиноких випадках зустрічаються тонкі включення і мікропрожилки оксидів заліза[3-7].

Гьотит і гідроксиди заліза є підпорядкованими мінералами руд, але в деяких типах руди їх вміст дуже високий, і вони є одними з головних мінералів, приурочених до пізньої низькотемпературної стадії мінералоутворення. Як правило, виділення гьотиту і гідроксидів розвинені в жильних утвореннях, серицитолітах і рудах з підвищеною гідрослюдиذاцією та карбонатизацією, а також на контактах вміщуючих метасоматитів з кварц-карбонатними гніздами і прожилками. Хімічний склад гьотиту відповідає рівню Fe - 73,2%, O – 26,8%[28].

Асоціація рідкісних мінералів характеризується змінним хімічним складом і приурочена до пізніх низькотемпературних гідротермальних прожилків, гнізд і цементу тектонічних брекчій в метасоматитах. Мінерали систем Ni-Fe-O, Pb-Fe-O, Cu-Fe-O, Co-Fe-O, Fe-Ti утворюють тісні зрощення між собою, а також з гьотитом, магнетитом, халькопіритом з утворенням евтектичних, реакційних, облямівочних структур.

У незначній кількості в рудах присутні сфалерит, галеніт, халькопірит, тетраедрит, що утворюють більш пізню низькотемпературну асоціацію.

Як мінерали-домішки, що не становлять практичного інтересу, в рудах присутні мінерали титану (рутил, сфен) і вольфраму (вольфраміт, шееліт), що

утворюють тонку вкрапленість серед основної маси метасоматично змінених порід.

Основний залізорудний мінерал є головним промисловим компонентом руд модельного родовища, утворює нерівномірну вкрапленість зерен розміром від часток і одиниць мікрон, що спостерігаються лише при збільшеннях від 200х до 200 000х, до видимих агрегатів розміром до 3 мм[29-33].

Вміст цільового компонента за даними випробування коливається в межах 0,2 % - 84,2 % до 164,2 % (умовних одиниць у зонах локального збагачення) в одиничних випадках (С-23506, інт. 459,0-460,0 м). Коефіцієнт варіації вмістів у первинних рудах змінюється від 78% до 96%.

Рудні мінерали модельного родовища характеризуються різним забарвленням - від сталевो-сірого, чорного до червонувато- і буро-коричневого, що зумовлено присутністю елементів-домішок. В основній масі залізо представлене високочистим різновидом (до 100,0% Fe в оксиді). У підпорядкованій кількості в рудах встановлено присутність складних силікатів, що утворюють виділення в асоціації з гьотитом та гідроксидами. Як елементи-домішки в мінералах встановлено присутність кремнію (1-57%), марганцю (до 41%), титану (2-37%), меншою мірою – алюмінію (1-10%, зрідка – до 25%), нікелю (0,8-3,7%)[30-33].

Серед мінералів оксидної асоціації, в полях магнетиту серед гематиту, зустрічаються виділення зонального заліза з домішкою Al і Ti з більш чистою зовнішньою зоною (чистота 98,07%) з домішкою марганцю (1,93%). Внутрішня (більш темна) характеризується вмістом заліза 85,36%, титану – 12,54%, алюмінію 2,1%.

У прожилковидних і ксеноморфних виділеннях зустрічається неоднорідний за складом цільовий компонент: в різних ділянках в межах одного зерна вміст заліза варіює від високочистого (100,0%) до 93,54% з домішкою титану (3,48-5,85%) і алюмінію (1,30-1,48%).

Поодинокі зерна з пізньої асоціації представлені відносно низькочистим різновидом (73,4 – 82,45%) з підвищеним вмістом Si (12,4 – 16,6%) і домішкою

Ni (0,89 – 6,5%), вельми низькочистим різновидом з вмістом Fe 23,55% - 35,05% і Ni 3,94 – 8,85%, а також складними сполуками з вмістом Si 59,97-68,89%[35].

Форма виділень рудних компонентів в рудах переважно неправильна, пластинчаста, прожилковидна, плівково-інтерстиційна.

За структурно-текстурними особливостями цільовий компонент класифікується наступним чином:

1. Мономінеральні вільні виділення серед нерудних мінералів:

- * мікрокристалічні включення всередині зерен кварцу розміром від часток мікрона до перших десятків мікрон;

- * вкрапленики серед нерудних мінералів основної маси метасоматитів уздовж границь їх зрощень, інтерстицій зерен (розмір виділень цільового компонента від часток мікрона до перших сотень мікрон);

- * прожилковидні виділення серед основної маси порід у гніздах і прожилках карбонатів, слюд, кварцу (розмір від одиниць мікрон до 2,0 мм);

- * «в'язані» (сітчасті) агрегати, виповнення тонких мікропрожилків і заповнення тріщин у пізніх гідротермальних кварц-карбонатних утвореннях (розмір виділень від одиниць мікрон до 3,0 мм; відзначаються і більші плівкові агрегати).

2. Зрощення з іншими рудними мінералами (магнетитом, гематитом, піритом) серед нерудних мінералів, переважно кварцу, слюд, карбонатів[3-7]. Виділення цільового компонента розміром від одиниць мікрон до 11 мкм приурочені переважно до границь зрощень рудних і нерудних мінералів, насамперед – контактів магнетиту і гематиту з кварцом, слюдами та карбонатами.

Тонкі облямівки рудних фаз потужністю частки – одиниці мікрон, а також інтерстиційні виділення, розміри яких досягають 50-60 мкм, утворюються вздовж границь зростання гематиту, силікатів та мінералів марганцю [36-38].

3. Включення в рудотвірних мінералах. Отримані в останні роки дані свідчать про те, що лише невелика частина цільового компонента первинних руд утворює дуже тонкі включення (від часток до одиниць, рідше – перших десятків мікрон) у тонкопризматичних, тонкоголчастих, псевдоромбічних кристалах

гематиту ранньої генерації. Ширше розповсюджені зрощення і включення залізорудних фаз розміром від часток до перших сотень мікрон у гематиті пізнішої, більш низькотемпературної генерації. Розмір включень у гематиті становить від часток до десятків мікрон.

Більш рідко такі ж тонкі включення зустрічаються в зернах і кристалах піриту.

Серед багатих руд пізньої низькотемпературної асоціації цільові мінерали утворюють зрощення і включення в сидериті, хлоритах, карбонатах, слюдах; зустрічаються тонкі зрощення з мінералами титану та марганцю. Форма виділень рудних компонентів – ксеноморфна, облямівочна, краплеподібна, пластинчаста, розміри виділень від часток мікрона до 70x120 мкм[35-40].

Окиснені руди на 60-85% представлені пухким глинисто-алевритовим матеріалом. Переважає алевритовий матеріал. Крупноуламковий матеріал у рудах практично відсутній. Середній гранулометричний склад окиснених руд: +5 мм – 7,2%; -5+2 мм – 4,0%; -2+0,6 мм – 7,0%; -0,6+0,2 мм – 2,5%; -0,2 мм – 79,3%.

Мінералогічний склад окиснених руд досить простий. Переважаючими нерудними мінералами є кварц (65-80%) залишковий породоутворюючий і накладений прожилковий, гідратовані калієві слюди (14-35%), незначна кількість глинистих мінералів (6%) – каолінит і менше монтморилоніт. Рудні мінерали представлені оксидами і гідроксидами заліза та марганцю, що визначають характерні кольори руд: бурий, жовтий, червоний, сірий[1, 3-7].

Цільовий залізорудний компонент в окиснених рудах присутній у вигляді пилюватих і тонкодисперсних виділень розміром 0,001 – 0,05 мм. Основна його частина концентрується в класі 0,071 мм і пов'язана з гідроксидами заліза та важкозбагачуваними оксидами (78,3-92,1 відн.%).

Окиснені руди належать до одного технологічного типу і сорту руд. За хімічним складом руда висококремнеземиста з масовою часткою кремнезему, глинозему та оксидів заліза-марганцю понад 90%. За даними раціонального аналізу при крупності подрібнення -0,2 мм, вільний рудний мінерал, що легко

розкривається та збагачується, становить 93,9%, а міцно зв'язаний з іншими оксидами – 4,4%.

1.5 Тектоніка

Моделльне залізорудне родовище розташоване в синклінальній частині Криворізького басейну, в межах Інгулецького та північно-східної частини Саксаганського антикліноріїв і обмежене із заходу зоною Західно-Інгулецького, а зі сходу – Східно-Криворізького глибинних розломів.

Найбільш широко розвинені в районі північно-західні розломи, що об'єднуються у дві великі зони – Західно-Інгулецьку та Східно-Криворізьку, які впливають на формування складчасто-розривних структурних форм, на становлення гранітоїдних батолітів, пізніше – на формування залізорудних родовищ, а в мезозої та кайнозої – на прояв процесів ерозії і формування кір вивітрювання. Розломи північно-східного та широтного напрямків проявлені менш широко, але, тим не менш, відіграють важливе значення в контролі залізорудної мінералізації[1-5].

Генеральними, що визначають тектонічну будову площі, є розривні порушення двох типів: підкидо-скиди та насуви. Підкидо-скидові порушення мають переважно північно-західне простягання. Площини зміщувачів розломів зазвичай являють собою серію зближених тектонічних зон (глинка тертя, брекчії, мілоніти), що іноді супроводжуються графітизацією та пропілітизацією.

Кути нахилу площини зміщувача найбільш добре вивченого Головного Криворізького насуву варіюють від 10-15° до 90°. Площина насуву ускладнена лежачими і перекинутими складками. Більша частина насувів має схід-північно-східний напрямок руху, набагато рідше північно-західний. Площини зміщувачів і породи алохтону, в яких проявилися процеси вуглеродистого метасоматозу, виступали в ролі екрану для рудоутворюючих розчинів, а ускладнені форми загальної структури – пастками для формування рудних тіл[3, 7].

Метаосадові породи скелюватської та саксаганської серій зазнали інтенсивних складчастих деформацій. У межах рудного вузла складчастість має

аномальне залягання по відношенню до регіональних структур. Виділяються центральна гребенеподібна Саксаганська антикліналь та причленовані до неї з півночі і півдня Північна та Південна синкліналі, осі яких орієнтовані в субширотному – схід-північно-східному напрямку [5-7]

1.6 Гідрогеологія

У районі робіт річкова мережа представлена струмком Саксаганський і його правими притоками – струмками Східний та Західний. На північний захід від родовища протікає струмок Ганнівський, який після злиття зі струмком Саксаганський утворює річку Саксагань. За 2,5 – 3 км на південь, біля підніжжя Криворізької височини беруть початок рр. Жовта і Зелена. Річки Саксагань і Жовта належать до басейну р. Інгулець, а річка Зелена – до басейну р. Дніпро. Район робіт належить до області з високим поверхневим стоком води. За картою підземного стоку він також характеризується аномально високими середньобагаторічними модулями стоку (до 4 і більше л/с з км²)[3-7].

Для водного режиму водотоків, що стікають з височин і розташовані в межах водозбірної площі, характерні яскраво виражена весняна повінь, невеликі дощові паводки в літньо-осінній період і низька зимова межень. Під час весняного паводка проходить близько 60% об'єму річного річкового стоку. Найвищі рівні та максимальні витрати води в поверхневих водотоках відзначаються здебільшого наприкінці травня – на початку червня. Закінчується повінь у червні – на початку липня, після чого на водотоках спостерігається літньо-осіння межень (до початку – середини вересня). Осінній паводок, як правило, слабо виражений і триває не більше двох тижнів. Зимова межень настає в лютому і триває до перших чисел травня [1, 3].

Родовище характеризується наявністю водоносних горизонтів зони екзогенної тріщинуватості та тріщинно-жильних вод метаморфічних порід, а також порових вод утворень кори вивітрювання та делювіально-алювіальних четвертинних відкладів. Виходячи з літологічних особливостей і фільтраційних параметрів, на родовищі виділено кілька водоносних горизонтів[5-10]:

- Водонесний горизонт делювіально-алювіальних відкладів - поширений смугами шириною 200–250 м по долинах річок і струмків. Потужність обводнених відкладів від 1,5 до 13,0 м. Водовмісними породами є піски, гравійно-галечні та жорствяно-щебеністі відклади із суглинистим і супіщаним заповнювачем. Коефіцієнт фільтрації від 0,55 до 8,23 м/добу, водопровідність від 10,0 до 98,4 м²/добу, дебіти свердловин при відкачці води від 0,6 до 2,8 л/сек. Через четвертинні відклади розвантажується основна маса підземних вод, через ці відклади відбувається й основний транзит поверхневих вод у водонесні горизонти екзогенної тріщинуватості та кори вивітрювання[3-7].

- Водонесний горизонт утворень кори вивітрювання - приурочений до знижень рельєфу і контролюється зонами тектонічних порушень. Водовмісними породами є супіски, суглинки, піски тощо до жорствяно-щебеністих утворень. Потужність горизонту від 10-15 до 350-400 м. Коефіцієнт фільтрації від 0,1-0,5 до 0,5-8,0 м/добу, водопровідність 0,84-436 м²/добу, водовіддача середня $1,7 \times 10^{-2}$. Спостерігається тенденція до зменшення коефіцієнта фільтрації з глибиною[7-9].

- Водонесний горизонт слюдисто-кварцових сланців верхньої літологічної пачки - поширений на північ і схід від родовища. Підземні води в нижній частині долин залягають на глибинах 2-5 м, а по долинах часто володіють місцевими напорами в 1,5–2 м. Водорясність сланців невисока. Водопровідність від 1 до 338 м²/добу, в середньому близько 71 м²/добу[13, 27].

- Водонесний горизонт кварц-слюдисто-вуглеродистих сланців - найбільшою мірою визначає ступінь обводненості родовища. Коефіцієнт фільтрації варіює від 0,0022 до 4,2 м/добу, водопровідність від 0,19 до 1030 м²/добу. Найбільші значення характерні в зоні тектонічних порушень[3-7].

- Водонесний горизонт слюдисто-кварц-карбонатних порід - поширений у ядерній частині структури. Найбільш суттєвою особливістю є розвиток по них карсту в приконтатній зоні з кораи вивітрювання. Потужність зони карстування - перші метри. Карст зазвичай заповнений глинистими утвореннями. Свердловинами підземні води розкриваються на глибині 5-10 м, а

під корама вивітрювання — і на 200-300 м. Водопровідність від 0,037 до 558 м²/добу. Найбільші значення характерні для зон карстування і тектонічних порушень [3-7].

На основі аналізу гірничо-геологічних та гідрогеологічних умов модельного залізрудного родовища Криворізького басейну можна зробити наступні висновки, які є визначальними для проектування підземного відпрацювання підкар'єрних запасів:

- знаходиться у сприятливих економіко-географічних умовах із добре розвиненою транспортною та енергетичною інфраструктурою, що є типовим для Кривбасу. Це значно полегшує і здешевлює капітальне будівництво та експлуатацію майбутнього підземного рудника.

- характеризується складною будовою. Основні запаси зосереджені у рудному тілі №4 (Східна ділянка), яке має сідлоподібну форму, значні коливання потужності (від 130 до 470 м) та простежується на велику глибину (до 780 м). Круте падіння гілок рудного тіла (60–80°) та значна глибина поширення роблять доцільним та економічно обґрунтованим перехід на підземний спосіб відпрацювання після завершення відкритих гірничих робіт (відпрацювання підкар'єрних запасів).

- наявність інтенсивних складчастих деформацій, розривних порушень (підкидо-скиди, насуви) та зон дроблення (брекчії, мілоніти) свідчить про складний напружено-деформований стан масиву. З одного боку, це вимагатиме посиленої уваги до кріплення капітальних та підготовчих виробок, а з іншого — створює сприятливі умови для застосування систем розробки з масовим обрушенням руди та порід, оскільки масив є природно порушеним і схильним до обвалення.

- представлене окисненими (верхні горизонти) та первинними неокисненими магнетит-гематитовими рудами. Значна варіативність вмісту цільового компонента та наявність різних мінеральних асоціацій вимагатимуть ретельного усереднення рудної маси під час випуску.

- гідрогеологічні умови характеризуються як складні через наявність кількох водоносних горизонтів та аномально високий поверхневий стік. Особливу небезпеку для підземних гірничих робіт становлять зони карстування в карбонатних породах та обводнені тектонічні порушення, що потребуватиме проектування надійної системи шахтного водовідливу та випереджального дренажу підкар'єрної зони для недопущення проривів води у гірничі виробки.

Проведений аналіз гірничо-геологічних умов родовища показав, що воно є складними, проте цілком придатними для організації високоефективного підземного видобутку. Значна потужність рудних тіл, крутий кут їх падіння та висока тектонічна тріщинуватість масиву є визначальними факторами, які обґрунтовують доцільність застосування високоефективних систем розробки з масовим обрушенням руди і порід для відпрацювання підкар'єрних запасів.

2. ОБГРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

Режим роботи рудника – безперервний. Кількість робочих днів на рік – 365; кількість змін на добу – 3; тривалість зміни 7,2 години; тривалість міжзмінного перерви 0,5 години. Тривалість робочої зміни на поверхні 12 годин.

За вихідними даними визначаємо виробничу потужність за гірничими можливостями і перевіряємо отримане значення за мінімально допустимим строком служби.

Величина балансових запасів руди в родовищі:

$$Б = \frac{m \cdot L_{\text{пр}} \cdot (H_p - H_3) \cdot \gamma}{\sin \alpha} = \frac{80 \cdot 600 \cdot (780 - 280) \cdot 3,4}{\sin 70^\circ} \approx 86808510 \text{ т}$$

де:

Б - балансові запаси руди в родовищі, т;

m - нормальна потужність рудного тіла, м;

L_{пр} - довжина рудного тіла за простяганням, м;

γ - об'ємна густина руди, т/м³;

α- кут падіння рудного тіла, град;

H_p – глибина поширення рудного тіла, м (780 м);

H₃ – глибина залягання рудного тіла, м (280 м) (рис. 1.2).

Аг	3 000 000 т
Т _р	30
Т _м	30

При цьому розрахунковий термін існування рудника можна визначити за формулою:

$$T_p = \frac{B \cdot (1 - \Pi)}{A_r \cdot (1 - P)} = \frac{86808510 \cdot (1 - 0,01)}{3000000 \cdot (1 - 0,02)} \approx 29,2 \approx 30 \text{ років}$$

де $\Pi = 0,01$; $P = 0,02$.

Розрахунковий строк служби повинен бути рівним або більшим за мінімально-допустимий строк служби (T_m), що встановлюється залежно від річної продуктивності.

Відповідно до чинного нормативу[10-15] річну продуктивність рудника за гірничими можливостями (A_r) визначають наступним чином:

Горизонтальну площу рудного тіла (S) визначають за формулами:

$$S = l \cdot \frac{m \cdot L_{\text{пр}}}{\sin \alpha}$$

$$S = \frac{80 \cdot 600}{0,94} = 51064 \text{ м}^2$$

$$A_r = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - \Pi)}{1 - P}$$

де:

V – середнє річне поглиблення очисного виїмання по всій рудній площі, м ($V = 10$ м/рік);

K_i – поправочні коефіцієнти, що враховують, відповідно, кут падіння, потужність рудного тіла, застосовувану систему розробки та число поверхів, що знаходяться в одночасному відпрацюванні.

$$A_r = \frac{10 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 2,0 \cdot 51064 \cdot 3,4 \cdot (1 - 0,01)}{1 - 0,02} = 2982344 \text{ т/рік}$$

Остаточню приймаємо річну продуктивність рудника за гірничими можливостями, рівною 3 млн т/рік, оскільки забезпечити більшу продуктивність підприємства нам не дозволяють можливості.

Родовище «Саксаганське» [3-7] нижче дна існуючого кар'єру (глибиною 525 м) являє собою два конусоподібних рудних тіла (поклади) еліпсоподібної форми — Західне та Східне. Проектна виробнича потужність – 4 млн т/рік, при річному поглибленні гірничих робіт – 14,8 м/рік.

Розкриття підкар'єрних запасів (І черга на відм. -290/580 м).

Перша черга розкриття покладу "Саксаганський" здійснюється з поверхні трьома вертикальними стволами круглого перерізу, розташованими на єдиному промайданчику:

- скіповим стволом глибиною 1046 м (СС) діаметром 9 м, обладнаним: двома парами зрівноважених скіпів (СМ-15-188-2.0.22000) вантажопідйомністю по 30 т.
- клітьовим стволом глибиною 959 м (КС) діаметром у світлі 8 м, обладнаним: спецкліттю з розміром у плані (7100x2800) вантажопідйомністю 20 т, з противагою і багатоканатним підйомом; кліттю (51НВ2,0А) вантажопідйомністю 1,1 т з однокінцевим підйомом;
- вентиляційно-допоміжним стволом глибиною 1069 м (ВДС) діаметром 8 м, обладнаним: кліттю (31НВ4,5А) вантажопідйомністю 13,5 т з противагою і багатоканатним підйомом; кліттю (31НВ4,5А) вантажопідйомністю 3 т з однокінцевим підйомом.

Запаси рудних тіл [5-7] Західне і Східне розкриваються від стволів КС і ВДС на горизонтах -380, -480 і -580 м чотирма квершлагами перерізом у світлі по 23,5 м². Транспортні квершлагги передбачаються для локомотивного відкатування рудної маси від дільничних рудоспусків до розвантажувальних камер капітальних рудоспусків у районі скіпового ствола. Висота поверху при розкритті

всіх рудних тіл становить 100 м. Схема розкриття підземного рудника "Саксаганський" наведена на рис. 2.1.

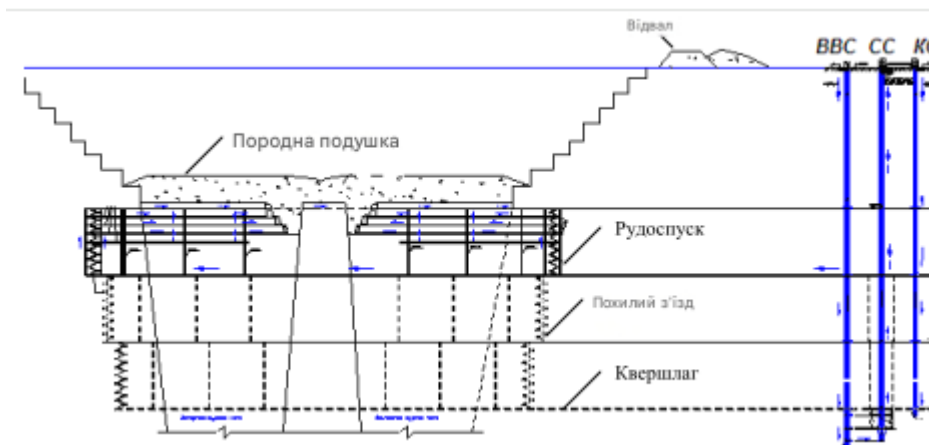


Рис. 2.1 Схема розкриття родовища «Саксаганське» [15-17]

Рудник «Інгулецький-Глибокий» - є найпотужнішим підземним підприємством модельного залізорудного комбінату Кривбасу. Рудник відпрацьовує центральну частину Жовтневого родовища багатих залізних руд на великих глибинах і включає в себе два рудні поклади: Західний (Х-І (0)) і Північний (С-2). Поклад представлений у вигляді плитоподібного тіла довжиною 1,8 км і шириною 0,75-0,9 км, що занурюється у східному/північно-східному напрямку з глибини 1000 до 1750 м. Потужність покладу змінюється від 1,0 до 44,1 м і становить у середньому 20 м. Другий Північний поклад має складну конфігурацію довжиною 2,15 км. Ширина його коливається від 0,3 до 1,0 км. Середня потужність 6-7 м, максимальна – 22,3 м. Глибина залягання – 1200 – 1400 м. Кут падіння покладу верхніх блоків (запаси гор. –1050 і –1100 м) становить 14-22°, нижніх блоків (до гор. –1400 м) – 8-12°. Вище багатих руд залягають вкраплені руди. Потужність вкраплених руд досягає 40 м.

Родовище розкрито 6 вертикальними стволами.

Клітьовий ствол № 3 (КС-3) і скіповий ствол № 3 (СС-3) розташовані на основному проммайданчику рудника поруч з основним проммайданчиком рудника "Жовтневий". Допоміжні стволи: породо-закладальний (ПЗС) і повітроподавальний (ППС) розташовані на допоміжному проммайданчику, що знаходиться в безпосередній близькості від рудного покладу.

Вентиляційні стволи № 5 і № 6 (ВС-5 і ВС-6) розміщуються на північному фланзі родовища. У стадії будівництва знаходиться ще один вентиляційний ствол № 7 (ВС-7), який буде забезпечувати вентиляцію нижніх горизонтів. Усі проммайданчики сплановані та мають під'їзні автомобільні дороги.

Провітрювання рудника здійснюється всмоктувальним способом за фланговою схемою. Свіже повітря подається по стволах КС-3, ПЗС, ППС, СС-3 і далі по відкатних і транспортних виробках надходить в очисні, підготовчі та нарізні виробки і технологічні камери. Для умов рудника-аналога "Інгулецький-Глибокий" [33-37] передбачається переважне застосування систем розробки з підповерховим обрушенням руди і порід (частка застосування понад 80%). Після проведення дослідно-промислових випробувань в обмежених обсягах передбачається застосування камерної системи розробки з наступним закладанням. Напрямок руху фронтів очисних робіт прийнято на схід і захід від місць розрізної щілини (меридіональний фронт). У всіх варіантах рудні тіла діляться на виїмкові панелі (довжиною 120 м) та стрічки (шириною 8,0 м) з можливим незалежним веденням гірничих робіт на кожній з них. Схема розкриття рудника-аналога наведена на рисунку 2.2.

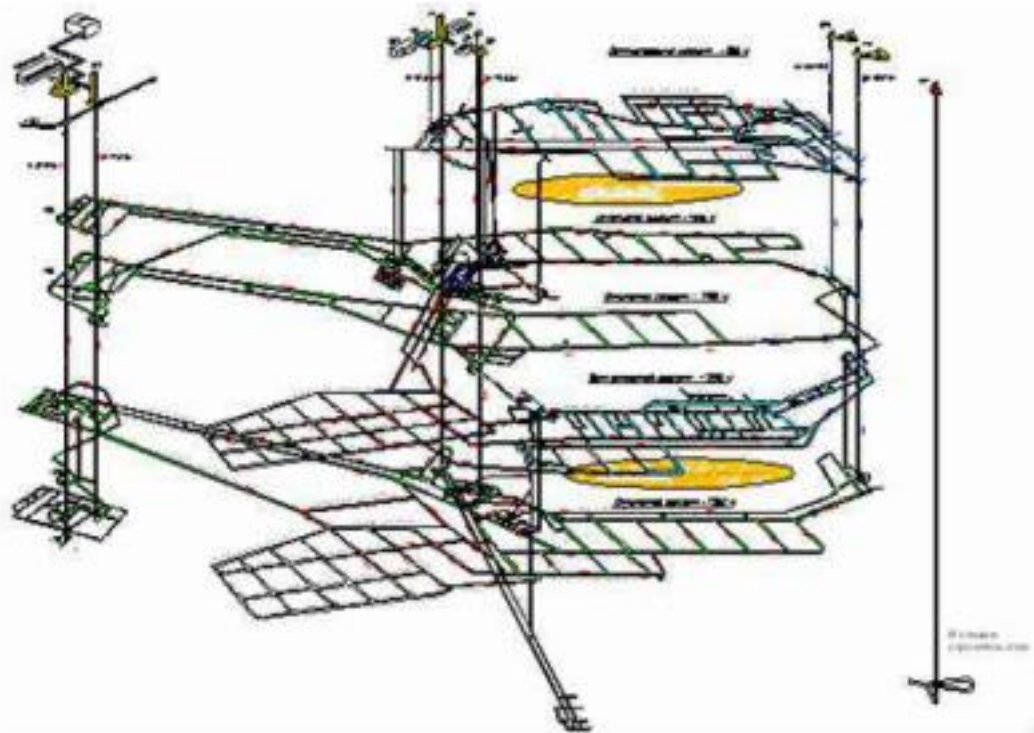


Рис. 2.2 Схема розкриття рудника-аналога

Усі основні технологічні операції при видобутку руди (включаючи прохідницькі роботи, очисне виймання, кріплення, обірку заколів, зарядження) виконуються із застосуванням самохідного дизельного обладнання. На даний момент на руднику експлуатується 91 одиниця самохідного дизельного обладнання.

Таблиця 2.2 Структурна класифікація способів розкриття.

Структурна ознака	Варіанти виконання
1. Тип схеми розкриття за кількістю головних розкривних виробок	проста схема комбінована схема
2. Тип головної розкривної виробки	ствол вертикальний
3. Положення головної розкривної виробки в площині простягання родовища	центральне
3.1. Розташування головних і допоміжних розкривних виробок	на різних проммайданчиках
4. Положення головної розкривної виробки відносно родовища	у лежачому боці
5. Організація транспортних потоків	концентрація транспорту на певному горизонті (концентраційні горизонти) з відкаткою руди на кожному горизонті
6. Ступінчастість розкриття	одноступінчасте багатоступінчасте
7. Етапність розкриття	багатоетапне
8. Тип підйому	скіповий
9. Тип приствольного двору	кільцевий

Доставка відбитої рудної маси до дільничних рудоспусків, виконання допоміжних робіт з доставки матеріалів, зачистки гірничих виробок, підсипки

закладальних перемичок тощо ведеться в повному обсязі навантажувально-доставочними машинами (НДМ) вантажопідйомністю 4-14 тонн (у кількості 27 одиниць) виробництва провідних світових фірм (Caterpillar, Sandvik, Epiroc).

Таблиця 2.3 Структурна класифікація підготовки.

Структурна ознака	Варіанти виконання
1. Тип масиву, в якому пройдено відкатні виробки	у лежачому боці
2. Тип відкатної виробки (за місцем навантаження відкатних посудин)	штреки
3. Наявність закільцювання для потокового руху транспорту	кільцева

Правильний вибір способу розкриття родовища має велике значення, оскільки ним визначається, на тривалий відрізок часу, розмір необхідних капітальних вкладень, загальна технологія виробничих процесів, рівень механізації.

Вибір схеми розкриття залежить від цілого ряду геологічних, гірничотехнічних та економічних факторів: форми і розмірів рудного тіла, його потужності і кута падіння, глибини залягання рудного тіла, рельєфу поверхні, виробничої потужності рудника і строку його служби, цінності руди і застосовуваної техніки. Урахування впливу перелічених факторів має проводитися комплексно.

Виходячи з глибини поширення родовища нижче рівня дна існуючого кар'єру, що дорівнює 750 м, і виробничої потужності підземного рудника – 3 млн т на рік, можуть бути рекомендовані наступні способи розкриття:

1. Вертикальний скіповий ствол із рудоспусками біля рудного тіла.
2. Вертикальний скіповий ствол зі сліпим стволом.

Тип підйому по вертикальному стволу при заданій продуктивності, потужності та глибині поширення можливий скіповий.

Для вибору оптимального способу розкриття проведено порівняльний аналіз переваг і недоліків даних варіантів, наведений у таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 Вибір способу розкриття

Варіант розкриття	Переваги	Недоліки
Вертикальний скіповий ствол із рудоспусками біля рудного тіла	Проста схема; Зменшена витрата повітря; Менша довжина ствола.	Менша продуктивність; Велика довжина квершлагів; Більші капітальні витрати.
Вертикальний скіповий ствол зі сліпим стволом	Більша продуктивність; Менші капітальні витрати; Менша довжина квершлагів.	Велика довжина сліпого ствола; Складна схема розкриття; Необхідність підземних дробильних установок.

Перерізи вентиляційних виробок необхідно перевірити на допустиму швидкість руху повітря з урахуванням розвитку очисних робіт по поверхах.

Орієнтовно, потрібна кількість повітря Q становить:

$$Q = 80 * A_{\Gamma} = 80 * 3,0 = 240 \text{ м}^3/\text{с}$$

де A_{Γ} – річна виробнича потужність рудника, $A_{\Gamma} = 3,0$ млн т/рік.

Швидкість руху повітря V_B повинна задовольняти умову:

$$V_B = Q/S < V_d$$

де S – переріз виробки, м^2 ; V_d – допустима швидкість руху повітря по виробці, $\text{м}/\text{с}$.

Площі поперечного перерізу головних розкривних виробок, таких як концентраційний квершлаг і штрек, визначають експертно за річною виробничою потужністю рудника, а потім, за необхідності, коригують за габаритами застосовуваного обладнання.

Таблиця 2.5 Максимальні швидкості руху повітря по виробках

Виробки	Розрахункова швидкість, м/с	Допустима швидкість, м/с
Вертикальні стволи, по яких проводяться спуск і підйом людей та вантажів	12	12
Вертикальні стволи, обладнані підйомними установками, призначеними для підйому людей в аварійних випадках і огляду стволів, а також вентиляційні канали	15	15

Площу скіпового рудовидачного ствола S_B можна визначити за формулою:

$$S_B = 23,4 + 3,6 A_{\Gamma} = 23,4 + 3,6 * 3,0 = 34,2 \text{ м}^2$$

Переріз скіпового ствола підбирають виходячи з типових перерізів стволів шахт, тобто приймаємо $S_B = 33,2 \text{ м}^2$

А переріз допоміжних стволів буде дорівнювати $S_{B\text{сп}} = 19,6 \text{ м}^2$.

Площа поперечного перерізу квершлагів S_K у першому наближенні дорівнює:

$$S_K = 4,2 + 5,4 A_{\Gamma} = 4,2 + 5,4 * 3,0 = 20,4 \text{ м}^2$$

Об'єми приствольних дворів (ПСД) можна визначити з виразів:

- основного приствольного двору $V_{\text{оо}}$:

$$V_{oo} = 4 + 7,6 * 3,0 = 26,8 \text{ тис. м}^3$$

- допоміжного приствольного двору $V_{ов}$:

$$V_{ов} = 1 + 0,2 * 3,0 = 1,6 \text{ тис. м}^3$$

Обсяги гірничо-капітальних виробок 1-го варіанта розкриття (табл. 2.6) та 2-го варіанту розкриття (табл. 2.7).

Таблиця 2.6 Гірничо-капітальних виробок 1-го варіанта (Вертикальний скіповий ствол із рудоспусками біля рудного тіла)

Найменування виробок, будівель, споруд, обладнання	Кількість	Довжина, м	Переріз, м ²	Об'єм, м ³	Вартість, грн/м ³	Капітальні витрати, грн
Вертикальний скіповий ствол	1	850	33,2	28 220	50 000	1 411 000 000
Вертикальний клітьовий ствол	1	850	33,2	28 220	45 000	1 269 900 000
Допоміжні стволи (ПЗС, ППС)	2	850	19,6	33 320	40 000	1 332 800 000
Приствольні двори (сумарно на 10 горизонтів)	10	-	-	120 000	25 000	3 000 000 000
Квершлагги (по 3 шт. на 10 горизонтів)	30	400	20,4	244 800	18 000	4 406 400 000
Відкатні штреки (сумарно на 10 горизонтів)	10	800	16,0	128 000	15 000	1 920 000 000
Капітальні рудоспуски (між горизонтами)	10	80	6,0	4 800	22 000	105 600 000
Камери водовідливу, склади ПММ та ВМ	5	-	-	15 000	20 000	300 000 000
Разом по виробках:				602 360		13 745 700 000
Невраховані виробки (5%)				30 118		687 285 000
Усього за 1-м варіантом:				632 478		14 432 985 000

Таблиця 2.7 ГКВ 2-го варіанта (Вертикальний скіповий ствол зі сліпим стволом)

Найменування виробок, будівель, споруд, обладнання	Кількіст	Довжин	Переріз,	Об'єм, м³	Вартість, грн/м³	Капітальні витрати, грн
Вертикальний скіповий ствол (до гор. -330)	1	450	33,2	14 940	50 000	747 000 000
Вертикальний клітьовий ствол (до гор. -330)	1	450	33,2	14 940	45 000	672 300 000
Допоміжні стволи 1, 2 (до гор. -330)	2	450	19,6	17 640	40 000	705 600 000
Сліпий скіповий ствол (від -330 до -730)	1	400	33,2	13 280	65 000	863 200 000
Сліпий клітьовий ствол (від -330 до -730)	1	400	33,2	13 280	60 000	796 800 000
Приствольні двори (сумарно на 10 горизонтів)	10	-	-	140 000	28 000	3 920 000 000
Квершлагги (по 3 шт. на 10 горизонтів, скорочені)	30	150	20,4	91 800	18 000	1 652 400 000
Відкатні штреки (сумарно на 10 горизонтів)	10	800	16,0	128 000	15 000	1 920 000 000
Камери водовідливу, перевантажувальні вузли	6	-	-	20 000	20 000	400 000 000
Разом по виробках:				453 880		11 677 300 000
Невраховані виробки (5%)				22 694		583 865 000
Усього за 2-м варіантом:				476 574		12 261 165 000

Як свідчать розрахунки, Варіант 2 (зі сліпими стволами) потребує менших сумарних капітальних витрат (близько 12,26 млрд грн проти 14,43 млрд грн). Зниження вартості досягається за рахунок різкого зменшення загального обсягу проходження дорогих пористих виробок - квершлагів на глибоких горизонтах, що повністю компенсує підвищені питомі витрати на спорудження сліпих стволів та додаткових підземних перевантажувальних камер.

3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

При проходці ствола використовується обладнання: пневмонавантажувач КС-3 та бурильна установка СМБУ-4М.

Розрахунок бетонного монолітного кріплення

Розрахунок кріплення ведуть у такій послідовності:

1. Розрахункову глибину (H_p , м) розміщення виробки слід визначати за формулою:

$$H_p = H * k = 1315 * 1 = 1315 \text{ м}$$

де H - проектна глибина розміщення виробки або її ділянки, м; k - коефіцієнт, що враховує відмінність напруженого стану масиву гірських порід порівняно з напруженим станом, викликаним власною вагою товщі порід до поверхні, приймається рівним 1 для звичайних гірничо-геологічних умов або встановлюється експериментально: для районів, схильних до рухів земної кори і в зонах тектонічних порушень, за відсутності експериментальних даних k приймається рівним 1,5.

2. Розрахунковий опір порід (масиву) стисненню R_c слід визначати за формулою:

$$R_c = f * 10 * k_c = 12 * 10 * 0,2 = 24 \text{ МПа}$$

де R - середнє значення опору порід у зразку одноосному стисненню, що встановлюється експериментально за результатами випробувань зразків порід, МПа; k_c - коефіцієнт, що враховує додаткову порушеність масиву порід поверхнями без зчеплення або з малою зв'язністю (дзеркала ковзання, тріщини, глинисті прошарки тощо), приймається $k_c = 0,2$.

3. Визначають величину критерію стійкості порід вертикальної виробки (C) за формулою:

$$C = \frac{k_r k_{сб} k_{ц} k_t H_p}{26,3 + k_{\alpha} R_c (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_c)} =$$

$$= \frac{1315}{26,3 + 1 \cdot 24(5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 24)} = 8,5$$

де k_r - коефіцієнт, що враховує зважуючу дію води: для ділянок поза водоносними горизонтами k_r дорівнює 1; $k_{ц}$ - коефіцієнт впливу на ствол очисних робіт: для ділянок, що не зазнають впливу, $k_{ц}$ дорівнює 1; при впливі очисних робіт $k_{ц}$ приймається за даними спеціалізованих організацій; k_{α} - коефіцієнт впливу кута залягання порід α , град: для горизонтально залягаючих порід k_{α} дорівнює 1; $k_{сб}$ - коефіцієнт впливу на ствол інших виробок: для протяжних ділянок ствола $k_{сб}$ дорівнює 1, для сполучень $k_{сб}$ дорівнює 1,5; k_t - коефіцієнт впливу часу експлуатації проектованої виробки: для шахтних стволів k_t дорівнює 1, для інших виробок - 0,9.

4. Розрахункове максимальне навантаження на кріплення ствола ($P_{\max}$, Па).

$$P_{\max} = n * n_1 * P_H * (1 + 0,1(r_0 - 3)) (1 + 3 v) = 1,5 * 1,34 * 15 * 10^4 * (1 + 0,1(9,8 - 3)) (1 + 3 * 0,3) = 544,2 \text{ кПа}$$

де n - коефіцієнт перевантаження від гірського тиску, що приймається рівним 1,5 відповідно до БНіП; n_1 - безрозмірний коефіцієнт (у звичайних гірничо-геологічних умовах на протяжних ділянках ствола $n_1 = 0,67$, на сполученнях у склепінних ділянках $n_1 = 1$, а на протяжних ділянках у породах, схильних до здимання $n_1 = 1,34$); P_H - нормативне середнє навантаження на кріплення протяжної ділянки ствола для складних гірничо-геологічних умов і спеціальних способів проходки, приймається $P_H = 15 \cdot 10^4$ Па; v - безрозмірний коефіцієнт нерівномірності розподілу навантажень по контуру кріплення ствола $v = 0,3$; r_0 - радіус виробки у світлі $r_0 = 9,8$ м.

5. За категорією стійкості (С) оцінюємо стан стійкості масиву і за наведеним вище розрахунком (приймаючи розрахункове $C \leq 0,85$) приймаємо категорію І – стійкі породи.

У породах І-ї категорії міцності товщину кріплення приймають без подальшого розрахунку: для неглибоких стволів ($H < 500$ м) $\delta = 250$ мм; для глибоких стволів ($H > 500$ м) $\delta = 300$ мм.

Отже, діаметр начорно буде дорівнювати:

$$D_{вч} = D_{св} + 0,5 = 5 + 0,5 = 5,5 \text{ м}$$

Вибухові речовини (ВР), що застосовуються для проходки стволів, повинні задовольняти пилогазовому режиму шахти і мати достатню працездатність, високу щільність, незначну гігроскопічність, хімічну стійкість і бути відносно недорогими.

У нашому випадку приймаємо незапобіжну ВР ІІ класу для порід середньої міцності - амоніт №6 ЖВ.

1. Розрахунок питомої витрати ВР.

$$q = 0,1 f f_0 V_3 e m,$$

$$q = 0,1 * 12 * 2 * 2,47 * 1 * 0,88 = 5,22 \text{ кг/м}^3$$

де f – коефіцієнт міцності $f = 12$; f_0 - коефіцієнт структури породи $f_0 = 2$; V_3 - коефіцієнт затиску породи при підриванні, що залежить від розмірів площі поперечного перерізу, глибини шпурів і числа оголених площин; e - коефіцієнт працездатності ВР; m - коефіцієнт, що враховує вплив діаметра патрона ВР на витрату ВР.

Коефіцієнт затиску породи при підриванні V_3 однієї оголеної поверхні (що характерно для стволів) можна визначити за формулою:

$$V_3 = \frac{3l}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} = \frac{3 \cdot 4}{\sqrt{23,7}} = 2,72$$

де l - середня глибина шпурів, $l = 4$ м; $S_{\text{вч}}$ - площа поперечного перерізу ствола начорно, $S_{\text{вч}} = 23,7$ м².

Коефіцієнт працездатності ВР знаходять зі співвідношення:

$$e = A_3 / A_{\text{п}} = 3800 / 3800 = 1$$

де A_3 - працездатність ВР, прийнятої за еталон (амоніт № 6ЖВ, $A_3 = 3800$ кДж/кг); $A_{\text{п}}$ - працездатність застосовуваної ВР.

Коефіцієнт, що враховує вплив діаметра патрона ВР на витрату ВР:

$$m = 32 / d_{\text{п}} = 32 / 36 = 0,88$$

тут за еталонний прийнято діаметр патрона, рівний 32 мм; $d_{\text{п}}$ - діаметр даного патрона ВР.

2. Розраховуємо загальну кількість ВР на одну заходку, кг:

$$Q = q l S_{\text{вч}} = 2,43 \cdot 4 \cdot 23,7 = 230,4 \text{ кг}$$

3. Визначаємо кількість шпурів у вибої.

$$N = \frac{12,7 \cdot q \cdot S_{\text{вч}}}{\Delta \cdot a \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot k} = \frac{12,7 \cdot 2,43 \cdot 23,7}{1 \cdot 0,6 \cdot 3,6^2 \cdot 0,9} = 105 \text{ шт}$$

де k - коефіцієнт щільності ВР у шпурах при заряджанні (за даними практики $k = 0,85-0,9$); a - коефіцієнт заповнення шпурів; Δ - щільність ВР у патронах, кг/м³.

Питома кількість шпурів у вибої:

$$n_y = N/S_{вч} = 105 / 23,7 = 5,35 \text{ од/м}^2$$

5. Розраховуємо діаметри кіл заряджання.

Розташування шпурів у вибої приймаємо призматичний вруб, діаметр шпурів приймаємо $D_{ш} = 46 \text{ мм}$.

$$D_1 = 0,25 * D_{вч} = 0,25 * 5,5 = 1,4 \text{ м},$$

$$D_2 = 0,48 * D_{вч} = 0,48 * 5,5 = 2,7 \text{ м},$$

$$D_3 = 0,72 * D_{вч} = 0,72 * 5,5 = 4 \text{ м},$$

$$D_4 = 0,95 * D_{вч} = 0,95 * 5,5 = 5,2 \text{ м},$$

$$D_{вч} - \text{діаметр начорно, } D_{вч} = 5,5 \text{ м}$$

$$D_{пр} = (1,03 * 1,05) D_{вч} = 1,05 * 5,5 = 5,8 \text{ м}$$

6. Визначаємо кількість шпурів у кожному колі.

$$N_{вр} = 105/10 = 10 \text{ шт.}$$

$$N_{вс1} = 2N/11 = 2 * 105 / 11 = 19 \text{ шт},$$

$$N_{вс2} = 3N/11 = 3 * 105 / 11 = 29 \text{ шт},$$

$$N_{ок} = 5N/11 = 5 * 105 / 11 = 48 \text{ шт},$$

Приймаємо загальну кількість шпурів $N = 106 \text{ шт}$.

7. Визначаємо відстань між шпурами.

$$a_{вр} = \frac{\pi \cdot D_{вр}}{(N_{вр} - 1)} = \frac{3,14 \cdot 1,4}{(10 - 1)} = 0,48 \text{ м}$$

$(N_{вр} - 1)$ – Буферний шпур, $l_6 = 2,4 \text{ м}$

$$a_{вс1} = \frac{\pi \cdot D_{вс1}}{N_{вс1}} = \frac{3,14 \cdot 2,7}{19} = 0,44 \text{ м}$$

$$a_{\text{вс2}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{вс2}}}{N_{\text{вс2}}} = \frac{3,14 \cdot 4}{29} = 0,43 \text{ м},$$

$$a_{\text{ок}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{ок}}}{N_{\text{ок}}} = \frac{3,14 \cdot 5,2}{48} = 0,34 \text{ м},$$

8. Середній заряд шпурів.

$$q_{\text{ср}} = Q / N = 230,4 / 106 = 2,17 \text{ кг}$$

9. Розраховуємо кількість ВР у кожному шпурі.

$$Q_{\text{вр}} = k \cdot q_{\text{ср}} \cdot N_{\text{вр}} = 1,25 \cdot 2,17 \cdot 9 = 24,4 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{вс1}} = k \cdot q_{\text{ср}} \cdot N_{\text{вс1}} = 1 \cdot 2,17 \cdot 19 = 41,23 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{вс2}} = k \cdot q_{\text{ср}} \cdot N_{\text{вс2}} = 1 \cdot 2,17 \cdot 29 = 62,93 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ок}} = k \cdot q_{\text{ср}} \cdot N_{\text{ок}} = 0,8 \cdot 2,17 \cdot 48 = 83,33 \text{ кг}$$

k – коефіцієнт, що враховує важкі умови роботи зарядів: для врубових $k = 1,25$; для відбійних $k = 1$; для оконтурюючих $k = 0,8$.

Оконтурюючі шпури бурять на відстані 0,15 - 0,3 м від проектного контуру під кутом 85-87 градусів, у напрямку від центру ствола до стінок.

Після розрахунку та визначення числа шпурів і відстані між ними графічно складається схема їх розташування, при цьому необхідно прагнути до рівномірного розподілу шпурів (зарядів ВР) в об'ємі гірської породи. У процесі графічного розташування шпурів на схемі вибою уточнюється загальне число шпурів, а також число шпурів за групами: відбійні, оконтурюючі.

Для всіх ділянок приймаємо прямий вруб із використанням буферного шпуру по центру врубу (для кращого дроблення порід, а також для зменшення небезпеки пошкодження тимчасового кріплення та прохідницького обладнання).

Розрахунок технічних показників підривних робіт

Витрата ВР на 1 м³:

$$q = 2,43 \text{ кг/м}^3$$

1. Витрата ВР на 1 м виробки:

$$Q' = Q / l_{\text{зах}} = 230,4 / 3,6 = 64 \text{ кг/м}$$

$l_{\text{зах}}$ – довжина заходки, $l_{\text{зах}} = 3,6 \text{ м}$.

2. Витрата шпурометрів на цикл:

$$\Sigma l = l_{\text{буф}} + l_{\text{вр}} N_{\text{вр}} + l_{\text{вс1}} N_{\text{вс1}} + l_{\text{вс2}} N_{\text{вс2}} + l_{\text{ок}} N_{\text{ок}} = 2,4 + 4 * 9 + 4 * 19 + 4 * 29 + 4 * 48 = 422,4 \text{ м}$$

3. Кількість шпурометрів на 1 м³ виробки:

$$L' = \Sigma l / (S l k) = 422,4 / (23,7 * 4 * 0,9) = 4,96 \text{ м/м}^3$$

4. Витрата шпурометрів на 1 м виробки:

$$L'' = \Sigma l / l_{\text{зах}} = 422,4 / 3,6 = 117,3 \text{ м/м}$$

5. Витрата ЕД на 1 м³:

$$N'_{\text{эд}} = N_{\text{эд}} / (S l k) = 106 / (23,7 * 4 * 0,9) = 1,24 \text{ шт/м}^3$$

6. Витрата ЕД на 1 м виробки:

$$N''_{\text{эд}} = N_{\text{эд}} / l_{\text{зах}} = 106 / 3,6 = 29,4 \text{ шт/м}$$

7. Об'єм відбитої породи за вибух (у масиві):

$$V = S L_{\text{отб}} k = 23,7 * 4 * 0,9 = 85,32 \text{ м}^3$$

8. Об'єм зруйнованої породи за вибух:

$$V' = V K_p = 85,32 * 1,5 = 128 \text{ м}^3$$

де K_p - коефіцієнт розпушення.

9. Визначаємо тривалість буріння шпурів:

$$t_6 = n_{\text{ш}} l_{\text{ш}} / Q_6 = 106 * 4 * 48 = 8,8 \text{ год}$$

де $Q_6 = 48 \text{ м/год}$ – продуктивність буріння.

10. Час заряджання та підривання:

$$t_3 = n_{\text{ш}} t_{3,\text{ш}} / \varphi_{3,\text{ш}} / n_{3,\text{ш}} = 106 * 0,08 / 0,7 / 4 = 3 \text{ год}$$

де $t_{3,\text{ш}}$ – час заряджання одного шпуру, що дорівнює 0,08; $\varphi_{3,\text{ш}}$ – коефіцієнт, що враховує одночасність роботи декількох робітників на заряджанні шпурів, дорівнює 0,7; $n_{3,\text{ш}} = 4$ – кількість прохідників, зайнятих на заряджанні шпурів.

11. Фактична місячна швидкість проходки виробки:

$$E_{\text{ф}} = l_{\text{зах}} n_{\text{рд}} n_{\text{см}} n_{\text{ц}} = 3,6 * 30 * 3 * 0,25 = 81 \text{ м/міс}$$

де $n_{\text{рд}}$, $n_{\text{см}}$, $n_{\text{ц}}$ – відповідно, кількість робочих днів у місяці, кількість прохідницьких змін на добу та кількість циклів у зміні, шт.

12. Тривалість спорудження виробки:

$$T = L / E_{\text{ф}} = 177 / 81 = 2,2 \text{ міс}$$

де L – довжина гірничої виробки, м.

Розраховані за вищенаведеними формулами параметри буропідричних робіт уточнюються в процесі гірничих робіт і на підставі результатів, отриманих дослідним шляхом (практичних даних), складаються паспорти БПР. Усі основні показники буропідричних робіт записуються в таблицю 3.1.

Таблиця 3.1 Основні показники буропідричних робіт

Найменування показника	Значення
Переріз ствола у проходці, м ²	23,7
Глибина ствола (розрахункової ділянки), м	177
Кількість шпурів на цикл, шт.	106
Глибина шпурів у комплекті, м	4,0
Коефіцієнт використання шпурів, частки од.	0,9
Просування вибою за вибух, м	3,6
Витрата шпурометрів, м:	
- на цикл	422,4
- на 1 пог. м виробки	117,3
- на 1 м ³	4,96
Витрата ВР, кг:	
- на цикл	230,4
- на 1 пог. м виробки	64
- на 1 м ³	2,43
Витрата засобів ініціювання (ЕД), шт:	
- на цикл	106
- на 1 пог. м виробки	29,4
- на 1 м ³	1,24
Місячна швидкість проходки виробки, м/міс	81
Тривалість спорудження виробки, міс.	2,2

Вибір способу і засобів ініціювання зарядів ВР широко застосовується електричний спосіб ініціювання зарядів ВР. Електричне підривання є універсальним способом, воно дозволене в будь-яких гірничих виробках на підземних роботах. Електричне підривання зарядів ВР є одним із найефективніших і технологічно надійних.

Перевагами електричного способу ініціювання зарядів ВР є:

- відносна безпека;
- можливість перевірки електровибухової мережі перед вибухом;
- можливість здійснення будь-якої послідовності підривання серії зарядів;
- необмежена область застосування.

При проведенні підривних робіт приймається електричне короткоуповільнене ініціювання зарядів ВР. При короткоуповільненому підриванні підвищується ефективність відбійки гірських порід вибухом, поліпшується ступінь дроблення, збільшується коефіцієнт використання шпуру, знижується сейсмічний вплив вибуху на навколишнє середовище.

Для проведення підривних робіт приймаємо електродетонатори незапобіжні ЕД-1-3-Т з уповільненням [40-45]. Дані електродетонатори мають знижену чутливість до блукаючих струмів і зарядів статичної електрики. ЕД-1-3-Т призначені для ініціювання зарядів ВР під час підривних робіт на земній поверхні, а також у шахтах і рудниках, небезпечних щодо газу та пилу; електродетонатори ЕД-1-3-Т мають 36 серій уповільнень, довжина вивідних проводів становить 4,0 м. Для здійснення підривання без уповільнення можуть бути застосовані електродетонатори ЕД-1-8-Т, які також мають знижену чутливість до блукаючих струмів і зарядів статичної електрики.

Електродетонатори ЕД-1-3-Т мають такі показники:

- електричний опір повинен бути від 0,5 до 1,1 Ом;
- безпечний струм $(1,0 + 0,02)$ А;
- гарантійний струм спрацьовування $(5,0 + 0,2)$ А;

- гарантійний термін зберігання без зміни бойових якостей - 2,5 року з дня виготовлення.

Електродетонатори ЕД-1-8-Т мають аналогічні параметри, гарантійний термін зберігання без зміни бойових якостей для ЕД-1-8-Т становить 5 років з дня виготовлення.

При проведенні підривних робіт для ініціювання зарядів ВР застосовується електричний короткоуповільнений спосіб підривання (КЗП). Застосування короткоуповільненого підривання дозволяє підривати групи зарядів ВР у заданій послідовності через певний проміжок часу, що підвищує корисну дію вибуху, покращує використання енергії зарядів ВР, скорочує витрату ВР і обсяг буріння, підвищує якість дроблення відбитої гірничої маси, збільшує коефіцієнт використання шпурів, дозволяє знизити сейсмічний вплив вибуху на навколишнє середовище і дію ударної повітряної хвилі, підвищує безпеку і надійність підривних робіт.

Ефективність КЗП залежить від правильності вибору інтервалів уповільнення, які визначаються властивостями гірських порід, схемою розташування зарядів, лінією найменшого опору тощо.

При виборі схеми монтажу електровибухової мережі необхідно керуватися такими умовами: через усі електродетонатори повинен проходити рівний струм, джерело струму повинно забезпечувати протікання через кожний ЕД такої величини струму, яка б відповідала умовам безвідмовного підривання, вимагалася б найменша витрата проводів, схема з'єднання повинна бути простою та надійною і забезпечувати розрахунок її параметрів та перевірку справності електровибухової мережі.

Найбільш повно цим вимогам відповідає послідовна схема з'єднання ЕД. При послідовному з'єднанні проводи з'єднують один з одним так, щоб електричний струм послідовно проходив через усі електродетонатори в мережі.

Розрахунок електровибухової мережі при використанні як джерела струму вибухової машинки (ВМК - 500) зводиться до зіставлення її розрахункового опору з граничним значенням опору електровибухової мережі, наведеним у

паспорті вибухової машинки. Для вибухової машинки ВМК - 500 при послідовному з'єднанні електродетонаторів $R_{\text{мережі}}^{\text{max}} = 2100 \text{ Ом}$.

Розрахунок загального опору для послідовної схеми з'єднання ЕД проводиться для максимальної кількості електродетонаторів 106 шт. за формулою:

$$R_{\text{заг}} = R_{\text{эд}} N_{\text{эд}} + R_{\text{м}} + R_{\text{у}} = 0,8 * 106 + 5,76 + 1,07 = 91,6 \text{ Ом}$$

де $N_{\text{эд}}$ - загальна кількість електродетонаторів, шт.;

$R_{\text{эд}}$ - опір одного електродетонатора, Ом;

$R_{\text{м}}$ - опір магістралі, Ом;

$R_{\text{у}}$ - опір дільничних проводів, Ом.

$$R_{\text{м}} = \rho_0 L_{\text{м}} / S = 0,0175 * 247 / 0,75 = 5,76 \text{ Ом}$$

де $L_{\text{м}}$ - довжина магістральних проводів, м;

ρ_0 - питомий опір матеріалу провідника, Ом мм² / м;

S - площа поперечного перерізу провідника, мм².

Довжина магістральних проводів визначається з виразу:

$$L_{\text{м}} = (H + R_{\text{без}}) 1,1 = (1315 + 50) * 1,1 = 1501,5 \text{ м}$$

де $R_{\text{без}}$ - радіус безпечної відстані від місця вибуху до місця укриття підривника ($R_{\text{без}} = 50 \text{ м}$ від ствола до укриття);

H – максимальна висота ствола.

Опір дільничних проводів розраховується:

$$R_{\text{у}} = \rho_0 L_{\text{у}} / S = 0,0175 * 46 * 0,75 = 1,07 \text{ Ом}$$

де L_y - довжина дільничних проводів, м.

$$L_y = 1,1 \pi (D_1 + D_2 + D_3 + D_4) = 1,1 * 3,14 * (1,4 + 2,7 + 4 + 5,2) = 46 \text{ м}$$

де D_1, D_2, D_3, D_4 - діаметри кіл заряджання шпурів, м.

Умовою безвідмовності підривання електродетонаторів є величина струму, що надходить в ЕД, яка повинна бути не меншою за гарантійну, що забезпечує їх безвідмовне підривання.

$$I > I_{\Gamma}$$

де I_{Γ} - гарантійний струм (для ЕД-1-3-Т $I_{\Gamma} = 5 \pm 0,2 \text{ А}$);

I - розрахункова величина струму, А.

Величина струму в мережі:

$$I = U / R_{\text{заг}} = 3000 / 91,6 = 32,7 \text{ А}$$

де U - напруга джерела струму, В.

Таким чином, умова безвідмовності підривання ЕД виконується:

$$32,7 \text{ А} > 5 \pm 0,2 \text{ А}$$

Для проведення підричних робіт застосовується двопровідна електровибухова мережа. Довжина магістральних проводів визначається відстанню від місця виконання підричних робіт (вибою) до місця укриття підричника (розташування вибухової станції). Як магістральні проводи використовуються проводи марок: ВМВ, ВП, ПВ, ВМ, ВЖ з перерізом проводу

не менше 0,75 мм², а для з'єднувальних, дільничних, кінцевих - проводи марок: ЖВ, РВ, ЕВЖ, ВМП - перерізом не менше 0,5 мм².

Як магістральний провід приймається провід марки ПВ - 1 Б з перерізом проводу 0,75 мм², провід марки ПВ - 1 Б відповідає вимогам чинних стандартів (ГОСТ 6323-79).

Для перевірки справності електровибухової мережі та заміру її опору необхідно використовувати вимірювач опору вибухового кола ХН 2570, переносний міст Р-3043 застосовувати для перевірки на струмопровідність окремих електродетонаторів, частини змонтованої мережі, повністю змонтованої вибухової мережі[43-47].

Заміри опору електровибухової мережі приладами повинні проводитися тільки з укриття. Як джерело струму за техніко-експлуатаційними показниками приймаємо вибухову машинку ВМК - 500. При проведенні підривних робіт на об'єкті передбачається зворотне ініціювання шпурових зарядів ВР.

Монтаж електровибухової мережі повинен вестися виключно у напрямку від вибою до джерела струму або пристрою, що вмикає струм (згідно з Єдиними правилами безпеки при підривних роботах — ЄПБ при ПР).

Усі електродетонатори перед видачею з видаткового складу ВМ проходять перевірку на відповідність їх опорів паспортним даним. За відсутності такої відповідності ЕД не видаються в роботу. Електродетонатори, призначені для проведення конкретного вибуху, підбираються з мінімальною різницею опорів. Проводи ЕД після перевірки опору повинні бути накоротко замкнуті.

Усі електродетонатори перед видачею їх підривнику повинні бути промарковані відповідно до вимог «Типової інструкції з маркування електродетонаторів і капсулів-детонаторів» [39-44].

Вибухові машинки (прилади) перед видачею підривникам для проведення підривних робіт повинні проходити перевірку згідно з інструкціями з їх експлуатації на відповідність установчим технічним характеристикам, у тому числі на струм та імпульс струму, що розвивається (ЄПБ при ПР).

Контрольно-вимірювальні прилади [50-53] повинні проходити державну повірку в органах метрологічної служби. Ремонт контрольно-вимірювальних приладів і заміна елементів живлення повинні здійснювати спеціалізовані організації, що мають на це відповідні дозволи метрологічної служби та ліцензії органів Держпраці України.

Продуктивність підйому повинна бути більшою або дорівнювати продуктивності навантаження породи в першій фазі на кінцевій глибині ствола.

Продуктивність підйому, м³/год, визначається місткістю баді та тривалістю циклу підйому, тобто:

$$P_n = \frac{3600 \cdot V_6 \cdot k_3}{T_{\text{ц}} \cdot k} = \frac{3600 \cdot 3 \cdot 0,9}{212 \cdot 1,4} = 32,7 \text{ м}^3/\text{год}$$

де V_6 - місткість баді, м³; k_3 - коефіцієнт заповнення баді, що дорівнює 0,9; k - коефіцієнт нерівномірності роботи підйому, що враховує час спуску і підйому осіб технічного нагляду, спуску тимчасового кріплення тощо, $k = 1,3-1,5$; $T_{\text{ц}}$ - тривалість повного циклу підйому, що враховує час руху баді у стволі, простої баді через маневри при навантаженні та розвантаженні породи тощо.

Тривалість повного циклу підйому залежно від глибини ствола H і максимальної швидкості руху баді v можна визначити за формулою для двокінцевого підйому:

$$T_{\text{под}} = (2 H - 27) / v + 1,3v + 166 = (2 * 1315 - 27) / 3,5 + 1,3 * 3,5 + 166 = 915 \text{ с}$$

Якщо прийняти, що продуктивність підйому P_n більша або дорівнює продуктивності навантаження $P_{\text{пог}}$, то необхідну швидкість баді, м/с, можна визначити за формулою:

$$v = \Sigma P_{\text{пог}} T_{\text{ц}} k / 3600 / k_3 = 13,5 * 212 * 1,4 / 3600 / 0,9 = 1,23 \text{ м/с}$$

Оскільки рекомендована швидкість баді $v = 3-3,5$ м/с, то розглянемо однокінцевий підйом.

Для однокінцевого підйому:

$$T_{\text{под}} = (2 H - 37) / v + 2,6v + 144 = (2 * 1315 - 37) / 3,5 + 2,6 * 3,5 + 144 = 893 \text{ с}$$

$$P_n = 3600 V_6 k_3 / T_{\text{ц}} / k = 3600 * 3 * 0,9 / 242 / 1,4 = 28,7 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$v = \Sigma P_{\text{пог}} T_{\text{ц}} k / 3600 / k_3 = 13,5 * 242 * 1,4 / 3600 / 0,9 = 1,4 \text{ м/с}$$

Число підйомів за одну годину отримаємо з виразу:

$$n = 3600 / T_{\text{ц}} k = 3600 / 242 / 1,4 = 10,6$$

Будівництво стволів шахт зазвичай супроводжується припливами води у більший чи менший кількості залежно від гідрогеологічних властивостей пересічуваних порід, коефіцієнта фільтрації, площі поперечного перерізу ствола, водопроникності кріплення. Вода у ствол може надходити безпосередньо з оголених водоносних порід або через стінки кріплення. Наявність припливу води при проходці стволів негативно позначається на продуктивності праці прохідників, швидкості проходки та якості бетонного кріплення. У нашому випадку максимальний водоприплив становить $5 \text{ м}^3 / \text{год}$ і, з досвіду експлуатації, з таким водоприпливом справляється насос Н-1М, який здійснює відкачування води прямо в бадю з породою[53-55].

Продуктивність компресорної станції розраховується на максимально можливу витрату стисненого повітря. Оскільки основними споживачами стисненого повітря є бурильні та навантажувальні машини, то потрібна кількість його визначається окремо, якщо не передбачається часткове суміщення в часі виконання робіт з буріння шпурів і навантаження породи, і приймається найбільше зі значень.

Витрата повітря:

при бурінні шпурів:

$$Q_B = q_6 n_6 K_0 K_{из}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

при навантаженні породи:

$$Q_{П} = q_{п} n_{п} K_0 K_{из}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де $q_6, q_{п}$ - кількість повітря, що споживається відповідно однією бурильною і однією навантажувальною машиною, $\text{м}^3/\text{хв}$; $K_{из}$ - коефіцієнт зносу (для БМ $K_{из} = 1,15$; для ПМ $K_{из} = 1,1$); K_0 - коефіцієнт одночасності роботи повітроприймачів.

$$Q_6 = 60 * 1 * 1,15 * 0,95 = 65,55 \text{ м}^3/\text{хв},$$

$$Q_{п} = 80 * 1 * 1,1 * 0,95 = 83,6 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Втрата стисненого повітря в трубопроводі:

$$Q_{пот} = q_y z_T,$$

де $q_y = 100$ - допустимий витік повітря через нещільності на 1 км повітропроводу, $\text{м}^3/\text{год}$; z_T - довжина трубопроводу, км.

$$Q_{пот} = 100 * 0,5 = 50$$

Потрібна кількість повітря:

$$Q_B = \max(Q_B, Q_{П}) + Q_{пот} + Q_{всп}, \text{ м}^3/\text{год}$$

де $Q_{всп}$ - витрата повітря, що споживається допоміжними споживачами, $\text{м}^3/\text{хв}$.

$$Q_{всп} = 0,15 \max(Q_B, Q_{П}),$$

$$Q_{всп} = 0,15 \max(5016) = 752,4 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_B = 5016 + 40 + 752,4 = 5808,4 \text{ м}^3/\text{год}$$

Діаметр повітропроводу:

$$d_{\text{в}} = 3,18 \sqrt{Q_{\text{в}}}, \text{ см}, \quad (2.3.44)$$

$$d_{\text{в}} = 3,18 \sqrt{96,8} = 31,2 \text{ см}.$$

На основі проведених розрахунків обирається тип і кількість компресорів. Зазвичай при проведенні стволів застосовують поршневі компресори типу 2М10-50/8 або 4М10-100/8. На кожні 2 компресори приймають один резервний.

Таблиця 3.2 Характеристика компресорної станції М10 – 100/8[43-47]

Характеристика	Значення
Продуктивність, м³/хв	100
Частота обертання вала, хв ⁻¹	500
Потужність компресора, кВт	540
Маса компресора, кг	12700
Марка ЕД	СДК2-17-26-12К
Маса установки з ЕД, кг	20210
Габаритні розміри, мм:	
Довжина	6000
Ширина	6700
Висота	3030

Приймаємо один компресор М10 – 100/8 в роботу і один компресор М10 – 100/8 в резерв.

У період спорудження гирла ствола спеціальних засобів для провітрювання зазвичай не потрібно, оскільки обмін повітря у вибої буває досить інтенсивним за рахунок відпрацьованого стисненого повітря за наявності пневматичних машин і руху бадей.

При поглибленні ствола і проведенні підривних робіт цього буває недостатньо і доводиться вдаватися до штучного провітрювання за допомогою вентиляторів. Основним завданням провітрювання є швидке видалення

продуктів вибуху після підривання. Для цієї мети застосовуються електричні осьові або відцентрові вентилятори.

При глибоких стволах застосовують комбіновану схему провітрювання, при якій один вентилятор нагнітає повітря по трубах, а інший висмоктує його.

Труби вентилятора, що нагнітає повітря, при цьому опускаються на 3-4 м глибше труб того, що висмоктує, а продуктивність останнього береться на 10-20% більшою за нагнітальний.

Вентиляційні труби при проведенні ствола приймаємо металеві зварні з листової сталі товщиною 2-2,5 мм.

Вентиляційні труби підвішуються у стволі на канатах, як і труби для стисненого повітря.

У холодну пору повітря, що нагнітається у ствол, підігрівається за допомогою калориферів, щоб його температура у вибої становила близько +2 °С.

Розрахунок витрати повітря проводиться за трьома факторами[53, 67]:

- за отруйними газами, що утворюються при підривних роботах;
- за найбільшою кількістю людей, що знаходяться у стволі;
- за мінімальною швидкістю руху повітря у стволі.

Остаточно до розрахунку приймається максимальне значення витрати повітря з трьох отриманих.

Витрата повітря за отруйними газами, що утворюються при підривних роботах:

$$Q_y = \frac{7,8}{t} \sqrt[3]{\frac{M_{\text{ВВ}} K_o S_{\text{СВ}}^2 H^2}{K_{\text{УТ}}^2}}$$

де $t = 20-30$ хв - час провітрювання після вибуху, хв; $M_{\text{ВВ}} = 288$ кг - кількість ВР, що одночасно підривається у вибої ствола, кг; $K_o = 0,3$ - коефіцієнт обводненості ствола, що враховує зниження концентрації отруйних газів під впливом падаючої води; $S_{\text{СВ}} = 19,6$ - площа поперечного перерізу ствола у світлі, м²; $H = 1315$ - глибина ствола, м; $K_{\text{УТ}}$ - коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі.

Якщо глибина ствола перевищує критичне значення H_k , то у формулу замість H слід підставити H_k :

$$H_k = \frac{1,25 M_{BV} b K_T}{S_{CB} K_{yT}}$$

де $b = 40$ – газовість ВР, л/кг; K_T - коефіцієнт турбулентної дифузії; $K_T = 0,3$ – коефіцієнт турбулентної дифузії; K_{yT} - коефіцієнт витоків трубопроводу для металевих трубопроводів:

$$K_{yT} = \left(\frac{K_{yc} d_T H_c \sqrt{R_{TP}}}{3 L_{3T}} + 1 \right)^2,$$

де $K_{yc} = 0,003$ – коефіцієнт питомої стикової проникності; H_c - загальна довжина трубопроводу, м; L_{3T} - довжина ланки трубопроводу, м; R_{TP} – аеродинамічний опір трубопроводу, що визначається за формулою:

$$R_{TP} = 6,5 \alpha H_c / d_T^5 + R_K * H, \text{ с}^2 / \text{м}^8$$

де α - коефіцієнт аеродинамічного опору трубопроводу, $\text{Н} * \text{с}^2 / \text{м}^4$; H_c - довжина трубопроводу, м; R_K - аеродинамічний опір коліна трубопроводу при переході зі ствола до вентилятора.

$$K_{yT} = \left(\frac{0,0006 \cdot 0,6 \cdot 1315 \cdot \sqrt{18,6}}{3 \cdot 4} + 1 \right)^2 = 1,16 \text{ с}^2 / \text{м}^8$$

$$H_k = \frac{1,25 \cdot 240 \cdot 40 \cdot 0,3}{19,6 \cdot 1,1} = 166,9 \text{ м}$$

Глибина ствола більша за критичне значення H_k , тоді отримуємо:

$$Q_y = \frac{7,8}{30} \sqrt[3]{240 \cdot 0,3 \cdot 19,6^2 \cdot 166,9^2 / 1,1^2} = 224 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря за найбільшою кількістю людей, що знаходяться у стволі:

$$Q_{\text{л}} = q_{\text{л}} n_{\text{л}}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де $q_{\text{л}}$ - норма витрати повітря на одну людину за ЄПБ, $\text{м}^3/(\text{хв} \cdot \text{чол})$, ($q_{\text{л}} = 6 \text{ м}^3/(\text{хв} \cdot \text{чол})$); $n_{\text{л}}$ - найбільша кількість людей, що одночасно знаходяться у стволі, чол.

$$Q_{\text{л}} = 6 * 6 = 36 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря за мінімальною швидкістю руху повітря у стволі:

$$Q_{\text{min}} = 60 V_{\text{min}} S_{\text{CB}}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де $V_{\text{min}} = 0,15$ - мінімальна швидкість руху повітря у стволі, м/с.

$$Q_{\text{min}} = 60 * 0,15 * 19,6 = 176,4 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = K_{\text{уТ}} Q_{\text{max}}, \text{ м}^3/\text{хв},$$

$$Q_{\text{в}} = 1,1 * 224 = 246,4 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Необхідний тиск вентилятора:

$$P_{\text{в}} = R_{\text{ТР}} Q_{\text{в}}^2, \text{ Па},$$

$$P_{\text{в}} = 18,6 * 4,1^2 = 312,6 \text{ Па}$$

За розрахованими значеннями продуктивності та тиску приймаємо вентилятор типу ВМ-12.

На основі проведених техніко-економічних розрахунків та аналізу гірничої частини проекту відпрацювання підкар'єрних запасів модельного родовища Криворізького басейну можна зробити наступні висновки:

- з огляду на гірничо-геологічні умови та запаси рудного тіла, обґрунтовано річну продуктивність підприємства за гірничими можливостями на рівні 3 млн тонн руди на рік. При розрахованих балансових запасах (близько 86,8 млн т) термін служби рудника складе 30 років, що повністю задовольняє нормативні вимоги для підприємств такої потужності.

- виконано порівняльний аналіз конкурентоспроможних варіантів розкриття глибоких горизонтів. Розраховано площі поперечних перерізів головних розкривних виробок (головні стволи — 33,2 м², квершлагги — 20,4 м²) та визначено обсяги гірничо-капітальних робіт. Доведено, що схема розкриття повинна забезпечувати ефективну концентрацію транспортних потоків та надійну вентиляцію при мінімізації капітальних витрат на проходження пористих виробок (квершлагів) на глибоких горизонтах.

- на основі оцінки напружено-деформованого стану масиву встановлено I категорію стійкості порід (розрахунковий критерій стійкості $C = 8,5$). Для таких умов обґрунтовано застосування надійного монолітного бетонного кріплення товщиною 250–300 мм. Проектний діаметр ствола у проходці (начорно) становить 5,5 м.

- розроблено детальний паспорт БПР для спорудження ствола. Визначено оптимальну кількість шпурів на цикл — 106 шт. (діаметром 46 мм та глибиною 4,0 м), що гарантує просування вибою на 3,6 м за один вибух. Вибір електричного короткоуповільненого підривання (ЕД-1-3-Т) та амоніту №6 ЖВ забезпечує високий коефіцієнт використання шпuru (0,9), якісне дроблення породи та безпеку робіт. Розрахункова місячна швидкість проходки становить 81 м/міс.

Для забезпечення швидкісної та безпечної проходки ствола на значну глибину (понад 1300 м) розраховано всі необхідні допоміжні процеси:

- обґрунтовано параметри баддьового підйому, який задовольняє необхідну продуктивність видачі породи (до 32,7 м³/год).

- для ефективного видалення продуктів вибуху (витрата повітря 246,4 м³/хв) обрано вентилятор ВМ-12, що працюватиме за комбінованою схемою.

- для забезпечення роботи пневматичного обладнання обрано компресорні станції М10–100/8 (потреба 96,8 м³/хв), а для боротьби з експлуатаційним водоприпливом (до 5 м³/год) — насосне обладнання типу Н-1М.

Прийняті в розділі гірничотехнічні рішення, параметри розкриття та технологія спорудження стволів є технічно обґрунтованими, економічно доцільними та повністю відповідають сучасним вимогам безпеки і специфіці ведення підземних гірничих робіт на залізрудних родовищах Кривбасу.

4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Для виїмки стійких залізних руд Криворізького басейну, що дозволяють проводити виробки перерізом 10–12 м² без капітального кріплення, приймається варіант із торцевим випуском руди та невеликою висотою підповерху («шведський варіант» або «відкрите віяло»).

Основні параметри системи:

Висота блоку: 45–80 м;

Висота підповерху: 8–15 м;

Переріз підповерхових виробок: 10–12 м²;

Відстань між виробками по осях: 10–12 м.

На основних технологічних процесах використовується самохідне обладнання (типу Sandvik або Epiroc). Для його доставки на підповерхи передбачаються похилі з'їзди через кожні 250–400 метрів. Виїмку ведуть відступаючи від висячого боку до лежачого. Відбійка руди здійснюється віялами свердловин діаметром 50–70 мм, що мають нахил 60–80° у бік обрушеного масиву. Це забезпечує кращу якість дроблення та зменшує розубожування.

Після підривання 1-2 комплектів свердловин приступають до навантаження руди навантажувально-доставочними машинами (НДМ) у самохідні вагони або безпосередньо до блокового рудоспуску. Характерною особливістю є суміщення горизонтів буріння, випуску та доставки руди.

Варіант із торцевим випуском може застосовуватися з додатковим буровим горизонтом, що розташовується вище горизонту доставки на 6–8 метрів. Утворюваний таким чином цілик («козирок») оббурюється та обрушується з відставанням 3–5 м відносно основного масиву підповерху. При розробці потужних покладів середньої міцності та стійкості, що забезпечує збереження покрівлі компенсаційних камер, застосовують варіант з обрушенням руди на горизонтальні компенсаційні камери. Параметри блоку: довжина 30-50 м, ширина 20-50 м, висота 50-80 м. Над горизонтом підсічки формують кілька компенсаційних камер висотою 8-15 м. Масовий випуск руди здійснюється під

обрушеними породами. Для доставки використовують НДМ високої вантажопідйомності (наприклад, Sandvik LH 621).

Виходячи з потужності рудного тіла та фізико-механічних властивостей руд Кривбасу, для буріння віял свердловин приймаємо установки типу Solo, а для доставки рудної маси — ковшові НДМ типу Sandvik LH 621.

Включає відкатні штреки та орти, транспортно-доставочні виробки, рудоспуски, вентиляційні ходові повстаючі та транспортні уклони. Провітрювання здійснюється за рахунок загальношахтної депресії нагнітальним способом вентиляторами місцевого провітрювання. Передбачають проведення відрізних повстаючих виробок, які забезпечують повне оконтурювання запасів та раціональне введення в експлуатацію підповерхів і секцій.

На основі балансу блоку розраховуємо питомий обсяг гірничо-підготовчих робіт (ГПР) на 1 тонну підготовлених запасів:

$$q_{\text{ГПР}} = \Sigma \frac{V_{\text{ГПР}}}{B} = \frac{31075 \cdot 1000}{55319,9} = 562 \text{ т}$$

Питомий обсяг нарізних робіт на 1 тонну готових до виймання запасів:

$$q_{\text{НР}} = \Sigma \frac{V_{\text{НР}}}{B} = \frac{1280 \cdot 1000}{55319,9} = 23,1 \text{ т}$$

Організація робіт у виїмковій одиниці циклічна. Забій після провітрювання в міжзмінну перерву приводиться в безпечний стан. Для цього перевіряється повітря на вміст шкідливих газів. Далі здійснюються навантаження та доставка відбитої руди по очисному простору та навантаження її у вагонетки через полок (або безпосередньо НДМ у рудоспуск). Потім проводиться буріння, заряджання, підривання свердловин, і цикл повторюється.

Обсяг робіт на бурінні визначаємо виходячи з питомої витрати буріння.

Обсяг масиву, що відбивається за один цикл:

$$V_{\text{ц}} = S * W = 80 * 1,87 = 149,6 \text{ м}^3$$

де S — площа шару, що відбивається, м^2 ;

$$S = 16 * 10 / 2 = 80 \text{ м}^2$$

W — лінія найменшого опору, м ;

$$W = 25 d_c = 25 * 0,075 = 1,87 \text{ м}$$

Загальна довжина свердловин: 164 м.

Питома витрата буріння:

$$q_{\text{бур}} = 448,8 / 164 = 1,7 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} * V_{\text{ц}} = 1,7 * 448,8 = 763 \text{ м}$$

Обсяг доставки рудної маси при вийманні запасів шару об'ємом $149,6 \text{ м}^3$ з урахуванням її середньої густини складе:

$$Q_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} * g_{\text{р}} * (K_{\text{н}} / K_{\text{к}}) / g_{\text{р.м}} = 448,8 * 3 * (0,9 / 0,85) / 2,99 = 158,9 \text{ м}^3$$

де $g_{\text{р}}$ — густина руди, $\text{т}/\text{м}^3$;

$g_{\text{р.м}}$ — густина рудної маси (визначена як середньозважена величина), $\text{т}/\text{м}^3$;

$D_{\text{сор}}$ — видобуто рудної маси безпосередньо з очисних робіт, т ;

$D_{\text{и.сор}}$ — запаси, що вилучаються, т .

Кількість рудної маси в циклі, що видобувається за цикл, складе:

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} * g_{\text{р.м}} * K_{\text{н}} / K_{\text{к}} = 448,8 * 2,99 * 0,9 / 0,85 = 1421 \text{ т}$$

Кількість циклів очисного виймання визначається відношенням кількості видобутої рудної маси при очисних роботах до кількості рудної маси, що видобувається за цикл:

$$N_{\text{цикл}} = D_{\text{сop}} / M_{\text{дп}} = 139 \text{ циклів}$$

Тривалість власне очисного виймання:

$$t_{\text{о.в.}} = B_{\text{оч}} / Q_{\text{бл}} = 186510 / 12180,6 = 16 \text{ міс}$$

де $B_{\text{оч}}$ — балансові запаси виїмкової дільниці для очисних робіт, т.

Продуктивність праці забійного робітника:

$$P_{\text{з.р}} = T_{\text{см}} * M_{\text{дп}} / \Sigma Z_{\text{т}} = 7 * 437,6 / 24,76 = 123,7 \text{ т/люд.-зм}$$

Трудовитрати на проведення виробок:

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} * t * N_{\text{см}} * N_{\text{рд}} = 4 * 14,76 * 3 * 28 = 4959 \text{ люд./зм}$$

Продуктивність праці за системою розробки:

$$P_{\text{с}} = D_{\text{б}} / (Z_{\text{п}} + N_{\text{цикл}} * \Sigma Z_{\text{т}}) = 226971 / (4959 + 417 * 24,7) = 14,9 \text{ т/люд.-зм}$$

Кількість виїмкових одиниць в очисному вийманні:

$$N_{\text{б}} = A_{\text{г}} / (P_{\text{б}} * 12) = 3000000 / 12455 * 12 = 6,7 \text{ Приймаємо } 20 \text{ блоків}$$

Кількість виїмкових одиниць в одночасній підготовці:

$$N_{\text{п}} = N_{\text{б}} * t_{\text{п}} / t_{\text{о.в.}} = 20 * 10 / 16 = 12 \text{ блоків}$$

На основі балансу блоку розраховуємо питомий обсяг гірничо-підготовчих робіт на 1 тону підготовлених запасів:

$$q_{\text{гпр}} = \Sigma \frac{V_{\text{гпр}}}{B} = \frac{31075 \cdot 1000}{55319,9} = 562 \text{ т}$$

Питомий обсяг нарізних робіт на 1 тонну готових до виймання запасів:

$$q_{\text{нр}} = \Sigma \frac{V_{\text{нр}}}{B} = \frac{1280 \cdot 1000}{55319,9} = 23,1 \text{ т}$$

Організація робіт у виїмковій одиниці при етажному обрушенні є циклічною. Після провітрювання вибою в міжзмінну перерву проводиться контроль складу повітря на вміст шкідливих газів (CO, NOx). Далі здійснюється навантаження та доставка відбитої руди за допомогою НДМ до рудоспуску. Після звільнення компенсаційного простору проводяться буріння, заряджання та масове підривання свердловин.

Обсяг масиву, що відбивається за один цикл:

$$V_{\text{ц}} = S \cdot W = 80 \cdot 1,87 = 149,6 \text{ м}^3$$

де S — площа шару, що відбивається ($S = 80 \text{ м}^2$);

W — лінія найменшого опору ($W = 1,87 \text{ м}$).

Питома витрата буріння:

$$q_{\text{бур}} = 448,8 / 164 = 1,7 \text{ м}^3/\text{м}$$

Загальний обсяг буріння на цикл:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 1,7 \cdot 448,8 = 763 \text{ м}$$

Обсяг доставки рудної маси при вийманні запасів шару з урахуванням розпушення та щільності:

$$Q_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} * g_{\text{р}} * (K_{\text{н}} / K_{\text{к}}) / g_{\text{р.м}} = 448,8 * 3 * 0,9 / 0,85/2,99 = 158,9 \text{ м}^3$$

Кількість рудної маси в циклі, що видобувається за цикл:

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} * g_{\text{р.м}} * K_{\text{н}}/K_{\text{к}} = 448,8 * 2,99 * 0,9/0,85 = 1421 \text{ т}$$

Кількість циклів очисної виїмки для повного відпрацювання блоку:

$$N_{\text{цикл}} = D_{\text{сор}} / M_{\text{дп}} = 139 \text{ циклів}$$

Швидкість погашення запасів виїмкової одиниці ($Q_{\text{бл}}$):

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} * D_{\text{ц}} * N_{\text{ц}} = 28 * (149,6 * 3) * (24/24,76) = 12180,6 \text{ т/міс}$$

Тривалість відпрацювання одного блоку (власне очисна виїмка):

$$t_{\text{о.в.}} = B_{\text{оч}}/Q_{\text{бл}} = 186510 / 12180,6 = 16 \text{ міс.}$$

Місячна продуктивність виїмкової одиниці з урахуванням нарізних робіт:

$$P_{\text{б}} = (D_{\text{сор}} + D_{\text{нар}})/t_{\text{о.в.}} = (197481,17 + 3456) / 16 = 12455 \text{ т/міс}$$

Продуктивність праці забійного робітника:

$$P_{\text{з.р}} = T_{\text{см}} * M_{\text{дп}} / \Sigma Z_{\text{т}} = 7 * 437,6/24,76 = 123,7 \text{ т/люд.-зм}$$

Трудовитрати на проведення підготовчих виробок для блоку:

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} * t * N_{\text{см}} * N_{\text{рд}} = 4 * 14,76 * 3 * 28 = 4959,36 \text{ люд.-зм}$$

Загальна продуктивність праці за системою розробки:

$$P_c = D_6 / (Z_{\Pi} + N_{\text{цикл}} * \Sigma Z_T) = 226971,17 / (4959,36 + 417 * 24,7) = 14,9 \text{ т/люд.-зм}$$

Для забезпечення планової річної потужності рудника $A_r = 3,0$ млн тонн необхідно мати в очисній виїмці:

$$N_6 = A_r / (P_6 * 12) = 3000000 / (12455 * 12) = 6,7 \text{ Приймаємо } 20 \text{ блоків}$$

Кількість блоків, що повинні знаходитися в одночасній підготовці:

$$N_{\Pi} = N_6 t_{\Pi} / t_{o.v.} = 20 * 10 / 16 = 11,86 \text{ Приймаємо } 12 \text{ блоків}$$

Таблиця 4.1 Розрахунок тривалості циклу очисного виїмання

Процес	Об'єм робіт	Норма часу, люд.-год	Трудовитрати, люд.-год	Кіл-ть людей (машин)	Тривалість процесу, год
1. Підготовчі операції (провітрювання, огляд забою)	1 забій	0,5	0,5	1	0,5
2. Доставка та навантаження руди (НДМ)	1421 т	0,008	11,37	1 (Sandvik LH 621)	11,4
3. Буріння віял свердловин (Solo)	164 м	0,045	7,38	1 (Solo)	7,4
4. Заряджання та підривання	164 м	0,030	4,92	2	2,5
5. Допоміжні роботи	1 забій	2,0	2,0	2	1,0
Усього на цикл:	—	—	26,17	—	22,8

Таблиця 4.2 Циклограма власне очисних робіт

Процес	Смена 1 (7,2 год)	Смена 2 (7,2 год)	Смена 3 (7,2 год)
Приведення забою в безпечний стан			
Доставка та навантаження руди (НДМ)			
Буріння свердловин (Solo)			
Заряджання та підривання свердловин			
Провітрювання (у міжзмінну перерву)			

Умовні позначення:

- — активна фаза роботи (1 год);
- — підготовчо-заклучні операції або перерви.

У спеціальній частині роботи було проведено обґрунтування та розрахунок параметрів системи розробки для відпрацювання підкар'єрних запасів модельного залізрудного родовища Криворізького басейну. Результати досліджень дозволяють зробити наступні висновки:

Встановлено, що найбільш ефективною та технологічно доцільною для умов родовища є система підповерхового обрушення з торцевим випуском руди. Даний вибір зумовлений крутим падінням рудних тіл, достатньою стійкістю руд (що дозволяє вести виїмку без капітального кріплення підповерхових виробок) та можливістю повної механізації робіт за допомогою сучасного самохідного обладнання. Обґрунтовано оптимальні параметри блоку: висота підповерху — 12–15 м, відстань між виробками по осях — 10–12 м. Це забезпечує мінімальні втрати та розубожування руди при масовому випуску. Прийнята схема торцевого

випуску дозволяє досягти високої продуктивності виймання за рахунок суміщення операцій буріння, випуску та доставки на одному горизонті.

Розрахункова місячна швидкість погашення запасів однієї виїмкової одиниці (блоку) становить 12 180,6 тонн. Для забезпечення планової річної потужності рудника у 3 млн тонн необхідно підтримувати в одночасному очисному вийманні 20 блоків, а в стадії підготовки — 12 блоків.

Розроблено та оптимізовано циклограму очисного виймання. Повна тривалість одного циклу відбою та випуску шару руди становить 22,8 години, що дозволяє виконувати один повний цикл за три робочі зміни. Це забезпечує ритмічність роботи та раціональне використання самохідної техніки (бурових установок Solo та НДМ Sandvik LH 621).

Запропонована технологія забезпечує високу продуктивність праці забійного робітника на рівні 123,7 т/люд.-зм. Питомий обсяг нарізних робіт складає 23,1 т на 1 тонну запасів, що свідчить про високу концентрацію гірничих робіт та економічну ефективність обраного варіанта системи розробки.

Обґрунтовані параметри системи підповерхового обрушення з торцевим випуском руди дозволяють безпечно та ефективно відпрацьовувати запаси в умовах підкар'єрної зони, забезпечуючи проектну потужність рудника при дотриманні високих показників вилучення корисних копалин.

.

5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Основним завданням планованої діяльності є видобуток залізорудної сировини шляхом повторної розробки ділянок, що раніше вважалися втраченими при підземному способі видобутку.

Розробка кар'єру здійснюється з 1972 року [3-7]. Територія об'єкта характеризується специфічними антропогенними умовами: вона розташована в межах мульди зрушення, спричиненої інтенсивними підземними гірничими роботами. Через тривале промислове навантаження на даній площі та прилеглих територіях повністю відсутній природний родючий шар ґрунту. Родовище має складну геометрію витягнутого багатокутника загальною площею 114,0 га. На півночі об'єкт безпосередньо межує з ділянкою №2 кар'єру «Південний» [12-15].

Експлуатація родовища базується на відкритому способі видобутку з використанням буровибухового комплексу робіт.



Рис. 5.1 Технологічні особливості та їх екологічний аспект

Технологічний цикл передбачає:

застосування дизельних бурових верстатів для підготовки свердловин.

використання сучасної вибухової речовини «Анемікс-70», що характеризується відносно нижчим рівнем токсичних викидів порівняно з традиційними аналогами.

виймання гірничої маси екскаваторами TEREX (ковш 7 м³) та LIEBHERR (ковш 5 м³).

транспортування сировини автосамоскидами БелАЗ (55 т) та HOWO (40 т).

Ключовим екологічним рішенням проекту є використання розкривних порід безпосередньо для внутрішньої рекультивації територій, що дозволяє мінімізувати площі зовнішніх відвалів.

Основним джерелом негативного впливу на повітряне середовище є емісія пилу та газоподібних продуктів згоряння палива та вибухових речовин.

1. Процеси буріння, вибухові роботи, завантаження руди та розкриву, рух важкого автотранспорту технологічними дорогами.

2. Викиди дизельних двигунів кар'єрної техніки (оксиди азоту, вуглецю, сірки).

Для мінімізації впливу передбачається зрошення доріг у сухий період та використання систем пиловловлювання на бурових установках (рис. 5.2.)



Рис. 5.2 Зрошення доріг у сухий період

Розрахункові концентрації забруднюючих речовин на межі санітарно-захисної зони (СЗЗ) не повинні перевищувати встановлених нормативів ГДК[37-41].

Шум і вібрація є постійними супутниками відкритої розробки. Джерелами є:

Ударні хвилі від масових вибухів.

Робота двигунів внутрішнього згоряння великовантажної техніки.

Механічні вібрації при роботі екскаваторів.



Рис. 5.3 Фізичний вплив: шум та вібрація

Оцінка шумового забруднення базується на порівнянні рівнів звукового тиску в найближчій житловій забудові з допустимими санітарними нормами. Особлива увага приділяється професійному здоров'ю працівників, оскільки тривале вдихання пилу та вплив шуму можуть спровокувати професійні захворювання, зокрема астму та туговухість.

Видобувна діяльність неминуче трансформує водний режим регіону:

Формування депресійної воронки навколо кар'єру призводить до зниження рівня ґрунтових вод, що може спричинити деградацію навколишньої рослинності.

Створення глибокої виїмки та накопичення порід призводять до повної зміни природного ландшафту.

Існує ймовірність потрапляння нафтопродуктів та стічних вод у зону аерації, що вимагає суворого контролю за станом очисних споруд та місць заправки техніки.

Оскільки кар'єр розташований у промисловій зоні, де природний біогеоценоз вже порушений, вплив на флору та фауну оцінюється як локальний. Основними чинниками є фактор неспокою (шум, світло) та вилучення земельних площ. Однак, відсутність територій природно-заповідного фонду або об'єктів Смарагдової мережі в безпосередній близькості значно знижує екологічні ризики.

Виробничий процес супроводжується утворенням відходів різних класів небезпеки (відпрацьовані мастила, шини, побутове сміття). Всі відходи підлягають сортуванню та передачі спеціалізованим підрядним організаціям.

Програма рекультивації є пріоритетною і включає:

- * Відновлення земель, порушених комунікаціями та нагірними канавами.
- * Заповнення відпрацьованого простору порожніми породами.
- * Технічний та біологічний етапи відновлення для майбутнього цільового використання земель.

Робота кар'єру «Північний» має вагомим позитивним значенням для регіону:

Стабільні надходження до місцевого бюджету через рентну плату та податки.

Забезпечення металургійних комбінатів Кривбасу необхідною залізорудною сировиною.

Створення та підтримка робочих місць, покращення інфраструктури.

Соціальний ризик оцінюється як прийнятний, оскільки планована діяльність не призведе до кризових змін у життєдіяльності місцевої громади.

Для досягнення мінімального залишкового рівня впливу на довкілля підприємство зобов'язується:

1. Впроваджувати сучасні технології пилопригнічення.
2. Виконувати планову рекультивацію паралельно з видобутком.

3. Забезпечувати радіаційний контроль видобутої руди та розкриву.

4. Дотримуватись «Єдиних правил охорони надр».

Вплив кар'єру «Північний» на навколишнє середовище має локальний і тривалий характер. При дотриманні запропонованих природоохоронних заходів діяльність об'єкта є екологічно допустимою і не становить загрози для здоров'я населення або стабільності природних систем у транскордонному масштабі.

6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Оцінка економічної доцільності розробки підкар'єрних запасів кар'єру «Північний» починається з визначення обсягу капітальних інвестицій. Основна частка витрат спрямована на придбання сучасного виїмково-навантажувального та бурового парку машин.

Склад основних засобів:

1. Бурове обладнання: Установки типу Solo для підземного вибухового буріння.
2. Транспортний комплекс: Навантажувально-доставочні машини (НДМ) Sandvik LH 621, що забезпечують високу швидкість очисного виймання.
3. Допоміжні системи: Вентиляційне обладнання, засоби автоматизації та зв'язку.

Загальний обсяг капітальних вкладень за розрахунками становить приблизно 160,3 млн грн, що забезпечує повний цикл механізації для досягнення потужності у 3 млн тонн на рік.

Собівартість видобутку є ключовим індикатором ефективності обраної системи розробки. Вона розраховується за статтями прямих та загальновиробничих витрат.

На основі технічних параметрів відбійки руди (ЛНО, сітка свердловин), витрати на основні матеріали становлять:

- Вибухові речовини (Анемікс-70): Враховуючи питому витрату 0,8–0,9 кг/т.
- Енергоносії: Електроенергія для вентиляції та підйому, дизельне паливо для самохідної техніки.
- Запасні частини: Витрати на сервісне обслуговування техніки Sandvik.

Завдяки високій механізації (продуктивність забійного робітника — 123,7 т/люд.-зм), питома вага заробітної плати в собівартості знижується на 12% порівняно з базовим варіантом.

Стаття витрат	Питома вага у собівартості, %
Матеріальні ресурси та ВР	42
Енергія та паливо	28
Оплата праці з нарахуваннями	18
Амортизація та інші витрати	12

Для остаточного вибору було порівняно систему підповерхового обрушення (Варіант А) та поверхового обрушення (Варіант Б).

Показник	Варіант А (Проектний)	Варіант Б
Видобуток з одиниці блоку, т/міс	12 180,6	10 450,0
Питомі обсяги ГПР, м/1000 т	5,62	6,80
Собівартість 1 т руди, грн	485,50	512,20
Втрати корисного компоненту, %	12	15

Варіант А забезпечує нижчу собівартість та вищу швидкість повернення інвестицій.

Економічний ефект визначається як різниця між ринковою вартістю видобутої залізної руди та повними витратами на її видобуток і збагачення.

Основні фінансові показники:

1. Чистий дисконтований дохід (NPV): При ставці дисконту 10% прогнозний NPV за 10 років експлуатації становить 412,5 млн грн.

2. Внутрішня норма доходності (IRR): Складає 24%, що перевищує вартість капіталу.

3. Термін окупності (Ток):

$$T_{\text{ок}} = \frac{\text{Капітальні інвестиції}}{\text{Річний прибуток} + \text{Амортизація}} = \frac{160,3}{48,2 + 12,5} \approx 2,6 \text{ р}$$

Реалізація проекту на кар'єрі «Північний» має наступні наслідки:

- Бюджетна ефективність: Збільшення податкових надходжень (рентна плата, ПДФО) до бюджету Кривого Рогу.
- Зайнятість: Створення 145 нових робочих місць для кваліфікованих операторів самохідної техніки.
- Ресурсна база: Повернення в економічний обіг 86,8 млн т запасів, що раніше вважалися забалансовими або втраченими.

Економічний аналіз підтверджує доцільність впровадження системи підповерхового обрушення з торцевим випуском руди. Застосування високопродуктивної техніки Sandvik дозволяє досягти терміну окупності у 2,6 роки, що є відмінним показником для капіталомістких гірничих проектів. Проект є стійким до ризиків коливання цін на залізорудну сировину завдяки низькій операційній собівартості.

.

ВИСНОВКИ

У випускній кваліфікаційній роботі бакалавра розроблено проект підземного відпрацювання підкар'єрних запасів залізних руд Криворізького басейну (на прикладі кар'єру «Північний»), що є стратегічно важливим завданням для підтримання сировинної бази металургійної галузі України та переходу від відкритого до комбінованого способу розробки родовищ.

Ділянка будівництва підземного рудника характеризується складними гірничо-геологічними та гідрогеологічними умовами: значною глибиною залягання запасів (до 780 м), розташуванням у зоні впливу відкритих гірничих робіт, наявністю тектонічних розломів та ризиком карстоутворення. Це зумовило необхідність впровадження високо механізованих інженерних рішень для управління напружено-деформованим станом масиву та забезпечення безпечного водовідведення. У результаті аналізу гірничотехнічних умов прийнято вертикальний спосіб розкриття родовища скіповим та клітьовим стволами (діаметром 5,5 м у проходці). Для спорудження капітальних виробок розроблено паспорти БВР на 106 шпурів, що забезпечує швидкість посування вибою на рівні 81 м/міс. Для ефективного відпрацювання покладів обрано сучасну самохідну техніку - бурові установки Sandvik Solo та навантажувально-доставочні машини Sandvik LH 621, що дозволяє досягти річної продуктивності рудника на рівні 3 млн тонн.

У спеціальній частині роботи успішно вирішено завдання щодо обґрунтування параметрів системи розробки з підповерховим обрушенням та торцевим випуском руди. Доведено, що для умов Кривбасу оптимальною є висота підповерху 12–15 м, яка забезпечує мінімальні показники втрат (12%) та розубожування (15%). Обґрунтовано застосування мобільного комплексу обладнання, що дозволяє суміщати операції буріння та доставки, досягаючи продуктивності праці забійного робітника на рівні 123,7 т/люд.-зм.

З метою мінімізації негативного впливу на екосистему Саксаганського району розроблено комплекс заходів з охорони навколишнього середовища.

Передбачено заходи з пилоподавлення під час вибухових робіт, використання розкривних порід для внутрішньої рекультивації кар'єру, управління шахтними водами та моніторинг стану мульди зрушення. Окрему увагу приділено захисту атмосферного повітря та соціально-економічному розвитку регіону через створення 145 нових робочих місць. Економічна частина роботи підтверджує фінансову доцільність прийнятих проектних рішень. Розраховані техніко-економічні показники доводять, що впровадження розробленої технології забезпечує собівартість видобутку на рівні 485,50 грн/т. Висока інтенсивність робіт та використання продуктивної техніки гарантують термін окупності капітальних вкладень протягом 2,6 року, що підтверджує рентабельність та інвестиційну привабливість освоєння підкар'єрних запасів залізних руд..

АНОТАЦІЯ

Випускна кваліфікаційна робота спрямована на вирішення актуальних завдань із забезпечення вітчизняної металургійної промисловості стратегічною сировиною шляхом розробки проєкту підземного відпрацювання підкар'єрних запасів залізрудного родовища.

У роботі проаналізовано гірничо-геологічну та гідрогеологічну характеристику ділянки будівництва рудника в умовах Криворізького басейну, а також проведено детальний опис технологічних процесів, що супроводжують розкриття та підготовку запасів у складних умовах впливу відкритих гірничих робіт. Представлено обґрунтований розрахунок та визначено оптимальну технологічну схему видачі гірничої маси при спорудженні капітальних стволів та приствольних дворів. Важливою складовою проєкту є оцінка геомеханічної стійкості масиву в зоні мульди зрушення та розрахунок параметрів водовідливу. Окрім технологічних аспектів, у роботі ґрунтовно опрацьовано питання екологічної безпеки, зокрема рекультивації кар'єрного простору, а також створення безпечних умов праці для персоналу при експлуатації сучасного самохідного обладнання.

При проєктуванні розкривних виробок із площею поперечного перерізу 33,2 м² було обґрунтовано застосування монолітного бетонного кріплення товщиною 250–300 мм, що відповідає вимогам тривалої стійкості у глибоких горизонтах. Для ефективного руйнування міцного залізрудного масиву розраховано та складено паспорти буровибухових робіт на 106 шпурів. Визначено параметри провітрювання виробок, а для видобутку та доставки руди обрано сучасний комплекс техніки: бурові установки Sandvik Solo та навантажувально-доставочні машини Sandvik LH 621. Взаємозв'язок усіх виробничих процесів відображено у розробленій циклограмі очисного виймання.

Спеціальна частина дослідження присвячена обґрунтуванню параметрів системи розробки з підповерховим обрушенням та торцевим випуском руди. На основі проведених аналітичних розрахунків визначено оптимальну висоту

підповерху (12–15 м) та лінію найменшого опору, що мінімізує втрати й розубожування корисної копалини. Таким чином вирішено завдання щодо раціонального освоєння залізорудних запасів під дном відпрацьованого кар'єру, що забезпечує сталість функціонування підземної інфраструктури.

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 підтверджено готовність до роботи в галузі знань 18 Виробництво та технології.

Ключові слова: ЗАЛІЗОРУДНЕ РОДОВИЩЕ, ПІДКАР'ЄРНІ ЗАПАСИ, ПІДЗЕМНЕ РОЗКРИТТЯ, ВЕРТИКАЛЬНИЙ СТВОЛ, ПІДПОВЕРХОВЕ ОБРУШЕННЯ, ТОРЦЕВИЙ ВИПУСК, МОНОЛІТНЕ БЕТОННЕ КРІПЛЕННЯ, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ, SANDVIK SOLO, НАВАНТАЖУВАЛЬНО-ДОСТАВОЧНІ МАШИНИ.

ANNOTATION

The bachelor's thesis is aimed at solving the current problems of providing the domestic metallurgical industry with strategic raw materials by developing a project for underground mining of under-pit reserves of an iron ore deposit.

The work analyzes the mining, geological and hydrogeological characteristics of the mine construction site in the conditions of the Kryvyi Rih basin, and also provides a detailed description of the technological processes that accompany the discovery and preparation of reserves in difficult conditions of open-pit mining. A substantiated calculation is presented and the optimal technological scheme for the extraction of rock mass during the construction of capital shafts and shaft yards is determined. An important component of the project is the assessment of the geomechanical stability of the massif in the zone of the displacement trough and the calculation of the drainage parameters. In addition to technological aspects, the work thoroughly addresses the issue of environmental safety, in particular the reclamation of the quarry space, as well as the creation of safe working conditions for personnel when operating modern self-propelled equipment.

When designing overburden excavations with a cross-sectional area of 33.2 m², the use of monolithic concrete reinforcement with a thickness of 250–300 mm was justified, which meets the requirements of long-term stability in deep horizons. For the effective destruction of a strong iron ore massif, drilling and blasting passports for 106 holes were calculated and drawn up. The parameters of the excavation ventilation were determined, and a modern complex of equipment was selected for the extraction and delivery of ore: Sandvik Solo drilling rigs and Sandvik LH 621 loading and delivery machines. The interrelationship of all production processes is reflected in the developed cleaning extraction cycle.

A special part of the study is devoted to the justification of the parameters of the development system with subsurface collapse and end ore release. Based on the analytical calculations, the optimal subsurface height (12–15 m) and the line of least resistance were determined, which minimizes losses and depletion of the mineral. Thus, the task of rational development of iron ore reserves under the bottom of the exhausted quarry was solved, which ensures the sustainability of the functioning of the underground infrastructure.

During the completion of the bachelor's final qualification work, the knowledge and skills obtained during the study in the educational and professional program 184 Mining at the first (bachelor's) level of higher education were consolidated, and readiness for work in the field of knowledge 18 Production and Technology was confirmed.

Keywords: IRON ORE DEPOSIT, UNDERQUARRY RESERVES, UNDERGROUND OPENING, VERTICAL SHAFT, UNDERSURFACE COLLAPSE, END OUTLET, MONOLITHIC CONCRETE MOUNTING, DRILLING AND BLASTING WORKS, SANDVIK SOLO, LOADING AND DELIVERY MACHINES.

.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Возгрін Б.Д. Карта корисних копалин четвертинних утворень та закономірностей їх розміщення: L-36-IV (Кривий Ріг). Геологічна карта та карта корисних копалин четвертинних утворень. Серія Центральноукраїнська, масштаб: 1:200000, серія: Центральноукраїнська, складено: Державне геологічне об'єднання Півенукргеологія, 2002 р
2. Маланчук З.Р., Гавриш В.С., Стріха В.А., Киричик І.М. Технології відкритої розробки корисних копалин. Навчальний посібник. – Рівне:НУВГП, 2013. – 285 с
3. Мінерально-сировинна база України. Неметалеві корисні копалини [Електронний ресурс]. Режим доступу: <https://www.geo.gov.ua/non-metallic-minerals/>
4. Сивий М. Паранько І., Іванов Є. Географія мінеральних ресурсів України. – Львів; Простір М, 2013. – 684 с.
5. Арчакова Є.Г., Переверзєв С.І. Державна геологічна карта України. Масштаб 1:200 000. Дніпровсько-Донецька серія. Аркуш: М-36-XXIX (Кобеляки). Пояснювальна записка. Київ, 2014. – Міністерство охорони навколишнього середовища України, Державна служба геології та надр України, УкрДГРІ, Казенне підприємство «Південукргеологія», ДНВП «Геоінформ України», інв. № 64805. – 80 с.
6. Бабенко Т.І. Державний баланс запасів корисних копалин України на 01.01.2007. Глауконіт. Вип. 105. Київ, 2007. – ДНВП «Геоінформ України», інв. № 60788. – 14с.
7. Бабенко Т.І. Державний баланс запасів корисних копалин України на 01.01.2020. Глауконіт. Вип. 105. Київ, 2020. – ДНВП «Геоінформ України», інв. № 66626. – 20 с.
8. Бабенко Т.І. Державний баланс запасів корисних копалин України на 01.01.2020. Сіль калійна. Вип. 78. Київ, 2020. – ДНВП «Геоінформ України», інв. № 66666. – 32 с.

9. Безвинний В.П., Циба М.М., Донець Г.А. та ін. Державна геологічна карта України. Масштаб 1:200 000. Центральноросійська серія. Аркуші: М-36-XIX (Біла Церква), М-36-XXV (Умань). Пояснювальна записка. Київ, 2006. – Державна геологічна служба, Північне державне регіональне геологічне підприємство «Північгеологія», ДНВП «Геоінформ України», інв. № 60673. – 165 с.

10. Башинська М.Е. Дослідження основних способів розробки родовищ розсіпних корисних копалин / М.Е. Башинська // Вісник. ЖДТУ. Сер.: Технічні науки, 2011. – № 3(58). – С.150-155.

11. Лапшин, О. Є., Лапшин, О. О., & Лапшина, Д. О. (2014). Вентиляція гірничих виробок при відкрито-підземній розробці залізних руд. *Якість мінерального сировини*, (2014), 206-213.

12. Isabek, T., Orynbeke, Y., Kozhogulov, K., Sarkulova, Z., Abdiyeva, L., & Yefremova, S. (2022). Geomechanical substantiation of the parameters for the mining system with ore shrinkage in the combined mining of steepdipping ore bodies. *Mining of Mineral Deposits*, 16(4).

13. Металічні і неметалічні корисні копалини України. У 2 т. Т. 1. Металічні корисні копалини / Д. С. Гурський, К. Ю. Єсіпчук, В. І. Калінін та ін. Київ-Львів : Центр Європи, 2006. 785 с.

14. Гурський Д. С. Концептуальні засади державної мінерально-сировинної політики щодо використання стратегічно важливих для економіки країни корисних копалин. Львів : ЗУКЦ, 2008. 192 с.

15. Металічні корисні копалини України : підручник / В. А. Михайлов, В. І. Шевченко, В. В. Огар та ін. Київ : Київський університет, 2007. 463 с.

16. Михайлов В. А. Високоперспективні об'єкти мінерально-сировинної бази України. Частина 1. Металічні корисні копалини. Вісник Київського національного університету імені Тараса Шевченка. Геологія. 2023. № 1 (100). С. 73–85. DOI: <http://doi.org/10.17721/1728-2713.100.09>.

17. Михайлов В. А. Стратегічні корисні копалини України та їх інвестиційна привабливість : монографія. Київ : ВПЦ «Київський університет», 2023. 371 с.
18. Мінеральні ресурси України. Щорічник / ДВНП «Геоінформ України». Київ, 2020. 270 с. URL: http://geoinf.kiev.ua/M_R_2020.pdf.
19. Рудько Г. І., Плотников О. В., Курило М. М., Радованов С. В. Економічна геологія родовищ залізистих кварцитів. Київ : Академпреса, 2010. 272 с.
20. Рудько Г. І., Плотников О. В., Радованов С. В. Геолого-економічна оцінка окислених залізистих кварцитів в залізисто-кременистих формаціях докембрію Українського щита. Київ-Чернівці : Букрек, 2012. 328 с.
21. Mineral Commodity Summaries (2016–2021) / USGS. Wash. URL: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021.pdf>.
22. World Mining Data 2023. Vol. 38 / C. Reichl, M. Schatz. Mineral Production. Vienna, 2023. 267 p. URL: <https://world-mining-data.info/wmd/downloads/PDF/WMD2023.pdf>.
23. Kozyrev A. A., Semenov I. E., Avetisyan I. M. Geomechanical feasibility of safe mining of joining zones in the Yuksporskoye field. Mining Informational and analytical bulletin. 2015. P. 84–92.
24. Kalyuzhny A. S. Determination of the parameters of the disturbed zone and the volume of potential dumps for the conditions of the Oleniy Ruchey quarry. Mining Informational and analytical bulletin. 2016. № 7. P. 403–412.
25. Kozyrev A. A., Zhukova S. A., Samsonov A. V., Volkov A. V. Methodical principles for taking natural factors into account when assessing the technogenic seismicity of the Khibiny massif. Mining Informational and analytical bulletin. 2015. P. 56–64.
26. Kozyrev A. A., Semenova I. E., Zemtsovskiy A. V. Conquerous Deposits Under Tectonic Stresses Investigation of Geomechanical Features. Mining Informational and analytical bulletin. 2017. № 191. P. 324–331. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.188>.

27. Nemova N. A., Tahanov D., Hussan B., Zhumabekova A. Technological solutions development for mining adjacent rock mass and pit reserves taking into account geomechanical assessment of the deposit. Scientific Bulletin of National Mining University. 2020. № 2.
28. Про оцінку впливу на довкілля : Закон України від 23.05.2017 № 2059-VIII.
29. Про охорону навколишнього природного середовища : Закон України від 25.06.1991 № 1264-XII.
30. Гірничий закон України від 06.10.1999 № 1127-XIV.
31. Про природно-заповідний фонд : Закон України від 16.06.1992 № 2456-XII.
32. Про охорону атмосферного повітря : Закон України від 16.10.1992 № 2707-XII.
33. Про відходи : Закон України від 05.03.1998 № 187/98-ВР.
34. Про питну воду, питне водопостачання та водовідведення : Закон України від 10.01.2002 № 2918-III.
35. Кодекс України про надра від 27.07.1994 № 132/94-ВР.
36. Водний кодекс України від 06.06.1995 № 213/95-ВР.
37. Земельний кодекс України від 25.10.2001 № 2768-III.
38. Про тваринний світ : Закон України від 13.12.2001 № 2894-III.
39. Публічна кадастрова карта України. URL: <http://map.land.gov.ua/kadastrova-karta>.
40. Мінеральні ресурси України: карта неметалічних корисних копалин. URL: <http://mineralsua.info/mapviewer/nemetali.php>.
41. Порядок передачі документації для надання висновку з оцінки впливу на довкілля та фінансування оцінки впливу на довкілля : Постанова КМУ від 13.12.2017 р. № 1026.
42. Перелік найбільш поширених і небезпечних забруднюючих речовин, викиди яких в атмосферне повітря підлягають регулюванню : Постанова КМУ від 29.11.2001 р. № 1598.

43. Правовий режим зон санітарної охорони водних об'єктів : Постанова КМУ від 18.12.1998 р. № 2024.
44. Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче. Тольятти : ВНИИнеруд, 1974.
45. ДСП 173-96. Державні санітарні правила планування та забудови населених пунктів. Київ : Мінрегіонбуд, 1996.
46. Порядок визначення величин фонових концентрацій забруднювальних речовин в атмосферному повітрі : Наказ Міністерства екології та природних ресурсів України від 30.07.2001 р. № 286.
47. ДБН В.2.5-64:2012. Внутрішній водопровід та каналізація. Ч. I: Проектування. Ч. II: Будівництво. Київ : Мінрегіон України, 2013.
48. ДБН В.2.5-74:2013. Водопостачання: зовнішні мережі та споруди. Основні положення проектування. Київ : Мінрегіон України, 2013.
49. Методика розрахунку викидів забруднюючих речовин та парникових газів у повітря від транспортних засобів : Наказ Держкомстату України від 13.11.2008 р. № 452. URL: http://ukrstat.org/uk/metod_polog/metod_doc/2008/452/metod.htm.
50. ДБН В.1.1-31:2013. Захист території, будинків і споруд від шуму. Київ : Мінрегіон України, 2014.
51. ДСТУ-Н Б В.1.1.-33:2013. Настанова з розрахунку та проектування захисту від шуму сельбищних територій. Київ : Мінрегіон України, 2014.
52. ДСТУ-Н Б В.1.1.-35:2013. Настанова з розрахунку рівнів шуму в приміщеннях і на територіях. Київ : Мінрегіон України, 2014.
53. ГОСТ 12.01.003-83. Шум. Общие требования безопасности. Київ : ВЦРПС, 1983.
54. ДСН 3.3.6.039-99. Санітарні норми виробничої загальної та локальної вібрації. Київ : Держстандарт, 1999.
55. ДБН В. 1.4-1.01-97. Регламентовані радіаційні параметри. Допустимі рівні. Київ : Держкоммістобудування, 1997.

56. НРБУ-97. Норми радіаційної безпеки України. Київ : МОЗ, 1998.
57. ДСН 3.3.6.037-99. Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку.
58. ДСТУ 7941:2015. Якість ґрунту. Рекультивація земель. Загальні вимоги. URL: http://document.ua/jakistgruntu_-rekultivacija-zemel_-zagalni-vimogi-nor28662.html.
59. ГОСТ 17.5.1.02-85. Классификация нарушенных земель для рекультивации. URL: <http://docs.cntd.ru/document/1200003375>.
60. ГОСТ 17.5.3.04-83. Общие требования к рекультивации земель. URL: <http://zakon.rada.gov.ua/laws/show/v1521400-83>.
61. ГОСТ 17.5.3.05-84. Рекультивация земель. Общие требования к землеванию. URL: <http://docs.cntd.ru/document/1200021554>.
62. ДБН В.1.4-2.01-97. Радіаційний контроль будівельних матеріалів та об'єктів будівництва. URL: <http://profidom.com.ua/v-1/v-1-4/1286>.
63. СНиП 2.01.01-82. Строительная климатология и геофизика. URL: https://znaytovar.ru/gost/2/SNiP_2010182_Stroitel'naya_klim.html.
64. ДСП 201-97. Державні санітарні правила охорони атмосферного повітря населених місць (від забруднення хімічними та біологічними речовинами). URL: http://online.budstandart.com/ru/catalog/doc-page?id_doc=30150.
65. ГН 1.1.2.123-2006. Перелік речовин, продуктів, виробничих процесів, побутових та природних факторів, канцерогенних для людини. Київ : МОЗ, 2006.
66. ДБН А.2.2-1-2003. Склад і зміст матеріалів оцінки впливів на навколишнє середовище (ОВНС) при проектуванні і будівництві підприємств, будинків і споруд. Київ : Держбуд України, 2004.
67. ВНТП-13-1-86. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. URL: <http://files.stroyinf.ru/Data2/1/4293788/4293788770.htm>.

68. Порядок визначення розмірів і меж водоохоронних зон та режиму ведення господарської діяльності в них : Постанова КМУ від 08.05.1996 р. № 486.

69. КД 52.9.4.01–09. Методичні вказівки щодо прогнозування метеорологічних умов формування рівнів забруднення повітря в містах України. Київ : Державна гідрометеорологічна служба, 2010.