

**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:

**Експлуатація бурового обладнання при підземній розробці титанових
руд Іршанського родовища зі спеціальною частиною «Обґрунтування
системи технічного обслуговування в умовах імпортозаміщення»**

Виконав студент групи ГІР-22д


(підпис)

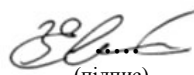
Шпак О. В.

Керівник


(підпис)

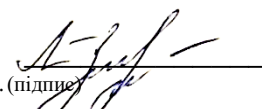
Тарасов В.Ю.

Завідувач кафедри


(підпис)

Зубцов Є.І.

Рецензент


(підпис)

Київ, 2026

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

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

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри

 доц. Зубцов Є.І.

« 25 » 04 2026 р.

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

Шпак Олександр Віталійович

1. Тема роботи: Експлуатація бурового обладнання при підземній розробці титанових руд Іршанського родовища зі спеціальною частиною «Обґрунтування системи технічного обслуговування в умовах імпортозаміщення»

Керівник роботи: Тарасов В.Ю., д. т. н., проф, затверджено наказом закладу вищої освіти від 25.04.2026 р. № 97/20.04

2. Строк подання здобувачем освіти роботи: 07.06.26р.

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

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

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

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 05.04.26р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Маркетингові дослідження	15.04.2026	
2	Аналіз літературних даних..	25. 04.2026	
3	Розробка схем виробництва. 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	

Студент



Шпак О. В..

Керівник проекту



Тарасов В.Ю.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД	8
2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОВОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ	24
3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА	27
4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	40
5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОВОГО СЕРЕДОВИЩА.....	59
6. ОХОРОНА ПРАЦІ	66
ВИСНОВКИ.....	75
АНОТАЦІЯ.....	77
ANNOTATION	78
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	79

РЕФЕРАТ

Випускна кваліфікаційна робота бакалавра містить: 82 сторінок машинописного тексту, 9 рисунків, 22 таблиці, 5 графічних листів.

Об'єкт дослідження – процес експлуатації та технічного обслуговування бурового обладнання при підземному видобутку титанових руд Іршанського родовища в умовах інтенсивного абразивного зносу та дефіциту оригінальних запасних частин.

Мета роботи – обґрунтування технологічних та кінематичних параметрів експлуатації самохідних бурових установок і розробка комбінованої гібридної системи технічного обслуговування для забезпечення їх надійної та економічно ефективної роботи в умовах політики імпортозаміщення.

Методи дослідження – у роботі застосовано комплексний підхід, що включає аналіз науково-технічної літератури та узагальнення передового досвіду експлуатації самохідного гірничо-шахтного обладнання, аналітичні методи розрахунку параметрів буріння та вентиляції, методи предиктивної технічної діагностики стану вузлів машин, а також техніко-економічний аналіз для оцінки ефективності впроваджених проектних рішень.

У роботі детально проаналізовано гірничотехнічні та гірничо-геологічні особливості Іршанського родовища титанових руд, що характеризується високою міцністю та абразивністю рудоносного масиву. Обґрунтовано застосування системи розробки поверхового примусового обрушення з площинним випуском руди та вибрано оптимальний парк бурових установок типу Epiroc Boomer 282. Важливою складовою проекту є розрахунок параметрів загальношахтної вентиляції, а також розробка інженерних рішень щодо забезпечення промислової безпеки та екологічної стійкості гірничого підприємства під час експлуатації дизельного обладнання.

Спеціальна частина дослідження зосереджена на актуальній проблемі організації технічного обслуговування та ремонту імпоротної гірничої

техніки в умовах імпортозаміщення та порушення логістичних ланцюгів постачання. Запропоновано перехід до предиктивного обслуговування за фактичним технічним станом агрегатів, обґрунтовано організацію спеціалізованої підземної майстерні та впровадження технологій реновації зношених деталей методами наплавлення. Проведено розрахунок основних техніко-економічних показників, які підтверджують зниження собівартості видобутку, інвестиційну привабливість та ефективність впровадження запропонованих рішень.

Ключові слова: ТИТАНОВІ РУДИ, ІРШАНСЬКЕ РОДОВИЩЕ, ПІДЗЕМНА РОЗРОБКА, БУРОВЕ ОБЛАДНАННЯ, САМОХІДНЕ ГІРНИЧО-ШАХТНЕ ОБЛАДНАННЯ, ТЕХНІЧНЕ ОБСЛУГОВУВАННЯ,

ВСТУП

Сучасний рівень технічного прогресу дозволяє створювати машини та конструкції, які відзначаються високою надійністю. Основою для цього є комплекс заходів, що застосовуються на стадіях проєктування, виготовлення, монтажу та експлуатації. На стадії проєктування - це вибір раціональних конструктивних схем і матеріалів, належний розрахунок з урахуванням усіх навантажень та впливів, що можуть виникнути в процесі експлуатації, відповідно до чинних Державних стандартів України та норм гірничої безпеки. На стадіях виготовлення та монтажу - це ретельний контроль матеріалів і комплектуючих виробів, високий рівень організації та контролю технологічних процесів, проміжні контрольні випробування окремих елементів, вузлів та агрегатів, відпрацьована система приймально-здавальних заходів.

Усунення прихованих дефектів на стадії обкатки та припрацювання, а також ефективна система технічного обслуговування, що включає комплекс діагностичних і планово-попереджувальних ремонтів, дозволяють знизити до мінімуму ймовірність виникнення відмов у процесі експлуатації бурового обладнання. Таким чином, найбільш актуальною стає проблема прогнозування та забезпечення технічного ресурсу гірничих машин і конструкцій. Вирішення цієї проблеми передбачає встановлення якісних і кількісних закономірностей, що визначають ресурс; розробку методів оцінки впливу різних факторів на середній ресурс і розкид ресурсу, а також на залишковий ресурс об'єкта експлуатації. Це відкриває шляхи для науково обґрунтованого призначення ресурсу, аналізу та синтезу машин з урахуванням факторів надійності, для вибору конструктивних і технологічних рішень, що забезпечують задані показники довговічності.

Практичне значення цієї проблеми є надзвичайно вагомим. Збільшення ресурсу гірничого обладнання, особливо в актуальних умовах необхідності імпортозаміщення на підприємствах України, призведе до суттєвої економії матеріалів, фінансових, енергетичних і трудових витрат, які нині спрямовуються на поповнення парку машин та їхній ремонт.

1. АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД

1.1 ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩА

Перспективна ділянка підземної розробки корінних титанових руд Іршанського родовища розташована в центральній частині Українського кристалічного щита, у долині річки Ірша.

В адміністративному відношенні вказана територія належить до Житомирської області (Коростенський район) України і знаходиться поблизу смт Іршанськ.

В економічному відношенні родовище розташоване у промислово освоєному районі, де функціонує Іршанський гірничо-збагачувальний комбінат (філія АТ «ОГХК») з розвиненою виробничою та соціальною інфраструктурою.

Джерелом енергопостачання промислових об'єктів та населених пунктів є Об'єднана енергетична система України. Теплопостачання забезпечується від місцевих котелень. Питне та промислове водопостачання здійснюється з місцевих водосховищ на річці Ірша та підземних артезіанських свердловин.

Зовнішні зв'язки з проммайданчиком здійснюються автомобільним та залізничним транспортом. Цілорічна мережа автомобільних доріг із твердим покриттям зв'язує Іршанськ із містами Коростень (близько 50 км) та Житомир (близько 60 км). Вантажоперевезення важкого обладнання та продукції здійснюються через найближчу залізничну станцію Нова Борова, яка забезпечує зв'язок із магістралями країни.

Іршанська група родовищ титанових руд (переважно розсипних, а також корінних) активно досліджується та експлуатується з середини ХХ століття. На базі цього родовища побудовано смт Іршанськ з усіма необхідними для розвитку гірничодобувної промисловості комунікаціями, збагачувальними фабриками та транспортними зв'язками.

Клімат району помірно континентальний, з м'якою зимою та теплим вологим літом. Основні кліматологічні відомості подано в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 Основні кліматологічні показники

Найменування показників	Од. вим.	Величина
1. Температура зовнішнього повітря: - середньорічна багаторічна - середня за максимально холодною п'ятиденку - абсолютний мінімум	°C	+7.6 -21 -34
2. Середньорічна тривалість періоду з температурою повітря нижче 0°C	дів	110
3. Середній багаторічний річний шар атмосферних опадів, у тому числі рідких опадів	мм	620 450
4. Нормативна глибина промерзання ґрунту	см	90 - 110

Корінне родовище титанових руд (габро-анортозитовий масив) нижче дна існуючих кар'єрів з видобутку розсипів являє собою крутоспадні рудні тіла масивної та лінзоподібної форми. Вони простежуються до глибини понад 500 м.

Особливостями гірничо-геологічних умов підземної розробки запасів Іршанського родовища є:

- висока міцність та абразивність корінних руд, що вимагає специфічного підходу до вибору та експлуатації бурового обладнання;
- складна гідрогеологічна обстановка через наявність обводнених розломів у кристалічному масиві;
- наявність відкритих гірничих робіт (кар'єрів з видобутку розсипних руд) на момент розвитку підземних гірничих робіт;
- відсутність багаторічної мерзлоти, що відрізняє родовище від північних аналогів і впливає на вибір систем підтримки мікроклімату у виробках.
- У районі родовища виділяються два основні типи підземних вод: води четвертинних пухких відкладень (переважно надрудних) та води зони тріщинуватості докембрійських кристалічних порід.

Таблиця 1.2 Орієнтовні параметри рудного тіла (корінні породи)

Горизонт, м	Форма покладу	Площа, тис. м ²	Середня потужність, м	Середні кути падіння контакту
-100	Лінзоподібна	85	60	65-80°
-200	Лінзоподібна	72	55	70-85°
-300	Масивна	65	45	75-85°

Води четвертинних відкладень дренуються існуючими кар'єрами і практично не матимуть прямого впливу на глибокі підземні гірничі виробки.

Основну небезпеку для підземного рудника становить водоносний комплекс кристалічних порід (габро-анортозитів, гранітів). Води приурочені до тектонічних розломів та зон інтенсивної тріщинуватості. Живлення відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів та гідравлічного зв'язку з поверхневими водами (р. Ірша).

Прогнозні водоприпливи у підземний рудник наведені в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 Прогнозні водоприпливи в підземний рудник

Абс. відмітка горизонту відпрацювання, м	Водоприплив підземних вод, м ³ /год	Сумарний водоприплив, м ³ /год
-100	120	150
-200	160	190
-300	210	240
-400	250	280

Газоносність корінних порід Українського кристалічного щита в межах Іршанського родовища оцінюється як вкрай низька. Природні скупчення горючих та токсичних газів (метану, сірководню) відсутні.

За газовим фактором родовище належить до негазових. Концентрації вуглеводневих газів у підземних водах та тріщинах гірського масиву є мізерними

та не становлять загрози для ведення гірничих робіт. Домінуючими природними компонентами у складі незначних газових включень є азот та вуглекислий газ, що характерно для зон вивітрювання кристалічних порід.

Основна увага при проєктуванні систем вентиляції підземного рудника має приділятися не природній газоносності, а розрідженню та видаленню вибухових газів (оксидів азоту, оксиду вуглецю) після проведення буровибухових робіт, а також вихлопних газів від роботи самохідного дизельного гірничого обладнання.

На етапі розкриття та відпрацювання запасів першої черги практично всі гірничо-капітальні виробки проходяться по міцних кристалічних породах (габро-анортозитах, гранітах, гнейсах) з коефіцієнтом міцності за Протодьяконовим 10–16 при середньому значенні 12–14. Місткі породи та руди родовища за міцністю на стиск переважно відносяться до міцних (середня величина $\sigma_{ст} = 100\text{--}140$ МПа) та дуже міцних (середня величина $\sigma_{ст} = 140\text{--}180$ МПа). Відсоткове співвідношення порід за параметрами міцності в інтервалі проєктних відміток становить:

- з коефіцієнтом міцності за Протодьяконовим 10–12 – 30 %;
- з коефіцієнтом міцності за Протодьяконовим 12–14 – 50 %;
- з коефіцієнтом міцності за Протодьяконовим 14–16 – 20 %.

Щільність руд (вкраплені ільменітові руди) та містких порід змінюється як по площі, так і з глибиною (табл. 1.4).

Таблиця 1.4 – Фізико-механічні властивості гірських порід

Інтервали горизонтів	Щільність, т/м ³
-100 ÷ -300 м	3.05
-300 ÷ -500 м	3.25

У розрахунках щільність руд та містких порід прийнята середньою 3.15 т/м³.

Відповідно до проєктної документації, розкриття родовища здійснюється трьома вертикальними стволами, які розташовуються на єдиному промисловому майданчику:

- скіповий ствол (СС);
- клітьовий ствол (КС);
- вентиляційно-допоміжний ствол (ВДС).

Відповідно до етапів реалізації проєкту, передбачається першочергове проходження та введення в експлуатацію стволів СС та ВДС. Введення ствола СС із комплексом завантаження скіпів проєктується на нижньому концентраційному горизонті (мінус 400 м). Ствол КС призначений переважно для спуску-підйому людей, матеріалів та великогабаритного гірничого обладнання.

Технічна характеристика основних стволів наведена в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 Технічна характеристика стволів підземного рудника

Тип ствола	Призначення стволів	Діаметр ствола у просвіті, м	Переріз ствола у просвіті, м ²	Оснащення ствола	Горизонти розкриття
Скіповий	Видача рудної маси, видача відпрацьованого повітря, запасний вихід	8,0	50,24	Два скіпових підйоми; армування – жорстке на відмітках завантаження скіпів (розстріли	– 100 м; – 200 м; – 300 м; – 400 м

Тип ствола	Призначення стволів	Діаметр ствола у просвіті, м	Переріз ствола у просвіті, м ²	Оснащення ствола	Горизонти розкриття
				двотавр 36, провідники коробчасті)	
Клітьовий	Подача свіжого повітря, спуск і підйом на горизонти великогабаритного обладнання, людей та матеріалів	8,0	50,24	Спеціальна лебідка (в.п. 50 т); клітьовий підйом для огляду ствола; армування канатне / жорстке	- 100 м; - 200 м; - 300 м; - 400 м

Відповідно до технічних рішень проєктної документації, підземна частина родовища буде відпрацьована у дві черги:

I черга – відпрацьовуються запаси в межах між дном кар'єру (у т. ч. залишені «прибортові» запаси) і до горизонту мінус 400 м;

II черга – відпрацювання запасів у межах між горизонтами мінус 400 м і мінус 600 м (перспективні запаси).

Висота поверху прийнята 100 м. Таким чином, I черга підземного відпрацювання родовища розкривається чотирма основними робочими горизонтами:

горизонт мінус 100 м;

горизонт мінус 200 м;

горизонт мінус 300 м;

горизонт мінус 400 м (концентраційний горизонт завантаження скіпів);

горизонт збору просипу мінус 430 м.

Схема розкриття родовища наведена на рисунку 1.1.

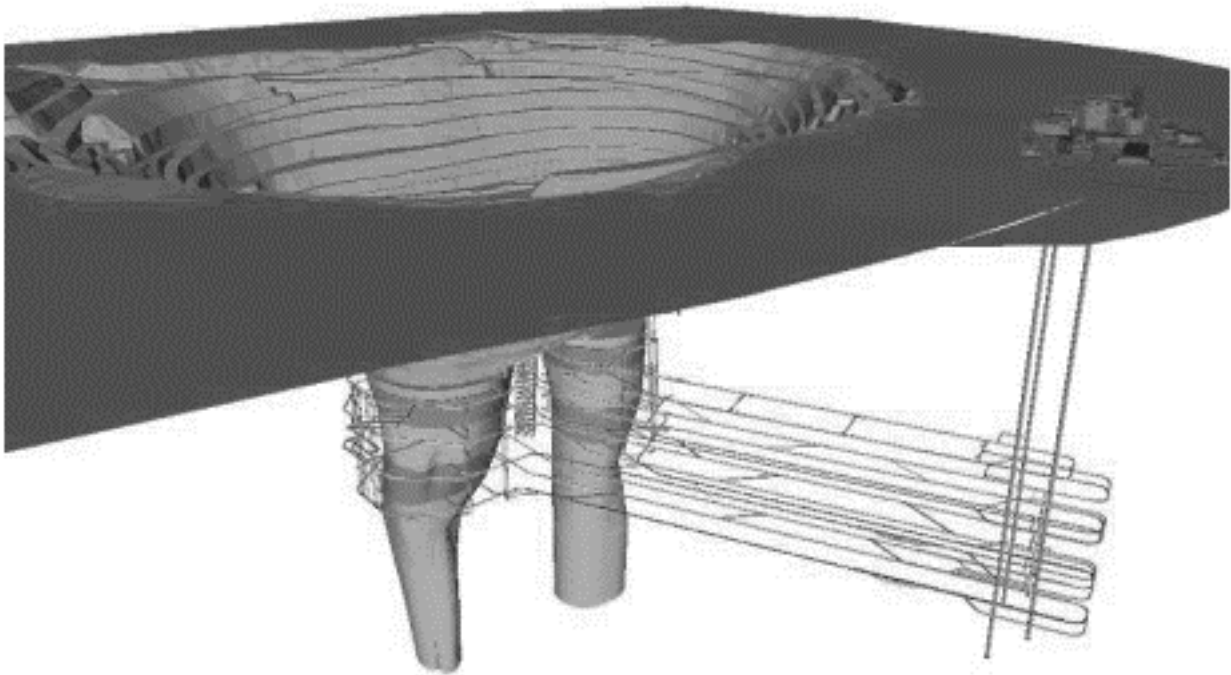


Рис. 1.1 Схема розкриття родовища

Розкриття запасів родовища до відмітки мінус 380 м виконано капітальними виробками як з боку кар'єру, так і з боку стволів. З боку допоміжного (ДС) та головного (ГС) стволів запаси І блоку розкриті горизонтом мінус 380 м. На даному горизонті споруджено два квершлаг: східний вентиляційний квершлаг (СВК) та західний вентиляційний квершлаг (ЗВК).

У приствольному дворі на горизонті мінус 380 м розташовані такі виробки:

- камера очікування з медпунктом;
- камера центральної підземної підстанції (ЦПП-2);
- комплекс виробок завантаження скіпового підйому головного ствола;
- місце стоянки підземного автотранспорту для перевезення

персоналу.

На СВК та ЗВК горизонту мінус 380 м розташовані:

- комплекс виробок прохідницького водовідливу;
- камера розподільчого пункту (РПП-1);
- камера приймання бетону;
- камера водоперепускних свердловин;
- на збійках №4 та №5 – місця відстою самохідного гірничо-шахтного обладнання (СГШО).

З похилого з'їзду №1 (відм. мінус 170 м / мінус 380 м) пройдено з'їзд №4 (відм. мінус 315 м / мінус 290 м) у борт кар'єру. Зі з'їзду №4 виконано заїзд на горизонт мінус 320 м. Заїзд на горизонт мінус 365 м пройдено з похилого з'їзду №3 (відм. мінус 380 м / мінус 480 м). На даний час на підповерхових горизонтах мінус 320 м та мінус 365 м ведеться спорудження підготовчо-нарізних виробок.

До гірничо-підготовчих виробок віднесено всі виробки, що призначені для підготовки до видобутку розкритих запасів титанових руд. Підготовка ділянки дослідно-промислових випробувань (ДПВ) здійснюється двома підповерховими горизонтами: мінус 345 м та мінус 365 м.

Для проведення ДПВ необхідне спорудження таких підготовчо-нарізних виробок:

Підповерховий горизонт -345 м:

- уклон (відм. мінус 334 м / мінус 345 м);
- бурові штреки №5, №6 та №7;
- підповерхові орти №1 та №2;
- відрізний штрек та відрізний повстаючий;
- заїзди до допоміжних та вентиляційних виробок;
- заїзд до рудоспуску №9.

Підповерховий горизонт -365 м:

- кільцевий штрек до збійки з ділянковим ортом;
- доставочні штреки №5, №6 та №7;
- навантажувальні заїзди та бурові орти випускних камер панелей №5-6 та №6-7;

- горизонтальні та вертикальні бурові висічки.

Відповідно до проектної документації, річна продуктивність рудника при відпрацюванні запасів у межах відміток мінус 260 м / мінус 380 м визначена за технічними можливостями гірничо-транспортного комплексу і становить $A_{рік} = 3$ млн т/рік.

Обсяги підготовчих та нарізних робіт за проектною ділянкою наведені в таблиці 1.6.

Таблиця 1.6 Обсяги підготовчо-нарізних робіт за проектною ділянкою

Найменування	Перетин, м ²		Довжина, м			Об'єм, м ³		
	у проходці	у світлі	по породі	по руді	всього	по породі	по руді	всього
Підповерх -345 м								
Уклон -343/-345 м на прямолінійній ділянці	20,6	20	100	0	100	2 060	0	2 060
Уклон -343/-345 м на закругленні	21,8	21	63	0	63	1 373	0	1 373
Буровий штрек №5	20,6	20	64	251	315	1 318	5171	6 489
Буровий штрек №6	20,6	20	14	225	239	288	4635	4 923
Буровий штрек №7	20,6	20	57	148	205	1 174	3049	4 223
Підповерховий орт №1	20,6	20	72	0	72	1 483	0	1 483
Підповерховий орт №2	20,6	20	0	92	92	0	1895	1 895
Відрізний орт	20,6	20	0	70	70	0	1442	1 442
Відрізний повстаючий	4	4	0	20	20	0	80	80
Заїзд до ЛХВ -320м/-380м	15,7	15	30	0	30	471	0	471
Заїзд до ВВ -334м/-380м	15,7	15	17	0	17	267	0	267
Заїзд до р/с №9	15,7	15	7	0	7	110	0	110
Ніші УПП (2 шт.)	-	-	9	9	18	151	151	302
Ходок до ВВ	3,4	3	2	0	2	7	0	7
Разом по підповерху -345 м	-	-	435	815	1 250	8 702	16423	25 125
Підповерх -365 м								
Кільцевий орт	20,6	20,0	418	0	418	8 611	0	8 611
Доставочний штрек 5	20,6	20,0	90	243	333	1 854	5 006	6 860

Найменування	Перетин, м ²		Довжина, м			Об'єм, м ³		
	у проходці	у світлі	по породі	по руді	всього	по породі	по руді	всього
Доставочний штрек 6	20,6	20	113	193	306	2 328	3 976	6 304
Доставочний штрек 7	20,6	20	262	0	262	5 397	0	5 397
Навантажувальні заїзди та бурові орти випускної камери пан. 5-6 (11 шт.)	20,6	20	0	418	418	0	8 611	8 611
Навантажувальні заїзди та бурові орти випускної камери пан. 6-7 (8 шт.)	20,6	20	239	223	462	4 923	4 594	9 517
Відрізна висічка (36 шт.)	20,6	20	0	180	180	0	3 708	3 708
Відрізна висічка вертикальна (35 шт.)	16,0	16	0	144	144	0	2 304	2 304
Разом по підповерху -365м	-	-	1 122	1401	2 523	23 113	28199	51 312
Усього за ділянкою ДПВ	-	-	1 557	2216	3 773	31 815	44622	76 437

Схеми підготовки та нарізки підповерхових горизонтів мінус 345 м та мінус 365 м наведені відповідно на рисунках 1.2 та 1.3.

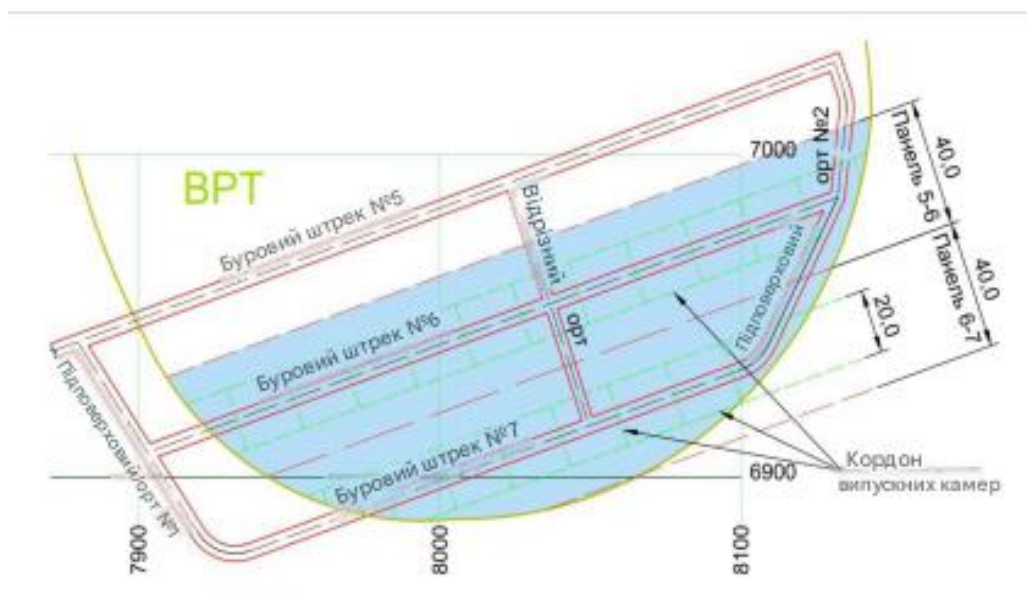


Рис. 1. 2 Схема підготовки запасів на горизонті -345м

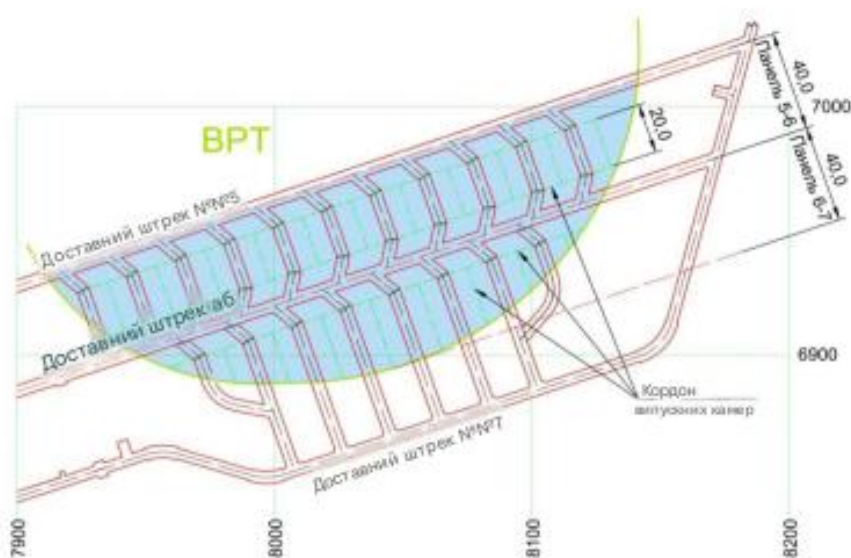


Рис 1.3 - Схема підготовки запасів на горизонті -365м

Розрахунок продуктивності панелі під час проведення дослідних робіт здійснюється на основі тривалості циклу очисних робіт з урахуванням експлуатаційної продуктивності обладнання, що використовується. За елементарну виїмкову одиницю (ЕВО) приймається частина панелі, що видобувається через одну випускную камеру. Розрахунок продуктивності панелі наведено в таблиці 1.7.

Таблиця 1.7 Розрахунок продуктивності панелі

№ п/п	Показники	Од. вим.	Значення
I	Вихідні дані		
1	Кількість змін на місяць ($n_{\text{міс}}$)	см	75
2	Тривалість робочої зміни ($t_{\text{зм}}$)	год	7
3	Щільність руди (γ)	т/м ³	2,6
4	Коефіцієнт розпушення (K_p)		1,5
5	Втрати руди (Π)	%	6,3
6	Забіднення руди ($З$)	%	6,3
7	Коефіцієнт вилучення ($K_{\text{вилучення}}$)		1

№ п/п	Показники	Од. вим.	Значення
8	Довжина ЕВО (l)	м	40
9	Ширина ЕВО (a)	м	20
10	Висота ЕВО (h)	м	45
11	Балансові запаси руди в ЕВО ($Q_{\text{бал}}$)	м ³ / т	36000 / 93600
12	Вилучувані запаси руди в ЕВО - 48% ($Q_{\text{виз}}$)	т	44 928
II	БВР при відбійці основного рудного масиву		
13	Запаси, що розбурюються ($Q_{\text{бур. осн}}$)	т	52 000
14	Питома витрата ВР ($q_{\text{вр. осн}}$)	кг/т	0,68
15	Вихід руди з 1 м свердловини (Δ)	т/м	23,9
16	Бурове обладнання, що застосовується	Sandvik DU411	
17	Продуктивність верстата ($A_{\text{бур}}$)	м/см	185
18	Кількість верстатів при відбійці масиву ($n_{\text{бур}}$)	шт.	1
19	Довжина свердловин у шарі, що відбивається ($L_{\text{б. осн}}$)	м	2 176
20	Час розбурювання основного масиву ($T_{\text{б. осн}}$)	см	12
III	БВР при оформленні випускних камер		
21	Запаси, що розбурюються ($Q_{\text{бур. вип}}$)	т	11 700
22	Питома витрата ВР ($q_{\text{вр. вип}}$)	кг/т	1,04
23	Вихід руди з 1 м свердловини (Δ)	т/м	13
24	Бурове обладнання, що застосовується	Sandvik DU411	
25	Продуктивність верстата ($A_{\text{бур}}$)	м/см	185
26	Кількість верстатів ($n_{\text{бур}}$)	шт.	1
27	Довжина свердловин ($L_{\text{скв. вип}}$)	м	900
28	Час розбурювання запасів в ЕВО ($T_{\text{б. вип}}$)	см	5
IV	Зарядження свердловин (основний масив)		
29	Зарядне обладнання, що застосовується	Charmec 1610B	
30	Продуктивність зарядної машини ($A_{\text{зм}}$)	кг/см	12 000
31	Маса заряду ВР ($Q_{\text{вр. осн}}$)	кг	35 360
32	Час зарядження ($T_{\text{з}}$)	см	3
V	Зарядження свердловин (випускні камери)		
33	Зарядне обладнання, що застосовується	Charmec 1610B	

№ п/п	Показники	Од. вим.	Значення
34	Продуктивність зарядної машини ($A_{зм}$)	кг/см	12 000
35	Маса заряду ВР ($Q_{вр. вип}$)	кг	12 168
36	Час заряджання (T_z)	см	1
37	Час міжпроцесових пауз ($T_{мп}$)	см	2
38	Час відновлення запасів ЕВО	см	8
VI	Випуск та доставка руди		
39	Обладнання, що застосовується	ЛН-409Е	
40	Продуктивність ПДМ ($A_{нав}$)	т/см	465
41	Кількість машин у роботі ($n_{нав}$)	шт.	2
42	Час вилучення запасів ЕВО ($T_{вилучення}$)	см	48,3
43	Тривалість циклу ($T_{ц}$)	см	56,2
44	Кількість циклів на місяць ($N_{ц}$)		1,3
45	Продуктивність ЕВО	т/міс.	59 995

Розрахункова продуктивність однієї панелі при розробці проектної ділянки становитиме 60 тис. т на місяць або 720 тис. т на рік.

Відповідно до проектних рішень, для виїмки запасів родовища підземним способом на проектній ділянці (зокрема нижче відмітки -320 м) застосовується система поверхового примусового обрушення з одностадійною виїмкою та площинним випуском руди.

У плані рудне тіло поділяється на панелі шириною 40 метрів. Виїмка запасів у межах панелей ведеться виїмковими одиницями (блоками) на всю висоту поверху. Параметри блоку становлять: довжина - 40 м, ширина - 40 м. Поділ панелі на блоки є умовним. В середині панелей використовується суцільний одностадійний (безціликовий) порядок виїмки запасів. Цілики залишають лише над виробками випуску (надштрекові цілики), які погашаються під час виїмки нижнього поверху.

Виїмка запасів панелей здійснюється також у суцільному порядку без залишення постійних або тимчасових рудних ціликів.

Система розробки поверхового примусового обрушення з одностадійною виїмкою та площинним випуском руди включає наступні конструктивні елементи:

- *доставочні штреки на горизонті мінус 365 м;
- *випускні пункти (випускні камери) на горизонті мінус 365 м;
- *навантажувальні заїзди на горизонті мінус 365 м;
- *бурові штреки на горизонті мінус 345 м;

*відрізний повстаючий (у першочерговому блоці панелі) для створення відрізної щілини та подальшого утворення компенсаційного простору, на який здійснюватиметься відбійка основних запасів блоку.

Графічне зображення системи розробки поверхового примусового обрушення та її конструктивне оформлення наведено на рисунку 1.4.

Згідно з регламентом, роботи вирішено вести одночасно у двох панелях (№5-6 та №6-7). Це обумовлено тим, що панель №6-7 розташована на контакті рудного тіла та вміщуючих порід, має незначну довжину та змінну потужність рудного тіла. Це створює ряд обмежувальних факторів (змінні розміри блоків, різне оформлення випускних пунктів, змінні параметри БВР тощо), що ускладнює повну оцінку впроваджуваних технологічних рішень лише на одній ділянці.

Виїмка запасів у панелях №5-6 та №6-7 у межах дослідної ділянки здійснюється від центра панелі до флангів. При цьому після виїмки двох першочергових блоків у панелі №5-6 з'являється можливість незалежного відпрацювання запасів двома розбіжними фронтами.

2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

Технологічний процес розробки родовища складається з кількох самостійних, але взаємопов'язаних операцій. Ефективність цього процесу залежить від організації робіт, рівня механізації, характеристик застосовуваних машин та обладнання, їхніх режимних параметрів, кваліфікації персоналу та інших факторів.

Нижче наведено проектні рішення щодо експлуатації бурових установок, які охоплюють питання вибору бурових машин, розрахунку їх необхідної кількості та особливостей технічної експлуатації.

Відокремлення гірничої маси від масиву може здійснюватися такими способами:

- Механічний (буровий);
- Гідравлічний (гідровидобуток);
- Буровибуховий.

При механічному способі робочі органи безпосередньо відокремлюють породу від масиву. Енергоємність цього способу (витрата енергії на одиницю об'єму зруйнованої породи) становить $0,2-1,7 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{м}^3$.

При гідравлічному способі порода відокремлюється напірним струменем води (з гідромонітора) або всмоктується з дна водойми спеціальним обладнанням. Енергоємність у першому випадку дорівнює $0,4-4 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{м}^3$, у другому – вдвічі менша.

Ефективність буровибухового способу підготовки пояснюється специфічним характером виділення теплової енергії під час вибуху вибухової речовини та її перетворенням на кінетичну енергію продуктів вибуху і енергію вибухової хвилі. Ця хвиля поширюється зі швидкістю, що дорівнює або перевищує швидкість звуку, завдяки чому за короткий час у рух втягуються значні об'єми середовища. Саме тому буровибухові роботи (БВР) залишаються практично єдиним засобом руйнування великих об'ємів міцних гірських порід. Вони відрізняються високою швидкістю виконання та відносно невеликими витратами (частка БВР у собівартості видобутку зазвичай становить 12-20%).

Загальна оцінка доцільності застосування буровибухового способу базується на трьох основних критеріях: безпека, економічність та екологічність. Вирішальну роль при виборі способу руйнування для заданих гірничо-геологічних умов відіграє коефіцієнт міцності порід (за шкалою проф. М.М. Протодьяконова). Враховуючи фізико-механічні властивості руд, найбільш раціональним є буровибуховий спосіб відокремлення гірничої маси.

Складні гірничотехнічні умови розробки руд зумовлюють застосування різних за конструктивним виконанням та технологією систем розробки, що, своєю чергою, вимагає широкого діапазону конструкцій і типорозмірів машин.

До факторів, що впливають на конструктивне виконання та робочі параметри бурових машин, належать:

- висока міцність та абразивність руд (зокрема, ільменітових);
- різноманітність площ поперечних перерізів гірничих виробок;
- жорсткі вимоги щодо обмеження забруднення повітряного середовища (пил, газ, масляний туман);
- складна геометрія виробок: круті повороти, нерівний та обводнений ґрунт, наявність уклонів, що ускладнює мобільність обладнання.

У таких умовах конструкція машин повинна забезпечувати:

- широкий діапазон робочих параметрів при компактних розмірах та масі (для уніфікації вузлів);
- надійність у роботі та зручність технічного обслуговування;
- автономність ходового приводу;
- високу потужність та продуктивність;
- безпеку та економічність експлуатації.

Найбільшого поширення набули механічні способи буріння, які за характером прикладання силових навантажень до інструмента поділяються на чотири види:

- Обертальний;
- Ударний;
- Ударно-обертальний;

- Обертально-ударний.

Галузь застосування та тип обладнання для різних способів буріння наведено в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 Галузь застосування та тип обладнання при різних способах буріння

Спосіб буріння	Коефіцієнт міцності порід (f)	Тип обладнання
Обертальний (різцевим інструментом)	до 2 2–6	Ручні та пневматичні свердла; колонкові свердла
Ударний	12–20	Переносні телескопічні перфоратори, бурові каретки з машинами ударно-поворотного дії
Ударно-обертальний	12–20	Занурювальні пневмоударники
Обертально-ударний	2–16	Гідравлічні бурові головки (перфоратори)

Аналізуючи наведені дані та враховуючи міцність гірських порід проектної ділянки ($f = 10$), доцільно прийняти обертально-ударний спосіб буріння.

Вибір бурового обладнання здійснюється з урахуванням доцільності його застосування, оцінки технічних переваг та недоліків, капітальної вартості, а також вартості запасних частин (що особливо актуально в умовах імпортозаміщення).

Прийняте обладнання має відповідати таким основним вимогам:

- Забезпечення заданої продуктивності;
- Висока експлуатаційна надійність;
- Мінімальна трудомісткість обслуговування;
- Відповідність екологічним та санітарним нормам.

Критерії вибору бурового обладнання: відповідність габаритів перерізу виробок, здатність долати задані уклони, тип ходової частини; вартість машини, вартість ТО та ремонту, доступність аналогів запасних частин; наявність систем пилоподавлення, захисних козирків від вивалів породи та надійність

3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Відповідно до цих критеріїв, для порівняння попередньо прийнято дві бурові установки: вітчизняного/країн СНД виробництва (типу УБШ-321ДГ) та сучасний аналог Epiroc (Atlas Copco) Boomer 282. Їхні технічні характеристики наведено у таблиці 3.1.

У гірничодобувній промисловості для прохідницького та видобувного буріння застосовують переважно складені бури зі знімними коронками, що армовані твердосплавними вставками. Типи коронок та штанг обираються відповідно до стандартизованих різьбових з'єднань (наприклад, R32, T38 або R38) залежно від потужності застосовуваного гідроперфоратора та міцності гірських порід.

Коментар щодо спеціальної частини (Імпортозаміщення): Оскільки у вас заявлена тема імпортозаміщення, у цьому розділі (або наступному) варто зазначити, що хоча Boomer 282 з перфораторами COP 1838 має значно кращі кінематичні показники маніпуляторів (площа обурення 48 м² проти 27 м²), в поточних умовах постає проблема придбання оригінальних запчастин до гідроперфораторів Epiroc. Тому актуальним стає питання пошуку якісних аналогів ущільнень, мембран акумуляторів та запчастин гідравлічної системи, або ж розгляд бурових установок інших виробників, логістика яких наразі не ускладнена.

Враховуючи, що рудоносні породи Іршанського родовища (габро-анортозити) є в'язкими та монолітними, приймається долотчаста пластинчаста коронка (типу КДП) або її сучасні аналоги (наприклад, штирьові коронки з різьбовим з'єднанням). Оскільки породи мають коефіцієнт міцності $f = 10$ і належать до міцних порід, робоча частина коронки армується вольфрам-кобальтовим твердим сплавом (типу ВК15 або його європейськими відповідниками). Корпус коронки виготовляється з високоміцної легованої сталі (аналог 35ХГСА).

Таблиця 3.1 Технічна характеристика установок УБШ-321ДГ та Boomer 282

Критерії порівняння	Тип установки: УБШ-321ДГ	Тип установки: Boomer 282
Габарити, мм:		
- довжина	10 500	7 380
- ширина	1 900	2 210
- висота	2 800	2 800
Швидкість пересування, км/год	10	15
Глибина зони буріння шпурів, м	3,3	3,8
Кількість бурових машин (перфораторів)	2	2
Тип ходової частини	Пневмоколісний	Пневмоколісний
Привід ходової частини	Дизельний	Дизельний
Уклон, що долається, градуси	15	40
Площа вибою, що обурюється, м ²	11–27	12–48
Маса, т	18	18
Тип використовуваної енергії (для буріння)	Гідравлічна	Гідравлічна
Параметри бурової головки (перфоратора):	ГП-1	СОР 1838
- енергія удару, Дж	98	56,6
- частота ударів, Гц	90	60
- частота обертання шпинделя, с ⁻¹	5	0–4,25
- вихідна потужність, кВт	8,8	18

Критерії порівняння	Тип установки: УБШ-321ДГ	Тип установки: Boomer 282
- крутний момент, Н·м	294	193
- робочий тиск рідини в гідроперфораторі, МПа	10,8	18
- витрата робочої рідини гідроударником, л/с	1,17	1,38
- витрата робочої рідини гідродвигуном обертача, л/с	1,25	0,78

Відповідно до заданих гірничотехнічних умов та проектного діаметра шпурів, приймаємо бурові коронки діаметром $d_k = 46$ мм (марки КДП46-32 або її вітчизняні чи імпортовані аналоги).

Діючими стандартами передбачається конічне та різьбове з'єднання коронок зі штангами. Для даних гірничотехнічних умов приймаємо бурову штангу, виготовлену з круглої сталі діаметром $d_{ш} = 38$ мм.

Розрахунок режимних параметрів буріння для обраної установки УБШ-321ДГ (з перфоратором ГП-1) виконується на основі її технічних характеристик.

Кут повороту бура між ударами [10] визначається за емпіричною залежністю:

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot f$$

де:

- A_y - енергія удару поршня ударника гідроперфоратора, Дж (табл. 2.2);
- f - коефіцієнт міцності гірських порід за шкалою проф. М.М.

Протоцько.

Підставивши значення, отримаємо кут повороту:

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{98}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot 10 = 47^\circ$$

Число ударів за один оберт бура (m) розраховується за формулою:

$$m = \frac{360}{\omega}$$

$$m = \frac{360}{47} = 7,7 \text{ ударів/оберт}$$

Рациональна частота ударів бурильної машини (n_y), що забезпечує найвищу ефективність руйнування породи, становить:

$$n_y = 33,3 + 5000 \text{ f} / A_y^2$$

де A_y - енергія удару поршня ударника, Дж.

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 \cdot 10}{98^2} = 33,3 + \frac{50000}{9604} \approx 33,3 + 5,2 = 38,5 \text{ Гц}$$

Як бачимо з розрахунку, раціональна частота становить 38,5 Гц, тоді як паспортна частота ударів перфоратора ГП-1 дорівнює 90 Гц. Цей запас потужності дозволяє машині ефективно працювати навіть у зонах підвищеної міцності рудного тіла.

Частота обертання бура розраховується за формулою:

$$n = \frac{60 \cdot n_y}{m}$$

$$n = \frac{60 \cdot 38}{7,7} = 296 \text{ хв}^{-1}$$

Крутний момент на бурі:

$$M = 500 - 25 f$$

де f - коефіцієнт міцності гірських порід.

$$M = 500 - 25 \cdot 10 = 250 \text{ Н м}$$

Механічна швидкість буріння визначається як:

$$V_M = 100 \cdot (20 - f)$$

$$V_M = 100 \cdot (20 - 10) = 1000 \text{ мм/хв}$$

Технічна продуктивність бурової установки УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{тех}} = 60 / (t_{\text{бур}} + t_{\text{доп}})$$

де:

- $t_{\text{бур}}$ - час, необхідний для буріння шпуру довжиною 1 м, хв;
- $t_{\text{доп}}$ - допоміжний час при бурінні шпуру довжиною 1 м, хв.

Час буріння ($t_{\text{бур}}$) розраховується за формулою:

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{M_M} \cdot n_M \cdot k_o}$$

де:

- n_M - кількість бурильних машин (перфораторів) на установці ($n_M = 2$);
- k_o - коефіцієнт одночасності роботи перфораторів ($k_o = 0,8$);
- V_{M_M} - механічна швидкість буріння, виражена в м/хв ($V_{M_M} = 1 \text{ м/хв}$).

$$t_{\text{бур}} = 1 / 1 / 2 / 0,8 = 0,6 \text{ хв}$$

Допоміжний час ($t_{\text{доп}}$) визначається як сума:

$$t_{\text{доп}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}}$$

де:

- $t_{\text{ман}} = 0,25 \dots 0,5$ хв - час маневрів машини, пов'язаний з її встановленням та перестановкою маніпуляторів (приймаємо 0,4 хв);
- $t_{\text{ох}} = 0,25 \dots 0,5$ хв - час зворотного ходу бурової машини (подавача), віднесений до 1 м шпуру (приймаємо 0,4 хв);
- $t_{\text{к}} = 0,1$ хв - час на заміну бурових коронок.

$$t_{\text{доп}} = 0,4 + 0,4 + 0,1 = 0,9 \text{ хв}$$

Тоді технічна продуктивність становить:

$$Q_{\text{тех}} = 60 / (0,6 + 0,9) = 40 \text{ шп.м/год}$$

Експлуатаційна змінна продуктивність установки УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{зм.е}} = \frac{T_{\text{зм}} - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_{\text{в}} + t_{\text{тех}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{доп}}}$$

де:

- $T_{\text{зм}} = 480$ хв - тривалість робочої зміни (8 годин);
- $t_{\text{пз}} = 10,5$ хв - час загальних підготовчо-заклучних операцій за зміну;
- $t'_{\text{пз}} = 45$ хв - час на отримання наряду, огляд вибою тощо;
- $t_{\text{в}} = 48$ хв - регламентований час відпочинку бурильника (10% від $T_{\text{зм}}$);
- $t_{\text{тех}} = 57$ хв - час на технологічні перерви, пов'язані з веденням вибухових робіт або провітрюванням.

$$Q_{\text{зм.е}} = (480 - (10,5 + 45 + 48 + 57)) / (0,6 + 0,9) = 213 \text{ шп.м/зм}$$

Річна експлуатаційна продуктивність установки УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{рік}}^{\text{с}} = Q_{\text{зм.с}} (N_{\text{дн}} - n_{\text{р}}) n_{\text{зм}}$$

де:

- $N_{\text{дн}} = 305$ - кількість робочих днів машини на рік;
- $n_{\text{р}} = 30 \dots 45$ - кількість днів перебування установки в ремонті та ТО

на рік (приймаємо 35 днів);

- $n_{\text{зм}} = 3$ - кількість змін на добу.

Приймаючи $Q_{\text{зм.с}} = 173$ шп.м/зм (для 7-годинної зміни):

$$Q_{\text{рік}}^{\text{с}} = 173 * (305 - 35) * 3 = 140\,130 \text{ шп.м/рік}$$

Кількість робочих установок ($N_{\text{роб}}$) розраховується за формулою:

$$N_{\text{роб}} = Q_{\text{зм.б}} / Q_{\text{зм.с}}$$

де $Q_{\text{зм.б}}$ - змінний план з буріння шпурів, шп.м/зм.

Змінний план з буріння шпурів визначається як:

$$Q_{\text{зм.б}} = Q_{\text{вид}}^{\text{зм}} / \lambda \gamma \text{ шп.м/см}$$

де:

$Q_{\text{вид}}^{\text{зм}}$ - змінний обсяг видобутку гірничої маси, т/см;

λ - вихід руди з 1 п.м. шпуру, м³/м (прийнято 0,96);

γ - щільність породи, т/м³ (прийнято 4,4).

$$Q_{\text{зм.б}} = 3333,33 / 0,96 / 4,4 = 789 \text{ шп.м/см}$$

Використовуючи значення $Q_{\text{зм.б}} = 896$ шп.м/см та раніше розраховану змінну продуктивність $Q_{\text{зм.с}} = 173$ шп.м/см:

$$N_{\text{роб}} = 896 / 173 = 5,17$$

Приймаємо $N_{\text{роб}} = 5$ установок.

Інвентарний парк установок УБШ-321ДГ ($N_{\text{інв}}$) визначається з урахуванням коефіцієнта технічної готовності:

$$N_{\text{інв}} = N_{\text{роб}} / K_{\text{г}}$$

де $K_{\text{г}} = 0,85$ - коефіцієнт технічної готовності установки.

$$N_{\text{інв}} = 5 / 0,85 = 5,88 \approx 5,9$$

Приймаємо $N_{\text{інв}} = 6$ установок.

Остаточню до роботи приймаємо 6 бурових установок УБШ-321ДГ.

Порівнюючи значення річної потреби рудника у бурінні ($V_{\text{рік}} = 781\,250$ шп.м/рік) з річною експлуатаційною продуктивністю 6 бурових установок УБШ-321ДГ ($Q_{\text{екс.рік}} = 140\,130 \cdot 6 = 840\,780$ шп.м/рік), бачимо, що $Q_{\text{екс.рік}} > V_{\text{рік}}$. Отже, прийнятий парк установок УБШ-321ДГ повністю задовольняє задану продуктивність рудника.

Розрахунок виконується аналогічно попередньому, використовуючи технічні характеристики перфоратора СОР 1838.

Кут повороту бура між ударами:

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot f$$

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{56,6}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot 10 = 26,3^\circ \approx 26^\circ$$

Кількість ударів за один оберт бура:

$$m = 360 / \omega = 360 / 26 = 13,8$$

Раціональна частота ударів бурильної машини:

$$n_y = 33,3 + 5000 \cdot f / A_y^2 \}$$

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 \cdot 10}{56,6^2} = 33,3 + \frac{50000}{3203,56} = 33,3 + 15,6 = 48,9 \text{ Гц}$$

Частота обертання бура:

$$n = 60 \cdot n_y / m = 60 \cdot 49 / 14 = 210 \text{ хв}^{-1}$$

Крутний момент на бурі:

$$M = 500 - 25 \cdot f$$

$$M = 500 - 25 \cdot 10 = 250 \text{ Н м}$$

Механічна швидкість буріння:

$$V_m = 100 (20 - f)$$

$$V_m = 100 \cdot (20 - 10) = 1000 \text{ мм/хв}$$

Технічна продуктивність установки Boomer 282:

$$Q_{\text{тех}} = 60 / (t_{\text{бур}} + t_{\text{доп}})$$

де:

$t_{\text{ур}}$ - час, необхідний для буріння шпуру довжиною 1 м, хв;

$t_{\text{доп}}$ - допоміжний час при бурінні шпуру довжиною 1 м, хв.

Час буріння розраховується за формулою:

$$t_{\text{бур}} = (V_{\text{м-м}} n_{\text{м}} k_0)^{-1}$$

де:

$n_{\text{м}} = 2$ - кількість бурильних машин на установці;

$k_0 = 0,8$ - коефіцієнт одночасності;

$V_{\text{м-м}} = 1$ м/хв - механічна швидкість буріння .

$$t_{\text{бур}} = 1 / (1 * 2 * 0,8) = 0,6 \text{ хв}$$

Допоміжний час ($t_{\text{доп}}$):

$$t_{\text{доп}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,4 + 0,4 + 0,1 = 0,9 \text{ хв}$$

$$Q_{\text{тех}} = 60 / \{0,6 + 0,9\} = 40 \text{ шп.м/год}$$

Експлуатаційна змінна продуктивність установки Boomer 282 (для 7-годинної зміни):

$$Q_{\text{зм.е}} = \frac{T_{\text{зм}} - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_{\text{в}} + t_{\text{тех}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{доп}}}$$

$$Q_{\text{зм.е}} = \frac{420 - (10,5 + 45 + 48 + 57)}{0,6 + 0,9} = \frac{259,5}{1,5} = 173 \text{ шп.м/зм}$$

Річна експлуатаційна продуктивність установки Boomer 282:

$$Q_{\text{рік}}^{\text{е}} = Q_{\text{зм.е}} (N_{\text{дн}} - n_{\text{р}}) n_{\text{зм}}$$

де:

$N_{\text{дн}} = 305$ - кількість робочих днів машини на рік;

$n_{\text{р}} = 35$ - кількість днів ремонту установки на рік;

$n_{\text{зм}} = 3$ - кількість змін на добу.

$$Q_{\text{рік}}^{\text{е}} = 173 * (305 - 35) * 3 = 140\,130 \text{ шп.м/рік}$$

Робочий парк установок ($N_{\text{роб}}$):

$$N_{\text{роб}} = Q_{\text{зм.б}} / Q_{\text{зм.е}}$$

де $Q_{\text{зм.б}}$ - змінний план з буріння шпурів.

$$N_{\text{роб}} = 789,1 / 173 = 4,56$$

Приймаємо $N_{\text{роб}} = 5$ установок.

Інвентарний парк установок Boomer 282 ($N_{\text{інв}}$):

$$N_{\text{інв}} = N_{\text{роб}} / K_{\text{г}}$$

де $K_{\text{г}} = 0,85$ - коефіцієнт технічної готовності установки.

$$N_{\text{інв}} = 5 / 0,85 = 5,88$$

Приймаємо $N_{\text{ін}} = 6$.

Остаточню до роботи приймаємо 6 бурових установок Boomer 282 (рис .2.2)



Рис. 3.1 Бурова установка Boomer 282

Порівнюючи значення річної потреби рудника у бурінні ($V_{\text{рік}} = 781\,250$ шп.м/рік) з річною експлуатаційною продуктивністю 6 бурових установок Boomer 282 ($Q_{\text{екс.рік}} = 140\,130 * 6 = 840\,780$ шп.м/рік), маємо $Q_{\text{екс.рік}} > V_{\text{рік}}$. Отже, прийняті установки повністю задовольняють задану продуктивність рудника.

Оскільки обидва типи бурових установок задовольняють вимоги щодо річної продуктивності рудника з буріння, остаточний вибір здійснюється на основі техніко-експлуатаційного порівняння (табл. 3.2).

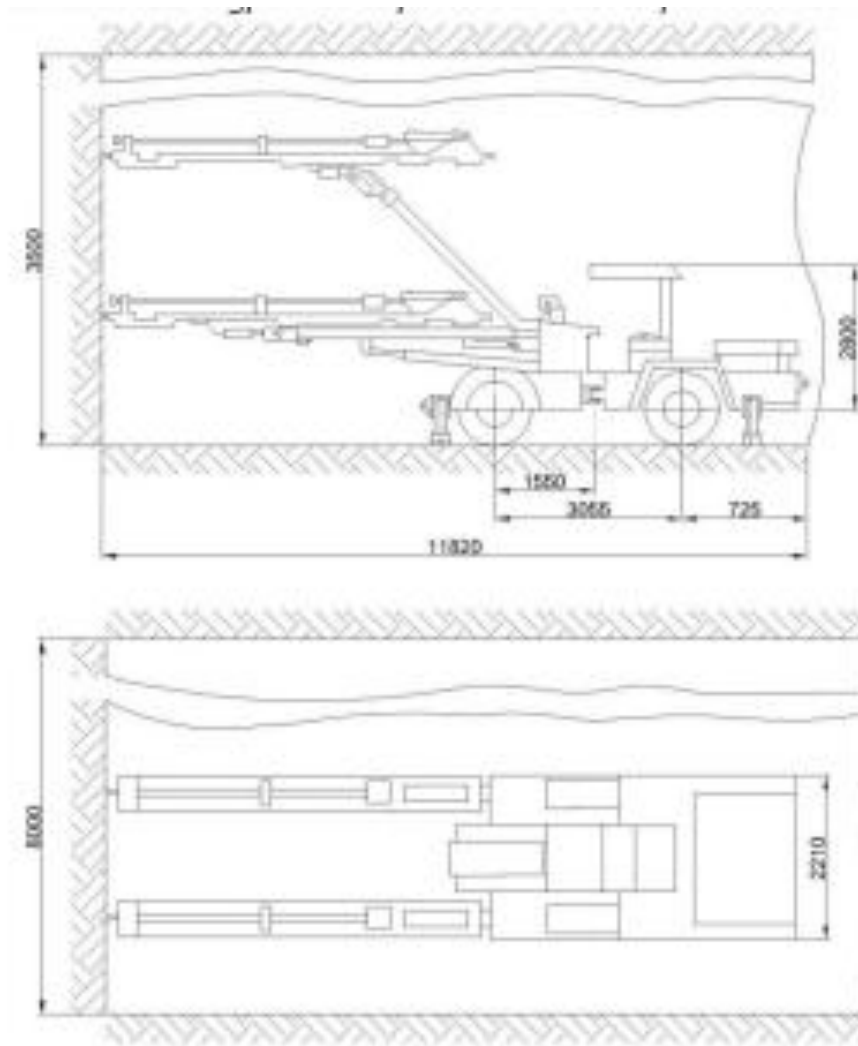
Таблиця 3.2 Порівняльна характеристика бурових установок УБШ-321ДГ та Boomer 282

Показник	Тип установки	
	УБШ-321ДГ	Boomer 282
Кількість установок (інвентарний парк)	6	6
Механічна швидкість буріння, мм/с	16,6	16,6
Експлуатаційна змінна продуктивність, шп.м/см	173	173
Тип бурової головки (перфоратора)	ГП-1	COP 1838

Виходячи з порівняння, найбільш оптимальним варіантом для розробки проектної ділянки є бурова каретка Epiroc (Atlas Copco) Boomer 282 (або її сучасний сертифікований аналог, доступний на ринку). Переваги цього вибору

полягають у тому, що при зіставних капітальних витратах (або витратах на лізинг) дана машина має менші габарити, більшу маневреність (швидкість пересування 15 км/год проти 10 км/год) та значно більшу площу обурення вибою з однієї позиції (до 48 м²), що суттєво скорочує час на допоміжні операції з перестановки маніпуляторів.

Схема розташування бурової установки Boomer 282 у прохідницькому вибої представлена на рисунку 3.2.



. Рис. 3.2 Розташування бурової каретки Boomer 282 у вибої

4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

У вибоях сучасних рудних шахт експлуатують різноманітні технологічні та допоміжні мобільні самохідні машини, що мають складну конструкцію, а також електричний, дизельний, пневматичний та гідравлічний приводи.

У роботі запропоновано використання самохідних бурових кареток (Epiroc Boomer 282), що відповідає основним світовим тенденціям механізації технології підземної розробки родовищ.

Самохідне обладнання експлуатується, як правило, у важких гірничотехнічних умовах, що характеризуються підвищеною вологістю та запиленістю повітря, обводненістю виробок, особливо під час видобутку міцних крупнокускових та абразивних титанових руд (габро-анортоситів). Це є причиною виникнення великих динамічних навантажень, які викликають інтенсивний знос та старіння вузлів і агрегатів машин.

Незважаючи на те, що самохідне обладнання застосовують у різних гірничо-геологічних умовах, його експлуатація має такі спільні характерні особливості:

Самохідні машини відрізняються високою продуктивністю та великою початковою (капітальною) вартістю. Тому для досягнення робітниками високого виробітку та зниження собівартості видобутої корисної копалини необхідно ефективно використовувати ці машини. Поряд з іншими факторами (кваліфікація персоналу, організація праці), ефективність використання машин головним чином залежить від їхньої безвідмовної роботи.

Тривала та надійна робота гірничих машин можлива лише за умови систематичного та якісного проведення заходів з технічного обслуговування (ТО) та ремонту (Р).

Під системою технічного обслуговування та ремонту розуміється комплекс взаємопов'язаних положень і норм, що визначають організацію та порядок проведення робіт з ТО і ремонту машин для заданих умов експлуатації, з метою

забезпечення показників надійності та якості, передбачених нормативною документацією.

Розрізняють такі системи організації технічного обслуговування та ремонту:

- післяоглядову;

- періодичну;

- стандартну;

- планово-попереджувальну (система ППР);

- за фактичним технічним станом (предиктивне обслуговування).

У гірничій промисловості історично набула широкого застосування система планово-попереджувального ремонту (ППР), що включає елементи післяоглядової, періодичної та стандартної систем ремонту. Сутність цієї системи полягає в тому, що гірничі машини після певного напрацювання (у мотогодинах або кілометрах пробігу) підлягають оглядам і різним видам ремонтів, періодичність і тривалість яких визначаються залежно від конструктивних особливостей машин, ресурсу деталей та умов їхньої експлуатації. Система називається плановою тому, що всі її заходи здійснюються за заздалегідь розробленим графіком, і попереджувальною - тому, що виконувані роботи носять профілактичний характер, що виключає можливість роботи машин в умовах прогресуючого зносу.

Система ППР відіграє значну роль в організації масової експлуатації машин, підготовці обслуговуючого персоналу та роботі ремонтних підрозділів підприємства. Експлуатація з дотриманням основних положень системи ППР є досить ефективною. Разом з тим, в основу класичної системи ППР покладено усереднені статистичні дані про поведінку машин, а не аналіз стану конкретної одиниці техніки. Це є одним із головних недоліків системи ППР, що зумовлює її недостатню гнучкість стосовно реальних умов роботи.

Іншими словами, напрацювання до чергового ремонту задається жорстко і не пов'язане зі станом конкретної машини. На практиці виявляється, що для

частини машин, які знаходилися у сприятливих умовах або керувалися більш кваліфікованими операторами, ремонти можуть бути виконані набагато пізніше.

Економічно доцільно ремонтувати машину саме в той момент, коли її технічний стан об'єктивно цього вимагає. Якщо ремонт виконується при напрацюванні, що відповідає деякому граничному стану машини, застосовується система ремонтів за фактичним технічним станом.

Актуальність використання системи ремонтів за фактичним станом багаторазово зростає у зв'язку з надходженням в експлуатацію складних за конструкцією самохідних бурових кареток та навантажувально-доставочних машин (ПДМ). Машини цього типу економічно недоцільно піддавати «сліпому» капітальному ремонту із повною заміною вузлів. У цьому випадку найефективнішим рішенням є безрозбірна діагностика технічного стану агрегатів машини та встановлення обсягів демонтажних робіт і ремонту відповідно до цього стану. Це особливо критично в поточних умовах, коли постачання запасних частин ускладнене.

У світовій практиці широкого застосування набула фірмова (дилерська) форма технічного обслуговування та ремонту. Компанії-виробники (наприклад, Sandvik, Epiroc, Caterpillar) організовують мережу сервісних центрів, створюють склади запасних частин (консигнаційні склади безпосередньо на рудниках) та навчальні центри. Для сучасного підприємства фінансові витрати на ТО та ремонт можуть становити щорічно від 6 до 10% вартості придбаного обладнання.

Головним принципом такої системи є те, що відповідальність за організацію ТО та ремонту (включаючи постачання оригінальних запчастин — OEM) протягом усього періоду експлуатації несе фірма-виробник (часто за контрактами життєвого циклу або MARC-контрактами).

Однак, в умовах геополітичних та економічних викликів, підприємства гірничої галузі стикаються з проблемою імпортозаміщення та порушенням логістичних ланцюгів. Це призводить до неможливості або значного подорожчання та затримок у постачанні оригінальних запасних частин для бурових установок (таких як Atlas Copco / Epiroc Boomer 282). У такій ситуації

сліпе слідування фірмовій системі ППР стає неможливим, і підприємство змушене розробляти власну стратегію, яка базується на трьох основних напрямках:

Перехід на обслуговування за фактичним станом: Широке впровадження методів інструментальної діагностики (вібродіагностика підшипників гідроперфораторів, трибологічний аналіз гідравлічних мастил на наявність металевої стружки, тепловізійний контроль). Це дозволяє максимально випрацювати ресурс деталі до її відмови, економлячи дефіцитні запчастини.

Пошук та валідація аналогів (реверсивний інжиніринг): Заміна оригінальних витратних матеріалів (фільтрів, ущільнень, рукавів високого тиску - РВТ, елементів ходової частини) на продукцію вітчизняних виробників або доступних закордонних брендів (OES/Aftermarket) з обов'язковим контролем їхньої якості.

Реновація та відновлення вузлів: Розвиток власної ремонтної бази на руднику для відновлення геометрії зношених деталей маніпуляторів та подавачів методами наплавлення, розточування та газотермічного напилення, що дозволяє зменшити залежність від зовнішніх постачальників.

Таким чином, обґрунтована система технічного обслуговування для проектної ділянки повинна являти собою гібридну модель: регламентна заміна мастил та фільтрів (за адаптованими ППР-графіками з використанням аналогів) у поєднанні з глибокою діагностикою основних агрегатів (гідроперфоратор, ДВЗ, трансмісія) для ремонту виключно за їхнім фактичним станом.

Система ТО та ремонту передбачає виконання всього комплексу послуг: постачання запасними частинами, забезпечення ремонтних робіт, надання технічної документації, навчання фахівців (операторів та механіків), вивчення ефективності роботи машин, виявлення їхніх конструктивних недоліків та проведення модернізації. Сучасні компанії при створенні нової моделі машини керуються не лише критеріями продуктивності, але й показниками ремонтпридатності, зручності та здешевлення ТО.

Широко використовуються конструкції складальних одиниць із постійним змащенням, скорочується кількість точок щозмінного змащування, застосовуються системи централізованого автоматичного змащення (наприклад, система Lincoln на бурових установках Epiroc). Виробники впроваджують агрегатно-вузлові методи ремонту, прагнуть уніфікувати програми ТО однотипного обладнання, використовувати стандартизовану оснастку та діагностичний інструмент.

Робота з ТО обладнання поділяється на два періоди: гарантійний та післягарантійний сервіс.

У гарантійний період створюється основа для правильної експлуатації обладнання персоналом замовника. У післягарантійний період фірма-виробник на основі домовленостей (сервісних контрактів) проводить планово-попереджувальні огляди, поточні та капітальні ремонти.

В умовах сучасного гірничого виробництва загальною тенденцією є впровадження комп'ютеризованих систем управління технічним обслуговуванням (CMMS - Computerized Maintenance Management Systems) . Вони використовуються для програмування та складання графіків ППР, обліку наявності запчастин, визначення нормативів складських запасів (АВС-аналіз) та своєчасного їх поповнення, що є критично важливим в умовах імпортозаміщення для уникнення простоїв техніки.

Враховуючи вищевикладене, а також специфіку умов підземного видобутку на Іршанському родовищі (обмежені габарити виробок, абразивність руд, складна логістика оригінальних імпорتنих запчастин), найдоцільнішим є застосування комбінованої системи технічного обслуговування.

В якості базової системи ТО і ремонтів для парку бурових установок Boomer 282 пропонується адаптована система планово-попереджувальних ремонтів (ППР) із широким застосуванням засобів технічної (предиктивної) діагностики.

Ця система включатиме:

1. Суворе дотримання регламентів щозмінного ТО (огляд, змащування маніпуляторів, перевірка рівня робочих рідин) силами операторів бурових установок.

2. Проведення планових ТО (ТО-250, ТО-500, ТО-1000 мотогодин) з використанням сертифікованих аналогів фільтрів та мастильних матеріалів вітчизняного або альтернативного виробництва.

3. Впровадження інструментальної діагностики: замість планової розбирання гідроперфораторів СОР 1838 та заміни їхніх вузлів виключно за напрацюванням, рішення про поточний або капітальний ремонт прийматиметься на основі вимірювання вібрації підшипникових вузлів, перевірки тиску в гідроаккумуляторах та аналізу гідравлічної оливи.

4. Агрегатно-вузловий метод ремонту: створення на базі ремонтно-механічного цеху (РМЦ) рудника обмінного фонду відновлених вузлів (гідроциліндрів, подавачів, обертачів). При виході вузла з ладу він швидко замінюється на резервний прямо в підземній майстерні або у вибої (за допомогою пересувних засобів ТО), а несправний вузол відправляється на реновацію.

Запропонована гібридна система дозволить забезпечити необхідний рівень коефіцієнта технічної готовності ($K_T \geq 0,85$) парку бурових установок, знизити експлуатаційні витрати та мінімізувати ризики, пов'язані з перебоями у постачанні імпортних комплектуючих.

Для складання річного графіка планово-попереджувальних ремонтів (ППР) необхідно визначити кількість технічних обслуговувань та ремонтів різного виду для бурової установки (на прикладі Epiroc Boomer 282).

Кількість капітальних ремонтів розраховується за формулою:

$$N_k = \frac{H_r + H_k}{K}$$

де:

- H_r - плановий наробіток машини на рік, год;

- $H_k = 0$ - наробіток машини від попереднього капітального ремонту, год (оскільки розглядається нова або повністю відновлена техніка);
- K - ремонтний цикл машини, год.

Плановий наробіток машини на рік:

$$H_r = T_r \cdot k_v^n - T_p$$

де:

- $k_v^n = 0,8 \dots 0,9$ - плановий коефіцієнт використання машини за зміну;
- T_r - номінальний фонд часу роботи обладнання, год;
- T_p - кількість годин, що витрачаються на ремонти у плановому році.

Час проходження ремонтів (T_p) визначається за формулою:

$$T_p = \frac{T_r \cdot (T_{т0} \cdot N_{т0}^n + T_{т1} \cdot N_{т1}^n + T_{т2} \cdot N_{т2}^n + T_k \cdot N_k^n)}{K}$$

де:

- $T_{т0}, T_{т1}, T_{т2}, T_k$ - тривалість одного технічного обслуговування, першого поточного, другого поточного та капітального ремонтів відповідно, год;
- $N_{т0}^n, N_{т1}^n, N_{т2}^n, N_k^n$ - кількість у ремонтному циклі технічних обслуговувань, поточних (першого і другого) та капітальних ремонтів відповідно, од.

Підставляючи нормативні значення для бурової установки:

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 12 + 18 \cdot 3 + 30 \cdot 2 + 72 \cdot 1)}{8460} = 190,3 \text{ год}$$

Тоді плановий наробіток на рік складе:

$$H_{\Gamma} = 6240 * 0,9 - 190,3 = 5425,7 \text{ год}$$

Кількість капітальних ремонтів у плановому році:

$$N_{\kappa} = (5425,7 + 0) / 8460 = 0,64 \text{ приймаємо, що дорівнює } 0$$

Кількість других поточних ремонтів:

$$N_{T2} = (H_{\Gamma} + H_{T2}) / T_2 - N_{\kappa}$$

де:

- T_2 - періодичність других поточних ремонтів, год;
- H_{T2} - наробіток машини від попереднього другого поточного ремонту, год.

$$H_{T2} = H_{\kappa} - T_2 n_2$$

де:

- H_{κ} - те саме, що й у формулі розрахунку N_{κ} ;
- n_2 - ціла кількість проведених других поточних ремонтів із часу роботи машини від попереднього капітального ремонту.

$$n_2 = H_{\kappa} / T_2$$

$$n_2 = 0 / 2820 = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 2820 * 0 = 0 \text{ год}$$

$$N_{T2} = (5425,7 + 0) / 2820 - 0 = 1,92 \text{ Приймаємо } 1 \text{ ремонт.}$$

Кількість перших поточних ремонтів:

$$N_{T1} = (H_{\Gamma} + H_{T1}) / T_1 - N_{\kappa} - N_{T2}$$

де:

- T_1 - періодичність перших поточних ремонтів машини, год;

- $H_{\{T1\}}$ - наробіток машини від попереднього першого поточного ремонту, год.

$$H_{T1} = H_K - T_1 n_1$$

де:

- n_1 - ціла кількість проведених перших поточних ремонтів із часу роботи машини від попереднього капітального ремонту.

$$n_1 = H_K / T_1$$

$$n_1 = 0 / 1410 = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1410 * 0 = 0 \text{ год}$$

$$N_{T1} = (5425,7 + 0) / 1410 - 0 - 1 = 2,84 \text{ Приймаємо 2 ремонти.}$$

Кількість технічних обслуговувань (ТО):

$$N_{TO} = (H_T + H_{TO}) / T_{TO} - N_K - N_{T2} - N_{T1}$$

де:

- T_{TO} - періодичність технічних обслуговувань машини, год;
- H_{TO} - наробіток машини від попереднього технічного обслуговування, год.

$$H_{TO} = H - T_{TO} n_0$$

де:

- n_0 - ціла кількість проведених ТО із часу роботи машини від попереднього капітального ремонту.

$$n_0 = H_K / T_{TO}$$

$$n_0 = 0 / 470 = 0$$

$$H_{TO} = 0 - 470 * 0 = 0 \text{ год}$$

$$N_{TO} = (5425,7 + 0) / 470 - 0 - 1 - 2 = 11,54 - 3 = 8,54$$

Приймаємо 8 технічних обслуговувань.

Загальна розрахункова кількість та види ТО і ремонтів для бурової установки за плановий рік зведені до таблиці 3.2.

Таблиця 4.1 Кількість технічних обслуговувань та ремонтів обладнання на рік

№	Найменування обладнання	ТО	ПР-1 (Т1)	ПР-2 (Т2)	КР (К)
1	Бурова установка Epiroc (Atlas Copco) Boomer 282	8	2	1	0

Річні сумарні трудовитрати на технічне обслуговування та ремонти парку бурових установок розраховують за формулою:

$$T_H = (t_{TO} + t_{T1} + t_{T2} + t_K) N_{инв}, \text{ люд.-год.}$$

де:

- $t_{TO}, t_{T1}, t_{T2}, t_K$ - нормативна середньорічна трудомісткість технічних оглядів (обслуговувань), перших поточних, других поточних та капітальних ремонтів відповідно для одиниці обладнання, люд.-год.;
- $N_{инв}$ - інвентарна кількість одиниць обладнання, прийнятих до експлуатації ($N_{инв} = 6$).

Підставляючи нормативні значення для бурових кареток типу Boomer 282:

$$T_H = (60 + 90 + 200 + 300) * 6 = 3900 \text{ люд.-год.}$$

Планова чисельність виробничих робітників

Планову чисельність основних виробничих (ремонтних) робітників, необхідних для виконання річного обсягу ремонтних робіт, визначаємо за формулою:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_p \cdot k_{п.в.}}, \text{ чол.}$$

де:

- $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ - коефіцієнт, що враховує виконання позапланових робіт (приймаємо 1,7 з огляду на специфіку імпортозаміщення та необхідність додаткових робіт з адаптації аналогів запчастин);
- $k_{п.в.} = 1,1 \dots 1,15$ - коефіцієнт виконання норм виробітку робітниками (приймаємо 1,15);
- D_p - номінальний річний фонд часу одного робітника, год.

Номінальний річний фонд часу розраховується як:

$$D_p = (365 - B - П - O) T_{см} k_n, \text{ год.}$$

де:

- B - кількість вихідних днів у плановому році (104 дні);
- $П$ - кількість святкових днів (8 днів);
- O - середня тривалість відпустки виробничого робітника (30 днів);
- $T_{см}$ - тривалість однієї зміни, год (7 годин для підземних умов);
- $k_n = 0,95 \dots 0,98$ - коефіцієнт, що враховує втрати робочого часу з поважних причин (хвороби тощо), приймаємо 0,97.

$$D_p = (365 - 104 - 8 - 30) * 7 * 0,97 = 1522,9 \text{ год.}$$

Тоді розрахункова кількість робітників:

$$M = 1,7 * 3900 / 1522,9 / 1,15 = 3,78 \text{ чол.}$$

Для забезпечення повноцінного перекриття всіх необхідних функцій ремонту та діагностики приймаємо фактичну чисельність основних ремонтних робітників $M = 5$ чоловік.

Орієнтовний штат ремонтних робітників

Орієнтовний штат основних ремонтних робітників за професіями від планової чисельності наведено у таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 Штат ремонтних робітників за професіями

Професія робітника	Чисельність, чол.	Частка, %
Слюсарі та електрослюсарі	2	40%
Токарі-верстатники	1	20%
Фахівці з вібродіагностики та гідравліки	1	20%
Електрогазозварники	1	20%
Разом:	5	100%

Наявність у штаті окремого фахівця-діагноста є критично важливою для реалізації стратегії ремонтів «за фактичним станом».

Чисельність допоміжних та підсобних робітників (транспортного відділу, інструментального, ВТК, комірники тощо) становить 10-12% від основних:

$$M_d = M (0,10 \dots 0,12) = 5 * 0,12 = 0,6 \text{ Приймаємо } 1 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних працівників (ІТП):

$$M_{итп} = (M + M_d) (0,07 \dots 0,09) = (5 + 1) * 0,08 = 0,48 \text{ Приймаємо } 1 \text{ чол.}$$

Чисельність обліково-нормувального складу:

$$M_o = (M + M_d + M_{итп}) (0,04 \dots 0,05) = (5 + 1 + 1) * 0,05 = 0,35 \text{ Приймаємо } 1 \text{ чол.}$$

Чисельність молодшого обслуговуючого персоналу:

$$M_{\text{моп}} = (M + M_{\text{д}} + M_{\text{ітп}} + M_{\text{о}}) (0,02 \dots 0,03) = (5 + 1 + 1 + 1) * 0,03 = 0,24$$

Приймаємо 1 чол.

Загальна чисельність всього працюючого персоналу ремонтної служби за категоріями зведена до таблиці 4.4.

Таблиця 4.4 Загальна чисельність персоналу ділянки ТО та ремонтів

Категорія персоналу	Чисельність, чол.
Ремонтні робітники:	
- слюсарі та електрослюсарі	2
- токарі-верстатники	1
- діагности	1
- електрогазозварники	1
Допоміжні та підсобні робітники (комірник)	1
Інженерно-технічні працівники (механік ділянки)	1
Обліково-нормувальний персонал	1
Молодший обслуговуючий персонал	1
Всього по ділянці:	9

Річний графік планово-попереджувальних ремонтів бурових установок (у вигляді діаграми Ганта) наведено на рисунку 4.1. Для підвищення надійності та коефіцієнта технічної готовності машин необхідно застосовувати сучасні технології ремонту, засоби механізації, створювати належні санітарно-гігієнічні умови для ремонту та залучати висококваліфіковані кадри.

Загалом ефективність експлуатації бурових установок підвищуватиметься як за рахунок оптимізації самої експлуатації, так і за рахунок вдосконалення організації гірничотехнічних умов роботи. Технологічні процеси ТО і ремонту для масивного самохідного обладнання доцільно здійснювати безпосередньо у

підземних ремонтних майстернях (ПРМ), що виключає необхідність транспортування габаритних машин на поверхню.

Номер п./п	Оборудованість	Ідентифікаційний номер	I квартал			II квартал			III квартал			IV квартал			Кількість і продуктивність ремонтів				Середня продуктивність, кількість ремонтів
			Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	T0	T1	T2	КР	
1	Atlas Copco Boomer 282	1	170/6	170/6	170/6 171/8	170/6	-	172/30	170/6	170/6	170/6	171/8	-	170/6	8/48	2/36	1/30	-	1%
2	Atlas Copco Boomer 282	2	170/6	170/6 171/8	-	170/6	-	170/6	170/6	171/8	170/6	172/30	170/6	170/6	8/48	2/36	1/30	-	1%
3	Atlas Copco Boomer 282	3	170/6	170/6	171/8	170/6	-	-	170/6 172/30	170/6	170/6	170/6	171/8	170/6	8/48	2/36	1/30	-	1%
4	Atlas Copco Boomer 282	4	170/6	170/6	172/30	170/6	170/6	-	170/6	171/8	170/6	170/6	171/8	170/6	8/48	2/36	1/30	-	1%
5	Atlas Copco Boomer 282	5	170/6	170/6	170/6	172/30	170/6	170/6	171/8	170/6	-	170/6	170/6	171/8	8/48	2/36	1/30	-	1%
6	Atlas Copco Boomer 282	6	170/6	171/8	170/6	170/6	170/6 171/8	170/6	172/30	170/6	-	-	170/6	-	8/48	2/36	1/30	-	1%

Рис. 4.1 Річний графік планово-попереджувальних ремонтів бурових установок машин

На рисунку 4.2 наведена рекомендована схема розміщення відділень підземної майстерні рудника.

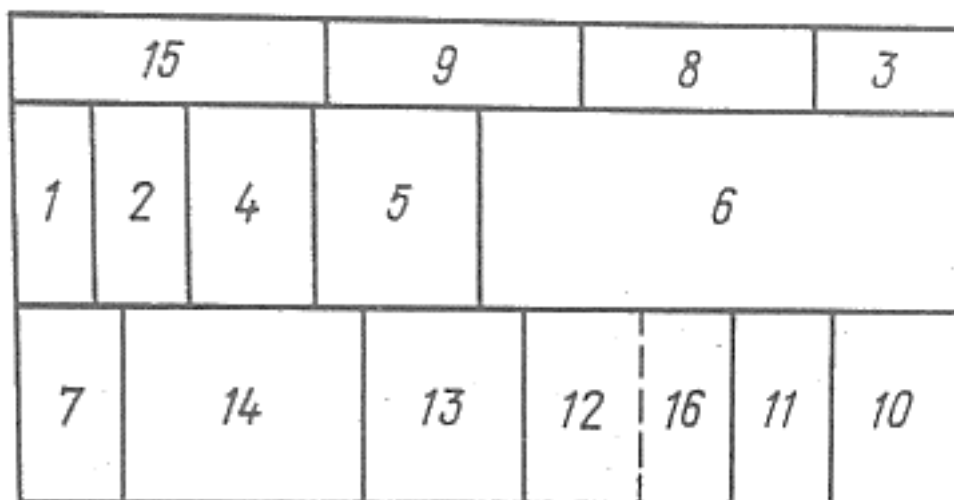


Рис. 4.2 - План підземної майстерні

Експлікація приміщень підземної майстерні

1. Мийне відділення;
2. Розбірне відділення;
3. Вулканізаційна;
4. Відділення ремонту рам та кузовів (стріл/маніпуляторів);
5. Складальне відділення;
6. Відділення ТО та діагностики;
7. Шиномонтажне відділення;
8. Відділення ремонту агрегатів (реновації);
9. Склад готових (відновлених) агрегатів — обмінний фонд;
10. Склад запасних частин та матеріалів;
11. Приймальне відділення;
12. Кімната для відпочинку персоналу;
13. Відділення ремонту електрообладнання;
14. Слюсарно-механічне відділення (з токарною групою);
15. Зварювальне відділення;
16. Інструментальна комора.

Оснащення цих відділень відповідними верстатами, стендами та вантажопідйомними механізмами дозволить повністю механізувати такі технологічні процеси:

- мийку та очищення вузлів перед дефектуванням;
- розбирання та складання гідроциліндрів і перфораторів;
- комп'ютерну діагностику та випробування гідроагрегатів;
- ремонт двигунів та трансмісій;
- ремонт електрообладнання та систем управління;
- відновлення деталей методами зварювання, наплавлення та подальшої механічної (токарно-фрезерної) обробки.

Наявність повноцінного слюсарно-механічного (№14) та зварювального (№15) відділень у складі підземної майстерні є фундаментом для вашої спеціальної частини про імпортозаміщення. Саме там виконується реставрація

зношених деталей (наприклад, розточування вушок гідроциліндрів та виготовлення нестандартних пальців/втулок), що дозволяє підтримувати техніку в робочому стані без очікування імпорتنих запчастин.

Під час ремонту самохідного гірничо-шахтного обладнання використовують нові, відновлені та придатні без ремонту деталі. Нові деталі постачаються заводами-виробниками або виготовляються безпосередньо ремонтно-механічною базою підприємства. Вирішуючи питання про заміну чи відновлення деталі, окрім технічних можливостей ремонтного підрозділу, обов'язково має враховуватися економічна доцільність. Якщо питома вартість ремонту відновленої деталі нижча за питому вартість придбання або виготовлення нової, реновація є цілком виправданою.

Доцільність відновлення деталей диктується також високими темпами зростання парку самохідного обладнання та об'єктивним дефіцитом оригінальних запасних частин. В умовах політики імпортозаміщення та порушення міжнародних логістичних ланцюгів відновлення власними силами стає не просто економічним заходом, а стратегічною необхідністю для уникнення простоїв техніки. Крім того, при знятті певних моделей гірничих машин з виробництва потреба в запасних частинах зберігається ще тривалий час. Це питання значною мірою вирішується за рахунок широкого впровадження різних способів реновації під час планових та позапланових ремонтів.

Відновленню підлягають розміри деталей, їхня геометрична форма, міцність, поверхнева твердість, герметичність тощо. Для цього застосовують різні технології: зварювання, наплавлення, металізацію, газотермічне напилення, гальванічне нарощування. Одні й ті ж дефекти можуть бути усунені різними способами. При виборі методу відновлення враховують конструктивно-технологічні особливості деталей, умови їхньої роботи (зокрема, високу абразивність титанових руд Іршанського родовища), характер і величину зносу, а також довговічність, що забезпечується обраним методом, та його собівартість.

Типові несправності деталей бурових установок та способи їх відновлення наведені у таблиці 4.5.

Таблиця 4.5 Характерні несправності деталей та способи їх відновлення

Найменування деталі	Характер несправності	Можливі способи відновлення
Колінчасті та розподільні вали, півосі, пальці стріл маніпуляторів	Знос по діаметру, викривлення геометричної форми, риски, подряпини, задирки, вироблення	Наплавлення, металізація, пластичне деформування, подальша механічна обробка
Циліндри, гільзи, направляючі втулки	Знос, риски, задирки, подряпини, викривлення геометричної форми	Пластичне деформування, наплавлення, електролітичне (гальванічне) нарощування
Блоки двигунів, корпуси гідронасосів та перфораторів	Тріщини, пробоїни, відколи, злам шпильок, пошкодження різьбових гнізд, жолоблення	Зварювання, паяння, металізація, електроіскрова обробка, встановлення ремонтних вставок (гужонів)
Шліци, кулачки, зубчасті вінці коліс трансмісії	Знос по сполучених робочих поверхнях	Шліфування, наплавлення, поверхневе гартування
Несучі конструкції: блоки, рами, траверси, кронштейни, стріли	Тріщини, прогини, перекося, скручування внаслідок динамічних навантажень	Зварювання з підсиленням накладками, пластичне деформування (правка), переклепування
Робочі елементи: бурові коронки, зуби, лемеші ковшів ПДМ	Затуплення, інтенсивний абразивний знос, вибоїни, вм'ятини	Механічна обробка (заточування), наплавлення зносостійкими твердими сплавами (карбідом вольфраму)

Технологічна схема відновлення тіл обертання (колінчасті вали, гільзи, втулки, пальці маніпуляторів) наплавленням представлена. Технологія відновлення плоских деталей та робочих органів (рами, траверси, ріжучі кромки ковшів) наплавленням зносостійкими твердими сплавами та послідовність відновлення корпусних деталей (блоки двигунів, корпуси гідроагрегатів) методами зварювання (рис. 4.3).

[illegible]

Рис. 4.3 Методи зварювання

Економічний ефект від впровадження запропонованої системи технічного обслуговування та ремонту разом із застосуванням технологій реновації зумовлюється суттєвим підвищенням коефіцієнта використання машин (Кв) та коефіцієнта технічної готовності (Кг). Це досягається завдяки скороченню часу простою техніки в очікуванні постачання імпортованих комплектуючих та швидкому відновленню критичних вузлів безпосередньо на базі підприємства.

Для забезпечення високої надійності та ефективного використання парку самохідних бурових установок (Епірос Boomer 282) в умовах підземної розробки

Іршанського родовища обґрунтовано перехід від жорсткої системи планово-попереджувальних ремонтів (ППР) до комбінованої гібридної системи. Запропонована система поєднує регламентне щозмінне обслуговування з предиктивними ремонтами «за фактичним технічним станом» на основі засобів інструментальної діагностики (вібродіагностика, трибологічний аналіз мастил).

Доведено, що адаптація до умов імпортозаміщення в умовах дефіциту та високої вартості оригінальних запасних частин, стратегія підприємства має базуватися на пошуку високоякісних аналогів витратних матеріалів та створенні власного обмінного фонду агрегатів.

Організація підземної ремонтної бази, що дозволяє мінімізувати трудовитрат (розрахункова кількість ремонтного персоналу склала 9 осіб) та виключення тривалих транспортних операцій з видачі габаритної техніки на поверхню, обґрунтовано необхідність створення спеціалізованої підземної ремонтної майстерні. Її оснащення мийним, діагностичним, механообробним та зварювальним відділеннями дозволить виконувати до 80% обсягів ТО та ремонтів безпосередньо біля робочих зон.

Визначено, що найефективнішим способом підтримки працездатності СГШО є реновація зношених вузлів. Застосування технологій електродугового наплавлення тіл обертання та зміцнення робочих органів твердими сплавами дозволяє багаторазово продовжити їхній ресурс при роботі в абразивному середовищі габро-анортоситів, що забезпечує значний економічний ефект і знижує собівартість видобутку корисної копалини.

5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

У даному розділі розглядаються заходи з охорони праці, техніки безпеки та охорони навколишнього природного середовища при підземній розробці титанових руд (ільменіт-цирконієвих розсипів) в умовах Іршанського родовища.

Геологічна та гірничотехнічна характеристика родовища, а також фізико-механічні властивості порід наведені у першому розділі дипломного проекту.

Будівельно-монтажні роботи з проведення передбачених цим проектом підземних гірничих виробок рудника здійснювати відповідно до діючих вимог та інших керівних і нормативних документів у частині охорони надр і навколишнього середовища.

Розглянуто проектні рішення в частині охорони надр і навколишнього середовища під час розкриття та підготовки до відпрацювання запасів, гірничого відводу для рудника визначено технічні межі відпрацювання і подано підприємству для розробки.

Технологічні виробничі процеси під час проходки і кріплення гірничих виробок відповідають умовам безпеки ведення гірничих робіт і забезпечують збереження корисної копалини.

Руда, що попутно видобувається під час проходки гірничо-капітальних і підготовчих виробок, буде транспортуватися, видаватися, складуватися за заходами, складеними і погодженими з рудником. Обсяги на влаштування таких тимчасових місць (ніш, камер) складування, а також гірничих виробок, необхідних за технологією проходки, враховані в даному проекті. Оперативний облік руди, що видобувається попутно, здійснюється геолого-маркшейдерською службою з наданням геолого-маркшейдерській службі рудника щомісячної довідки про рух руди. Передача руди руднику здійснюється поквартально двостороннім актом, а звітність - за нормами.

Породу, що вилучається під час проходки гірничих виробок, передбачається максимально використовувати для закладки виробленого

простору, а решту видавати на поверхню в породні відвали на проммайданчику вентиляційного ствола.

Гірничі роботи в небезпечних зонах (тектонічні порушення, водоносні горизонти тощо) ведуться з дотриманням вимог безпечного ведення гірничих робіт у небезпечних зонах на гірничих підприємствах.

Значне забруднення рудничного повітря під час ведення гірничих робіт (буровий пил, гази від вибухових робіт, вихлопні гази двигунів внутрішнього згоряння, природні гази) нейтралізується на місцях його утворення шляхом очищення та пилоподавлення зрошувачами, водяними завісами, подачею в шахту свіжого повітря, що забезпечує винесення пилу з робочих місць і розрідження газів від вибухових робіт до рівня ГДК відповідно до вимог. На шляху свого руху до вентиляційного ствола повітря, проходячи гірничими виробками, очищається шляхом взаємодії з вологою та осідання забруднюючих компонентів повітря на поверхні гірничих виробок. Таким чином, на поверхню видається очищене до санітарних норм повітря, що не забруднює атмосферу.

Правильність проектних рішень підтверджують і розрахунки приземних концентрацій, які показують, що вплив на сельбищну територію в атмосферу не може бути значним і здатним погіршити існуючу екологічну та соціально-економічну обстановку на території регіону.

Під час виконання будівельно-монтажних робіт зберігається існуюча схема передачі шахтних вод рудника в очисні споруди промрайону.

Вода, що видається з рудника, надходить на відстоювання на території рудника. Далі вода надходить в очисні споруди шахтних вод і після очищення використовується в замкнутому циклі збагачувального виробництва для технологічних цілей. Частина води направляється без очищення для виробництва закладальних сумішей.

Порода від проходки гірничих виробок видається на поверхню і складається у породний відвал. У породі, що видається, шкідливих домішок не міститься.

Побутові відходи передбачається вивозити на міське звалище, відпрацьовані нафтопродукти - на регенерацію на нафтобазу, а зношені шини будуть «захоронені» в закладці. Тара з-під вибухових речовин підлягає спалюванню або захороненню в місцях, погоджених з органами санітарно-епідеміологічної служби..

Руднична атмосфера може забруднюватися шкідливими речовинами внаслідок роботи дизельного обладнання та проведення буровибухових робіт. Шкідливі виробничі фактори, що виникають під час технологічних процесів, та їх гранично допустимі концентрації (ГДК) наведено у таблиці 5.1.

Таблиця 5.1 Шкідливі виробничі фактори рудника

Технологічний процес	Обладнання	Найменування фактора	Характеристика фактора	Од. виміру	Фактичне значення (розрахункове)	Норматив за ДСТУ, ГДК, ГДР
Буріння	Самохідна бурова установка Epiroc Boomer 282	Газ	NO _x	мг/м ³	2,2	5,0
			CO	мг/м ³	6,6	20,0
		Пил	SiO ₂ (рудф)	мг/м ³	3	3
		Шум	Еквівалентний рівень	дБА	80	80
		Локальна вібрація	Еквівалентний рівень	дБА	112	112
Вибухові роботи	Амоніт, Емульсійні ВР	Газ	CO	мг/м ³	22	20
			NO _x	мг/м ³	6	5
			Сірководень	мг/м ³	10	10
		Пил	SiO ₂	мг/м ³	5	3
Транспортування	ПДМ (напр., Caterpillar R1700G або Sandvik LH409E)	Пил	SiO ₂	мг/м ³	7	5
		Шум	Еквівалентний рівень	дБА	75	80
		Газ	NO _x	мг/м ³	4	5
			CO	мг/м ³	10	20
		Вібрація	Загальна транспортна	дБА	110	107

Кількість повітря, необхідного для провітрювання виробок, розраховується за такими критеріями. По-перше, за найбільшою кількістю людей, зайнятих одночасно на підземних роботах, що становить не менше 6 м³/хв на кожну людину. По-друге, за вуглекислим газом, токсичними та горючими газами. По-третє, за обсягом отруйних газів, що утворюються під час вибухових робіт, з розрахунку, що при вибуху 1 кг ВР утворюється в середньому 40 л умовного оксиду вуглецю. Крім того, розрахунок ведеться за шкідливими компонентами вихлопних газів дизельного обладнання, беручи до уваги не менше 5 м³/хв на 1 к.с. номінальної потужності двигуна, та за мінімальною швидкістю руху повітря у виробках.

До розрахунку загальношахтної витрати повітря приймається найбільше значення, отримане за вищевказаними факторами. До інших небезпечних факторів на руднику належать рухомі частини механічних пристроїв та машин, можливі обвалення гірничої маси, небезпека затоплення виробок, пожежі, а також ураження електричним струмом.

Для запобігання нещасним випадкам та професійним захворюванням передбачено низку заходів.

Кожен працівник забезпечується засобами індивідуального захисту, до яких належать каски, захисні окуляри, протипилові респіратори, протишумові вкладиші, спецодяг та спецвзуття. Також обов'язковим є надання саморятівника ізолюючого типу.

Передбачається застосування автоматичного та ручного контролю газоаналізаторами за складом рудничної атмосфери, зокрема за вмістом O₂, CO, CO₂, NO_x, CH₄.

Організується забезпечення стабільного руху свіжого повітря по мережі виробок. У зимовий час повітря, що подається у шахту, підігрівається калориферними установками біля повітроподавального ствола.

Встановлення стаціонарного обладнання, такого як дробарки та вентилятори, здійснюється на віброізолюючих фундаментах. У машинних камерах використовують звукопоглинальні матеріали. Для операторів на

самохідному обладнанні передбачено застосування віброзахисних кабін (ROPS/FOPS).

Буріння шпурів буровими установками (Boomer 282) здійснюється виключно з водяним промиванням при витраті не менше 66 л/хв. Перед проведенням БВР та навантаженням руди застосовується зрошення вибою, бортів та відбитої гірничої маси з розрахунку 1,5–4 л/м³ породи.

Експлуатація дизельного самохідного гірничо-шахтного обладнання вимагає суворого дотримання заходів пожежної безпеки.

У пунктах технічного обслуговування та підземних майстернях суворо забороняється використання відкритого вогню. Кожна одиниця самохідного обладнання, зокрема бурова каретка чи ПДМ, в обов'язковому порядку оснащується стаціонарною автоматичною або напіваавтоматичною системою пожежогасіння (наприклад, типу Ansul) та ручними вогнегасниками.

Заправка техніки паливом і мастилами здійснюється на спеціально обладнаних складах паливно-мастильних матеріалів або за допомогою спеціалізованих автозаправників. Злив відпрацьованих олиव на ґрунт суворо заборонений. Усі відходи ПММ збираються у металеву тару та щодобово видаються на поверхню для безпечної утилізації.

На руднику розробляється План ліквідації аварій, який детально регламентує дії в надзвичайних ситуаціях. ПЛА передбачає способи екстреного оповіщення персоналу про аварію. У документі прописані маршрути безпечного виведення людей з аварійних ділянок на свіжий струмінь повітря або на поверхню.

План визначає вентиляційні режими, як нормальний, так і реверсивний, для забезпечення безпечної евакуації та роботи відділень воєнізованої гірничорятувальної частини. Крім того, передбачено використання камер аварійного повітропостачання як тимчасового сховища для працівників, які не встигають евакуюватися за час дії саморятівника.

Під час підземної розробки родовища на навколишнє середовище впливають такі фактори, як видача забрудненого рудничного повітря, відвалоутворення пустих порід, а також скидання шахтних вод.

Технологічні процеси виїмки та кріплення забезпечують мінімізацію втрат корисної копалини у надрах. Руда, що видобувається попутно під час проведення капітальних і підготовчих виробок, підлягає обов'язковому обліку та подальшій передачі на збагачувальну фабрику.

Породу від проходки виробок передбачається максимально використовувати як матеріал для закладки виробленого простору. Надлишки породи видаються на поверхню і складуються у породні відвали на промисловому майданчику з суворим дотриманням норм запобігання пилоутворенню, зокрема пилоподавлення на відвалах.

Значне забруднення рудничного повітря пилом та вихлопними газами нейтралізується безпосередньо в місцях утворення шляхом зрошення та розрідження свіжим струменем вентиляції. Проходячи гірничими виробками, пил додатково осідає на зволожених стінках. Розрахунки розсіювання викидів в атмосферу підтверджують, що концентрація шкідливих речовин на межі санітарно-захисної зони рудника не перевищує встановлених гігієнічних нормативів.

Вода, що відкачується з рудника головною водовідливною установкою, проходить попереднє відстоювання у підземних водозбірниках. На поверхні шахтні води направляються на очисні споруди промислового майданчика. Після очищення вода максимально використовується в замкнутому циклі зворотного водопостачання для технологічних потреб рудника, таких як буріння, пилоподавлення, приготування закладальних сумішей, та для потреб збагачувальної фабрики.

Побутові відходи організовано вивозяться на спеціалізовані полігони ТПВ. Відпрацьовані нафтопродукти, зокрема мастила з бурових установок та ПДМ, збираються і передаються на регенерацію або ліцензовану утилізацію. Зношені великогабаритні шини підлягають переробці або екологічно безпечному

захороненню, якщо це дозволено чинним законодавством України. Тара з-під вибухових матеріалів утилізується шляхом спалювання у спеціально відведених і погоджених місцях під суворим контролем відповідальних осіб.

Проектні рішення щодо експлуатації підземного рудника на Іршанському родовищі, зокрема застосування сучасного самохідного бурового обладнання з водяним промиванням шпурів та системами очищення вихлопних газів, у комплексі з ефективною схемою провітрювання, забезпечують нормативні санітарно-гігієнічні умови праці гірників. Передбачені заходи з раціонального використання надр, замкнутого циклу водоспоживання та управління відходами дозволяють мінімізувати негативний вплив гірничого виробництва на екологічну систему регіону, утримуючи техногенне навантаження в межах допустимих екологічних стандартів.

6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Загальне керівництво роботою рудника здійснюється генеральним директором (начальником рудника) шляхом використання загальних методів та прийомів організації виробництва.

Оперативно-технічне керівництво та виробничий контроль здійснюються головним інженером рудника. Під його керівництвом розробляються виробничо-технічні плани та заходи щодо їх виконання. Головний інженер несе відповідальність за стан техніки безпеки та охорони праці на руднику. У підпорядкуванні головного інженера перебувають головний механік та головний енергетик. Вони відповідають за правильну експлуатацію машин та ремонт обладнання. Також у прямому підпорядкуванні головного інженера знаходяться начальники видобувних та прохідницьких ділень.

Планово-економічний відділ виконує роботи, пов'язані з плануванням виробництва та аналізом виробничо-господарської діяльності рудника.

Питання організації виробничих процесів розглядаються у безперервному зв'язку з організацією роботи комплексів обладнання. Організація робіт повинна забезпечувати максимальну продуктивність техніки та створення необхідних підготовлених запасів руди.

Підприємство працює цілодобово у три зміни. Тривалість однієї зміни становить 7 годин. Кількість робочих днів на рік - 305. Необхідність цілодобової роботи обумовлена потребою в безперебійному постачанні сировини на потреби збагачувальної фабрики.

Плановий баланс робочого часу одного робітника зведено до таблиці 6.1.

Капіталоутворюючі витрати визначають як суму коштів, необхідних для будівництва та оснащення обладнанням об'єктів інвестування, витрати на підготовку капітального будівництва та приріст оборотних коштів, необхідних для нормального функціонування підприємства.

Суму витрат на гірничо-капітальні роботи визначають за трьома групами:

- гірничо-капітальні виробки, що використовуються для розкриття всіх запасів шахтного поля;
- гірничо-капітальні виробки, що розкривають запаси окремих горизонтів;
- гірничо-капітальні виробки, що розкривають частину запасів горизонтів.

Таблиця 6.1 – Плановий баланс робочого часу одного робітника

Показники	Неперервний режим	Переривчастий режим
Календарний фонд робочого часу, дні	365	365
Вихідні дні	104	104
Номінальний фонд робочого часу, дні	261	261
Невиходи на роботу, у тому числі:		
Відпустка, дні	30	30
Хвороба, дні	3	3
Ефективний фонд робочого часу, дні	228	228
Коефіцієнт спискового складу	1,2	1,2

Кошторис гірничо-капітальних витрат представлено у таблиці 6.2.

Таблиця 6.2 Кошторис гірничо-капітальних витрат

Найменування	Обсяг робіт, м ³	Вартість 1м ³ , тис. грн	Загальна вартість, тис. грн	Амортизаційні відрахування (грн)	Амортизаційні відрахування (тис. грн/рік)
Клітьовий ствол	68 558	4,5	308 511	6,51	19 530,00
Скіповий ствол	51 051	4,6	234 834	4,95	14 850,00
Вантажний ствол	40575	4,6	186 647	3,94	11 820,00
Допоміжно- закладальний ствол	41415	4,6	190 510	4,02	12 060,00
Вентиляційний ствол	4552	4,6	20 941	4,41	13 200,00
Закладальний горизонт	44850	9,7	435 045	9,17	27 510,00
Відкатні горизонти	122660	2,2	269 852	5,69	17 070,00
Виробки приствольних дворів	40 000	5,0	200 000	4,22	21 660,00
РАЗОМ			1 846 343	42,91	137 700,00

Кошторис капітальних витрат на будівлі та споруди представлено у таблиці 6.3.

Таблиця 6.3 – Кошторис капітальних витрат на будівлі та споруди

Найменування будівель та споруд	Ціна за одиницю, тис. грн	Загальна сума витрат, тис. грн	Норма амортизації	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн
Будівлі та споруди:				
Адміністративно- побутовий комбінат	8 852	8 852	2,50%	221,30
Лінія електропередачі	10 000	10 000	2,80%	280,00
Разом		18 852		501,30
Транспорт та зв'язок:				
Телефонна мережа	219	219	5,60%	12,26
Водопровід	233	233	5,00%	11,65
Разом		452		23,91
ВСЬОГО		19 304		525,21

Таблиця 6.4 Зведена відомість капітальних витрат на будівництво підприємства

Найменування витрат	Сума витрат, тис. грн
Частина 1	
Гірничо-капітальні роботи	1 846 343,16
Промислові будівлі та споруди	19 304,00
Електромеханічне обладнання	107 175,00
Транспорт і зв'язок	452,00
Інструменти та виробничий інвентар	46 281,00
Благоустрій промислового майданчика	92 561,00
Тимчасові об'єкти на будівельні роботи	240 659,00
Разом за першою частиною кошторису	2 352 775,16
Частина 2	
Утримання дирекції підприємства, що будується	57 814,00
Підготовка експлуатаційних кадрів	45 287,00
Проектні та вишукувальні роботи	96 356,00
Разом за другою частиною кошторису	199 457,00
Всього за 1-ю та 2-ю частинами кошторису	2 552 232,16
Непередбачені витрати	491 754,00
ВСЬОГО за кошторисом	3 043 986,16

Розрахунок планової чисельності виробничого персоналу наведено у таблиці 6.5.

Калькуляція собівартості 1 т корисної копалини визначається за всіма процесами і є важливою частиною техніко-економічного обґрунтування плану із собівартості. Спочатку розраховується калькуляція собівартості 1 т гірничої маси за процесами технологічного циклу виробництва, а потім – собівартість видобутку руди.

Дана стаття включає витрати:

- на нормовані матеріали для видобутку 1 т корисної копалини: вибухові речовини (ВР), засоби ініціювання, канати, кабелі тощо;

- на матеріали, що погашаються в кошторисно-нормативному порядку: рейки, шпали, стрілочні переводи, конвеєрні стрічки тощо.

Таблиця 6.5 – Розрахунок планової чисельності персоналу

Професія робітника	Кількість обладнання, од.	Норма чисельності, чол./од.	Число змін, од.	Ксс	Явочна чисельність, чол.	Спискова чисельність, чол.
Основні робітники						
Буріння						
Машиніст бурової установки	5	1	3	1,2	15	18
Разом по бурінню					15	18
Заряджання						
Підричник	3	1	1	1,2	3	4
Разом по заряджанню					3	4
Доставка						
Машиніст ПДМ	9	1	3	1,2	27	32
Разом по доставці					27	32
Всього по основних роботах					45	54
Вспоміжні робітники						
Слюсар	9	1	3	1,2	27	32
Разом по допоміжних робітниках					27	32
РАЗОМ					72	86

За цією статтею враховуються витрати електроенергії, необхідної для нормальної роботи підприємства. Тарифи на електроенергію залежать від регіону (енергосистеми), у якому знаходиться підприємство. (табл. 6.7)

До основної заробітної плати належать усі види виплат за фактично виконану роботу або відпрацьований час. Сюди включають оплату за відрядними розцінками, тарифами та окладами, а також за роботу в нічний час, премії, надбавки за умови праці тощо. Розрахунки основної заробітної плати виробничих робітників зведено у таблицю 6.8.

Таблиця 6.6 Розрахунок витрат за статтею «Допоміжні матеріали»

Найменування	Одиниця виміру	Річний обсяг виробу, тис. т	Норма витрати, од./т	Ціна за одиницю, тис. грн	Сума витрат, тис. грн
Буріння					
Бурові коронки d=46 мм	шт.	3000	0,029	8,00	696,00
Бурові штанги d=38 мм	шт.	3000	0,040	24,00	2 880,00
Разом по бурінню					3 576,00
Зарядження					
Вибухова речовина (Амоніт №6 ЖВ)	кг	3000	1,270	0,20	762,00
Разом по заряджанню					762,00
Доставка					
Шини	компл/т	3000	0,140	40,00	16 800,00
Дизельне паливо	кг/т	3000	3,100	22,00	204 600,00
Мастильні матеріали	кг/т	3000	0,120	0,20	72,00
Разом по доставці					221 472,00
Всього (Буріння + Зарядження + Доставка)					225 810,00
Очисні роботи (Транспортування)					
Мастило	кг/т	3000	1,530	0,25	1 147,50
Всього по транспортуванню					1 147,50
Допоміжні роботи					
Канат	м	3000	1,500	0,43	1 935,00
Шланг	м	3000	120,000	0,15	54 000,00
Кабель (ГРШЕ)	м	3000	4,500	0,60	8 100,00
Всього по допоміжних роботах					64 035,00
РАЗОМ					290 992,50

Розмір амортизаційних відрахувань визначається за видами основних фондів з урахуванням потонної ставки та обсягу видобутку, виходячи з балансової вартості та встановлених норм амортизації. Дані розрахунки наведені у таблицях 6.2, 6.3.

- Амортизаційні відрахування за гірничо-капітальними роботами становлять 137 700,00 тис. грн/рік.
- Амортизаційні відрахування на будівлі та споруди становлять 525,21 тис. грн/рік.
- Амортизаційні відрахування на електромеханічне обладнання становлять 89 494,19 тис. грн/рік.

Зведена калькуляція собівартості на 1 тону видобутої руди наведена в таблиці 6.7.

Таблиця 6.7 – Зведена калькуляція собівартості на 1 тону видобутку

Статті витрат	ГПР		Очисні роботи		Видобуток (Загалом)	
	На 1 м³	На весь обсяг, тис. грн	На 1 т	На весь обсяг, тис. грн	На 1 т	На весь обсяг, тис. грн
Допоміжні матеріали на технологічні цілі	0,75	51 320,00	0,38	1 147	96,90	52 467
Енергія на технологічні цілі	0,65	441,80	0,23	691	0,88	1 133
Основна заробітна плата	1,94	1 319,98	7,89	23 673	9,83	24 993
Додаткова заробітна плата	5,79	3 949,27	2,35	7 076	8,15	11 025
Відрахування на соціальні заходи	6,57	44 786,81	1,99	5 975	8,56	50 762
Амортизація	29,12	19 853,42	24,52	73 585	45,89	93 438
Витрати на утримання та експлуатацію обладнання	17,72	12 084,69	0,65	1 976	18,38	26 145
Загальновиробничі (цехові) витрати	2,11	6 343,08	8,45	25 372	10,57	31 715
Цехова собівартість	7,34	500 559,04	5,62	1 684 945	12,95	2 185 504
Загальнорудникові витрати	14,68	10 011,18	11,23	33 698	25,91	43 710
Інші виробничі витрати	2,25	15 317,12	17,20	51 559	9,65	66 876
Погашення витрат на ГПР	-	-	-	-	-	2 575 688
Виробнича собівартість	3,71	25 328,29	28,40	85 258	6,66	1 105 866
Позавиробничі витрати	1,86	1 266,41	1,42	4 262	3,28	5 529
Повна собівартість	94,49	687 680,08	110,40	1 999 223	257,61	2 691 804

Основні техніко-економічні показники якості проекту, що характеризують його ефективність у порівнянні з підприємством-аналогом, зведені у таблицю 6.8.

Таблиця 6.8 Техніко-економічні показники якості проекту

Найменування показників	За проектом	За аналогом
Промислові запаси родовища, тис. т	47 432	47 432
Річна продуктивність, тис. т	2 500	3 000
Собівартість видобутку, грн/т	257,61	300,00
Продуктивність праці робітника, т/рік	29 069,76	16 042,80
Спискова чисельність ПВП, чол.	119	220
<i>у т.ч. інженерно-технічні працівники (ІТП)</i>	33	33
<i>у т.ч. робітники</i>	86	187
Середня заробітна плата робітника за місяць, грн	58 745,82	40 500,00
Фондовіддача, грн/грн	0,15	0,25
Фондомісткість, грн/грн	6,94	4,08
Рентабельність виробництва, %	39,25	35,78
Прибуток, тис грн	16 855 975	9 450 000
Термін окупності капітальних витрат, років	1,7	

На основі виконаних розрахунків у техніко-економічній частині проекту можна зробити такі висновки:

1. Запропонований проект підземної розробки титанових руд Іршанського родовища є економічно ефективним та доцільним для впровадження. При річній продуктивності рудника у 2 500 тис. тонн руди загальна сума капітальних інвестицій на будівництво та оснащення підприємства становить 3 043 986,16 тис. грн.

2. Розрахункова повна собівартість видобутку 1 тонни руди складає 257,61 грн, що на 14,1% нижче порівняно з підприємством-аналогом (300,00 грн/т). Таке зниження досягається завдяки застосуванню високопродуктивного самохідного обладнання (бурових установок Epiroc Boomer 282 та сучасних ПДМ), оптимізації процесів буровибухових робіт та раціональній організації праці.

3. Впровадження сучасної техніки дозволило досягти високих показників продуктивності праці робітників (29 069,76 т/рік на людину порівняно з 16 042,80 т/рік у аналога). Завдяки цьому загальна спискова чисельність промислово-виробничого персоналу становить лише 119 осіб, що суттєво зменшує фонд оплати праці у структурі загальних витрат.

4. Вагомий внесок у формування низької собівартості та високої фондовіддачі (0,15 грн/грн) робить обґрунтована у спеціальній частині гібридна система технічного обслуговування. Впровадження предиктивної діагностики, використання якісних аналогів витратних матеріалів замість дорогих оригінальних запчастин та реновація деталей у підземній майстерні дозволили значно знизити статтю «Витрати на утримання та експлуатацію обладнання».

5. Проект характеризується високими фінансовими показниками: розрахунковий прибуток становить понад 16,8 млрд грн, рентабельність виробництва досягає 39,25%, а термін окупності капітальних витрат становить лише 1,7 року. Це свідчить про високий запас фінансової міцності підприємства та його стійкість до можливих коливань ринкових цін на титанову сировину.

ВИСНОВКИ

У випускній кваліфікаційній роботі розроблено проектні рішення щодо ефективної експлуатації бурового обладнання при підземній розробці титанових руд на проектній ділянці Іршанського родовища.

Відпрацювання запасів проектної ділянки передбачається системою поверхового примусового обрушення з одностадійною виїмкою та площинним випуском руди з розбивкою рудного тіла на панелі та виїмкові блоки.

Поле розробки складене породами, найбільший обсяг з яких займають габро-анортозити та ільменіт-цирконієві руди, що характеризуються високим коефіцієнтом міцності та значною абразивністю. Це створює важкі умови експлуатації та викликає інтенсивний знос робочих органів гірничо-шахтного обладнання.

У результаті аналізу гірничо-геологічних умов обґрунтовано вибір обертально-ударного способу буріння та прийнято до експлуатації парк сучасних самохідних бурових установок типу Еріос Боомер 282. При розрахунку параметрів буріння визначено раціональну частоту ударів бурильної машини, швидкість буріння та експлуатаційну продуктивність. У спеціальній частині роботи, зважаючи на умови імпортозаміщення та дефіцит оригінальних комплектуючих, обґрунтовано перехід від жорсткої системи планово-попереджувальних ремонтів до гібридної системи обслуговування за фактичним технічним станом. Запропоновано організацію підземної ремонтної майстерні для виконання агрегатно-вузлового ремонту та реновації зношених деталей бурових установок із застосуванням методів наплавлення.

З метою забезпечення безпеки при будівництві та експлуатації рудника зроблено аналіз небезпечних виробничих факторів, на підставі якого розраховано обсяги повітря для провітрювання виробок з урахуванням роботи дизельного обладнання. Розроблено заходи з пилоподавлення, протипожежного захисту та наведено вимоги до плану ліквідації аварій.

Економічна частина полягає у розрахунку капітальних витрат на будівництво та складанні калькуляції собівартості видобутку корисної копалини. Виходячи з розрахунків техніко-економічних показників, при річній продуктивності рудника 2,5 млн тонн повна собівартість видобутку 1 тонни руди склала 257,61 грн. Загальна вартість капітальних витрат за проектом становила 3 043,98 млн грн, при цьому термін окупності інвестицій складає 1,7 року.

АНОТАЦІЯ

Випускна кваліфікаційна робота присвячена обґрунтуванню технічних рішень щодо ефективної експлуатації бурового обладнання під час підземної розробки титанових руд. У роботі виконано аналіз гірничо-геологічних умов Іршанського родовища, рудоносні породи якого відзначаються високою міцністю та абразивністю. Розглянуто застосування системи розробки поверхового примусового обрушення з одностадійною виїмкою та площинним випуском руди. Обґрунтовано вибір парку самохідного гірничо-шахтного обладнання та розраховано раціональні кінематичні параметри буріння для установок типу Epiroc Boomer 282.

У спеціальній частині розроблено та обґрунтовано комбіновану гібридну систему технічного обслуговування і ремонту бурових установок, адаптовану до умов імпортозаміщення та дефіциту оригінальних комплектуючих. Запропоновано перехід до предиктивного обслуговування за фактичним технічним станом агрегатів, обґрунтовано організацію спеціалізованої підземної майстерні та впровадження технологій реновації зношених деталей методами наплавлення. Робота також містить розрахунки вентиляції робочих зон, оцінку техніко-економічних показників проекту, зокрема собівартості видобутку та капітальних витрат, а також заходи з охорони праці й екологічної безпеки.

Таким чином, успішно вирішено поставлене завдання. У ході виконання випускної кваліфікаційної роботи бакалавра закріплено теоретичні знання та практичні навички, отримані за час навчання за освітньо-професійною програмою 184 «Гірництво» на першому (бакалаврському) рівні вищої освіти, що підтверджує підготовленість здобувача до самостійної інженерної роботи в галузі знань 18 «Виробництво та технології».

Ключові слова: ТИТАНОВІ РУДИ, ПІДЗЕМНА РОЗРОБКА, БУРОВЕ ОБЛАДНАННЯ, ТЕХНІЧНЕ ОБСЛУГОВУВАННЯ

ANNOTATION

The bachelor's thesis is devoted to the justification of technical solutions for the efficient operation of drilling equipment during the underground mining of titanium ores. The paper analyzes the mining and geological conditions of the Irshansk deposit, whose ore-bearing rocks are characterized by high strength and abrasiveness. The application of a sublevel caving mining method with single-stage extraction and areal ore draw is considered. The choice of a fleet of mobile mining equipment is justified, and rational kinematic drilling parameters for rigs such as the Epiroc Boomer 282 are calculated.

In the special section, a combined hybrid system for the maintenance and repair of drilling rigs is developed and justified, adapted to the conditions of import substitution and the shortage of original components. A transition to predictive maintenance based on the actual technical condition of the units is proposed; the organization of a specialized underground workshop and the implementation of technologies for the renovation of worn parts using hardfacing methods are justified. The work also includes calculations for working zone ventilation, an assessment of the project's technical and economic indicators (in particular, production costs and capital expenditures), as well as occupational health and environmental safety measures.

Thus, the set task has been successfully accomplished. During the execution of the bachelor's qualifying paper, the theoretical knowledge and practical skills acquired during studies under the educational and professional program 184 "Mining" at the first (bachelor's) level of higher education were consolidated, which confirms the candidate's readiness for independent engineering work in the field of knowledge 18 "Production and Technology".

Keywords: TITANIUM ORES, UNDERGROUND MINING, DRILLING EQUIPMENT, MAINTENANCE.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

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

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

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

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