

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису

**Лопатін Олексій Володимирович**

УДК 622.235:622.272

ДОСЛІДЖЕННЯ, ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ  
ТЕХНОЛОГІЇ БВР В УМОВАХ ВИСОКОГО ГІРСЬКОГО ТИСКУ НА  
ГЛИБИНАХ ПОНАД 1300-1400 М

Галузь знань 18 «Виробництво та технології»

Спеціальність 184 «Гірництво»

Освітньо-професійна програма «Підземна розробка родовищ корисних  
копалин»

Випускна робота  
на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра.

Науковий керівник:  
Калініченко Всеволод Олександрович  
Д.т.н., професор

Кривий Ріг

2025

## **РЕФЕРАТ**

**Назва роботи:** «Науково-практичне обґрунтування раціональної технології буро-вибухових робіт (БВР) в умовах шахти «Артем-1» ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг»

**Обсяг та структура:** Обсяг магістерської роботи становить 58 сторінок, містить 32 креслень, 2 таблиці та 27 джерел використаної літератури.

**Мета та ідея дослідження:** робота спрямована на розробку раціональної технологічної схеми видобутку руди на потужних і надпотужних ділянках родовищ природно багатих залізних руд на підприємстві шахти «Артем-1» ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг».

Концептуальна ідея дослідження базується на необхідності врахування показника напружено-деформованого стану (НДС) рудного масиву при розрахунку технологічних схем відбійки, які орієнтовані на похилий компенсаційний простір.

### **Об'єкт та Предмет:**

Об'єкт дослідження: Технологічний процес відбійки руди при розробці природно-багатих покладів залізних руд на гірничо-видобувному підприємстві шахти «Артем-1».

Предмет дослідження: Технологічна схема розташування глибоких свердловин у відбиваємому рудному масиві та засоби їх буріння.

### **Зміст та Результати:**

У рамках роботи проаналізовано гірничо-геологічні та технічні умови функціонування підприємства та сучасний стан ведення робіт на родовищах багатих залізних руд у полі шахти «Артем-1». Виконано комплексний аналіз технологічних схем відбійки руд, які використовуються на інших підприємствах підземного Кривбасу, а також на провідних зарубіжних гірничо-видобувних підприємствах. Розглянуто методи, які застосовуються для визначення параметрів вибухових робіт. На підставі проведеного техніко-економічного аналізу, обрано та науково обґрунтовано раціональну технологічну схему відбійки руд для покладів із дуже потужними ділянками.

Впровадження цієї схеми матиме прямий вплив на підвищення економічного ефекту виробництва та збільшення продуктивності процесу відбійки.

**Ключові слова:**

Природно багаті залізні руди; підповерхове обвалення; рудна відбійка; напружено-деформований стан; техніко-економічні показники.

## ЗМІСТ

|                                                                                                                                                     |    |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| ВСТУП.....                                                                                                                                          | 5  |
| РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПРОБЛЕМИ,<br>ФОРМУЛЮВАННЯ МЕТИ ТА ОСНОВНИХ ЗАВДАНЬ<br>ДОСЛІДЖЕННЯ .....                                             | 6  |
| 1.1 Аналіз гірничо-геологічних особливостей розробки рудного<br>родовища .....                                                                      | 6  |
| 1.2 Аналіз еволюції гірничих робіт та оцінка ключових техніко-<br>експлуатаційних показників рудника .....                                          | 8  |
| 1.3 Аналітичний огляд та оцінка методів вибухового руйнування<br>природно багатих залізних руд в експлуатаційних умовах шахти<br>«Артем-1».....     | 17 |
| 1.4 Огляд та оцінка технологічних рішень для відбійки корисних<br>копалин на основі досвіду національних і міжнародних гірничих<br>підприємств..... | 19 |
| 1.5 Мета та завдання магістерського дослідження.....                                                                                                | 35 |
| РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ЧИННИКІВ, ЯКІ ВПЛИВАЮТЬ НА<br>ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС ВІДБІЙКИ РУДИ.....                                                          | 36 |
| 2.1 Огляд існуючих технологій буровибухових робіт (БВР) при відбійці<br>руди на глибоких горизонтах .....                                           | 36 |
| 2.2. Вплив високого гірничого тиску на механізм руйнування гірських<br>порід та ефективність вибуху.....                                            | 46 |
| РОЗДІЛ 3 НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРОБКА<br>ПАРАМЕТРІВ БВР ДЛЯ ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ .....                                                          | 48 |
| 3.1 Розробка та розрахунок паспорта буровибухових робіт.....                                                                                        | 48 |
| 3.2 Методика розрахунку параметрів буро підривних робіт для<br>свердловинної відбійки .....                                                         | 49 |
| ВИСНОВКИ.....                                                                                                                                       | 55 |
| СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....                                                                                                                              | 56 |

## ВСТУП

Ключовим технологічним процесом у видобуванні природно багатих залізних руд є руйнування гірського масиву, що реалізується шляхом ініціювання енергії вибухових речовин (ВР). Домінуючим методом проведення вибухових операцій є закладання та підриг ВР у вертикальних або похилих свердловинах, які попередньо пробурені в контурі рудного тіла.

Проте, інтенсифікація глибини розробки корисних копалин спричиняє суттєве погіршення геомеханічних умов для здійснення буро-вибухових робіт (БВР) внаслідок зростання величини вертикальної складової гірничого тиску. Це, у свою чергу, призводить до деградації ефективності енергії вибуху щодо параметрів подрібнення масиву. Наслідком є збільшення частки виходу негабаритних кусків рудної сировини та підвищення питомих витрат ВР, особливо на потреби вторинного дроблення. Таким чином, набуває особливої актуальності проблема оптимізації технології БВР та розробки інноваційних методів управління початковим імпульсом вибухової енергії.

Модернізація технологічних схем видобутку при експлуатації багатих залізних руд на значних глибинах забезпечує не лише пряме зниження виробничих витрат та трудомісткості. Вона також зумовлює підвищення результативності супутніх технологічних етапів. Зокрема, мінімізація засмічення руди сприяє збільшенню загального коефіцієнта вилучення металу, а покращення якості диспергації (подрібнення) — зростанню продуктивності транспортування відбитої рудної маси за рахунок скорочення часу ліквідації зависань та необхідності додаткового вторинного подрібнення.

## **РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПРОБЛЕМИ, ФОРМУЛЮВАННЯ МЕТИ ТА ОСНОВНИХ ЗАВДАНЬ ДОСЛІДЖЕННЯ**

### **1.1. Аналіз гірничо-геологічних особливостей розробки рудного родовища**

Розробка поля шахти «Артем-1» у Саксаганському районі міста Кривий Ріг Дніпропетровської області триває від кінця минулого століття до теперішнього часу. Гірничий відвід цього рудника межує з південного боку з територіями шахти «Гігант», а з північного — із шахтою «Родіна». Західний кордон визначається земельними угіддями села «Червоний Шахтар», тоді як східний обмежений гірничо-видобувними комплексами та промисловими об'єктами. Геометричні параметри гірничого відводу становлять: ширина — 3,8 км, довжина — 3,2 км, що відповідає загальній площі 12 км<sup>2</sup> [1].

Вздовж західного периметра шахтного поля пролягає Придніпровська залізниця зі станцією «Шмаково». На залізистих кварцитах, що утворюють лежачий бік багатих рудних покладів, розташовані залізничні колії та промисловий майданчик шахти. Площина гірничого відводу має певний східний нахил у бік річки Саксагань до балок Кам'яниста, Безіменна та Сулова. Наразі рельєф поверхні зазнав значних антропогенних змін у вигляді зон зсувів гірських порід, кар'єрних полів і великих урвищ, що є наслідком розробки ЦГЗК. Балки переважно є сухими, проте в періоди інтенсивних літніх опадів або танення снігу вони наповнюються стоковими та талими водами.

Кліматичні умови регіону є континентальними, із середньорічною температурою повітря близько +9 С°. Максимальні температурні показники, що сягають +38 С°, фіксуються у липні, тоді як мінімальні (близько -22 С° — у лютому. Середня глибина промерзання ґрунту варіює від 0,3 до 1,1 м.

Середньорічна кількість атмосферних опадів становить 400–500 мм.

Домінуючими є вітри північного, східного та північно-східного напрямків зі швидкістю до 5 м/с, яка в окремих випадках може сягати 25 м/с.

Геологічна будова родовища представлена здебільшого породами криворізької свити. Це переважно метаморфічні породи, які включають: амфіболіти нижньої аркозо-фелітової формації К-1 потужністю до 100–200 м; залізорудна формація К-2), яка містить шість залізних та шість сланцевих шарів, що чергуються між собою, із сумарною потужністю 400–500 м; та верхня формація К-3, що складається з карбонатних порід, кварцитів, конгломератів і сланців із загальною потужністю 2000–3000 м. Загальна потужність порід усієї криворізької свити у межах родовища становить від 3,8 до 5 км.

Сланцеві пласти включають кварц-хлорит-серицитові, кварцит-біотит-хлоритові, графіт-біотит-хлоритові та кварц-серицит-біотитові сланці. Потужність цих шарів коливається від 10 до 110–140 м. Горизонтальна потужність середньої формації свити оцінюється приблизно у 700–1800 м.

Кристалічні породи криворізької серії перекриті пухкими кайнозойськими напластуваннями, зокрема глинами, пісками, суглинками, а також рослинним шаром. Потужність осадових порід у східній частині рудного покладу становить 16–30 м, що значно менше порівняно із західною частиною, де вона досягає 65 м. Кут нахилу метаморфічних порід за простяганням родовища становить  $35^{\circ}$  –  $50^{\circ}$ .

Гідрогеологічний режим родовища формується підземними водами, хімічний склад яких відповідає хлоридно-сульфатно-натрієво-кальцієвому та магнієвому типам. Рівень мінералізації цих вод варіює у межах 2,48 до 11,5 г/л. При розкритті нових гірничих горизонтів гідростатичний тиск підземних вод коливається в діапазоні 8–10 атмосфер. Породи нижньої формації (граніти та амфіболіти) вважаються практично безводними. Породи середньої формації характеризуються неоднаковим ступенем обводненості, при цьому сланці мають незначне обводнення. Значний водовміст спостерігається у першому і другому залізистих шарах, тоді як третій і

четвертий не містять суттєвих запасів води. Основна маса підземних вод акумулюється в рудних покладах та вміщуючих породах (залізистих кварцитах). Ці пласти є головними джерелами надходження підземних вод до гірничих виробок.

Середній приплив шахтних вод становить 500–600 м<sup>3</sup>/год, а зафіксований максимальний приплив може сягати до 1000 м<sup>3</sup>/год. Осушення рудних покладів перед їх розкриттям здійснюється за допомогою системи дренажних виробок і випереджаючих спеціальних глибоких дренажних свердловин. Таким чином, на всячому боці родовища задіяно вісім водоносних горизонтів. Проєкт розробки родовища має обов'язково передбачати додаткові допоміжні заходи, спрямовані на захист гірничих робіт і виробок від негативного впливу поверхневих та підземних вод, шляхом будівництва дренажних комплексів для осушення рудного покладу і порід у всячому боці.

## **1.2. Аналіз еволюції гірничих робіт та оцінка ключових техніко-експлуатаційних показників рудника.**

Введення в експлуатацію шахти «Артем-1», збудованої трестом «Кривбасрудбуд», відбулося у 1963 році з початковою проєктною потужністю 2,2 млн тон. Це підприємство розташоване у південній частині Саксаганської рудної серії і раніше функціонувало у складі рудоуправління імені Кірова. Друга черга будівництва була запущена у січні 1964 року. У 1974 році скіповий підйомник був виведений з основної експлуатації, але згодом використовувався для допоміжних функцій. На поточний момент рудник відновив видобуток корисних копалин і входить до структури шахтоуправління ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг». Середній вміст залізної руди у видобутій масі становить 53,6 %.

Рудник спеціалізується на розробці багатих руд Криворізького родовища, які мають мартитовий, гетит-гематит-мартитовий та гетит-



гематитовий мінералогічний склад. До специфічних напрямків видобутку належить отримання мартенівських агломераційних і доменних руд. Як технологічна система розробки прийнята система із підповерховим обваленням з відбійкою руди шляхом розбурювання віялом глибоких свердловин.

За даними на 1983 рік, балансові запаси руди оцінювалися приблизно у 290,8 млн тон із середнім вмістом Fe 55,6%. Проектна потужність шахти у 1993 році досягала 5 млн тон. У 1997 році фактичний видобуток склав 2,05 млн тон руди з вмістом Fe 53,77%. Гірничі роботи наразі ведуться на робочих горизонтах 955 м і 1045 м. До глибини 900 м поклад розкрито двома похилими рудними стволами, а до глибини 1100 м — трьома вертикальними рудними та п'ятьма вентиляційними стволами. Похилий ствол «Артем-2» наразі не задіяний у процесі рудопідйому. Раніше до складу рудника входили: шахта №1 ім. Артема, шахти «Східна», «Північна», ім. Кірова, кар'єр «Південний», а також комплекс ремонтно-механічного відділу, дробильно-сортувальної фабрики (ДСФ), енергетичного та інших цехів.

Лежачий бік представлений дисперсними породами гематитово-гематитового складу з кварцитами, які характеризуються середньою тріщинуватістю ( $K_{-тр} = 0,5 - 0,8$ ), коефіцієнтом міцності  $f = 8-10$  (з можливою зміною в умовах значних оголень) та середнім рівнем стійкості. Вміст заліза у породах лежачого боку становить 26,25%, а об'ємна маса —  $3,5 \text{ т/м}^3$ .

Висячий бік складається з червоно-смугастих мартитових кварцитів із середньою шаруватістю та тріщинуватістю ( $K_{-тр} = 0,5 - 0,8$ ), міцністю  $f = 12-14$  і середньою стійкістю. Ці кварцити віднесені до третьої категорії за ознакою ударної небезпеки. Загальний вміст заліза тут становить 35,22 %, а об'ємна маса —  $3,5 \text{ т/м}^3$ .

У межах родовища відсутні карстові порожнини та заповнені водою колодязі. У зоні тремору скупчення води на поверхні не спостерігається. Розвідані запаси у полі шахти «Артем-1» до глибини 1350 м становлять 137,5 млн тон із вмістом заліза 32,2 %, а також 884,9 млн тон із вмістом 23,0 %.

Загальні розвідані запаси родовища, які відповідають вимогам категорії В + С1, але ще не затверджені ДКЗ, сягають 747,4 млн тон.

Провітрювання існуючих і планованих шахтних горизонтів здійснюється за діагональною (фланговою) схемою вентиляції. Свіже повітря надходить стволами шахти «Артем-1», проходить по відкотних квершлагах, польових відкотних штреках та через орти-заїзди спрямовується до робочих блоків. Видалення забрудненого повітря відбувається через штреки-колектори, які розташовані по парних флангах горизонтів із кроком 150 м, після чого відпрацьоване повітря виводиться на денну поверхню.

Усі гірничі виробки провітрюються із застосуванням всмоктувальної вентиляції за рахунок головних магістральних вентиляторів, розташованих на поверхні біля шахтного ствола. До них належать агрегати типу ВДЦ - 3,3 з електродвигунами СДВ-16-41-12 (номінальна потужність — 12500 кВт, продуктивність — 60-280 м<sup>3</sup>/сек) та типу ВДП - 31,5 з електродвигуном ДКМ -15 - 56-10 (номінальна потужність — 1250 кВт, продуктивність — 125 м<sup>3</sup>/сек). Поточна кількість повітря, що подається для провітрювання діючих горизонтів, відповідає необхідній швидкості вентиляційного струменя, забезпечуючи ефективне видалення газів і пилу з робочих та резервних забоїв. Фактор теплового коефіцієнта не враховується при визначенні об'єму повітря, оскільки потреби за коефіцієнтом пилу є задовільними. Для інтенсивнішого видалення пилу та газів із підготовчо-нарізних виробок додатково передбачається встановлення вентиляторів місцевого провітрювання (ВМП). Об'єм повітря з урахуванням 25% втрат становить близько 326 м<sup>3</sup>/с. Величина депресії в гірничій мережі у межах північного крила шахти дорівнює 477 кг/м<sup>2</sup>, а південного — близько 435 кг/м<sup>2</sup>. Розподіл повітря на окремих ділянках шахтного поля регулюється встановленням перемичок з вікнами, вентиляційних дверей та інших технологічних пристосувань. Провітрювання підготовчо-нарізних виробок забезпечується вентиляторними місцевими провітрюваннями.

Для транспортування руди та вміщуючих порід переважно використовуються електровози, що мають значні переваги перед іншими видами транспорту: менші капіталовкладення на придбання основного обладнання, зниження експлуатаційних витрат на вентиляційні роботи, а також стабільна амортизація та збереження обладнання в робочому стані. Техніко-економічні розрахунки та експертно-технічний досвід свідчать, що для шахт із річною продуктивністю до 3 млн тон доцільно використовувати локомотиви до 14 т та вагони типу ВГ-4,5 ємністю 4 м<sup>3</sup>. Тому на головному та допоміжному відкотних горизонтах застосовуються тролейні електровози К-14 та глухі вагони ВГ-4,5, завантаження яких відбувається шляхом переміщення руди з рудозвального підняттявого комплексу, обладнаного шахтними люками типу АШЛ-1 і віброустановками типу ПВУ.

Головний та вентиляційні стволи шахти «Артем-1» забезпечують підйом руди і порожніх порід, а також спуск і підйом персоналу, матеріалів та обладнання. Основний ствол шахти «Артем-1» обладнаний скіповим і клітьовим підйомниками. Скіповий підйомник містить два 50-ти тонних скіпи з донним вивантаженням. Використовується восьмиканатна підйомна машина типу МК 5х8, що приводиться в рух двома низько швидкісними двигунами типу РР4300/55 (номінальна потужність — 4300 кВт, частота обертання — 55 об/хв, напруга — 840 В). Машина розташована на баштовому копрі на позначці +85 м. Запірна шафа знаходиться на позначці +68\м, а лінія рівня пропускового завантаження — на 65 м нижче робочого горизонту. Скіпова лінія розташована на 5\ м вище рівня головки рейки. Двоповерхова кліть оснащена підйомною установкою типу МК 5х4. Нижній поверх кліті призначений для розміщення однієї вагонетки типу ВГ-4,5А вантажопідйомністю 10 тон, тоді як верхній поверх використовується для транспортування робітників. Приствольний двір шахти «Артем-1» має два скіпові відділення, кожне з яких обладнане перекидачами ОК-1 і ОК-2, з допуском електровоза для розміщення вагонетки типу ВГ-9,0. Ємність бункера розділена на два окремі відсіки. Для огляду та ремонту

транспортного обладнання передбачена камера для ремонту електровозів і вагонеток. Ширина колії становить 750 мм з рейками типу Р-43. Для перевезення персоналу застосовуються вагони типу ВП18, а для транспортування матеріалів та обладнання — спеціальні «кози-вагони» і платформи.

Для отримання готової продукції руда транспортується на денну поверхню і за допомогою конвеєрів подається на подальші технологічні процеси комплексу переробки руди (подрібнення та збагачення). Доставка готової продукції споживачам здійснюється залізничними вагонами, завантаження яких проводиться екскаваторами. Переробка руди до товарного вигляду відбувається на ДСФ з отриманням двох сортів: кускової руди та аглоруди. Технологічний комплекс переробки включає просіювання, дроблення (подрібнення) на дробарках типу KSD 2200 та повторне просіювання на вібраційних установках. Наземний комплекс ДСФ охоплює корпус дроблення, сортувальний корпус, резервний рудний запас та галерею. Для забезпечення переробки виключно аглоруди необхідна реконструкція ДСФ, що передбачає будівництво окремого корпусу для тонкого подрібнення сировини та його інтеграцію в загальну технологічну схему.

Розробка покладів природно багатих залізних руд у полі шахти «Артем-1» здійснюється із застосуванням системи підповерхового обвалення (рис. 1.1 і 1.2).



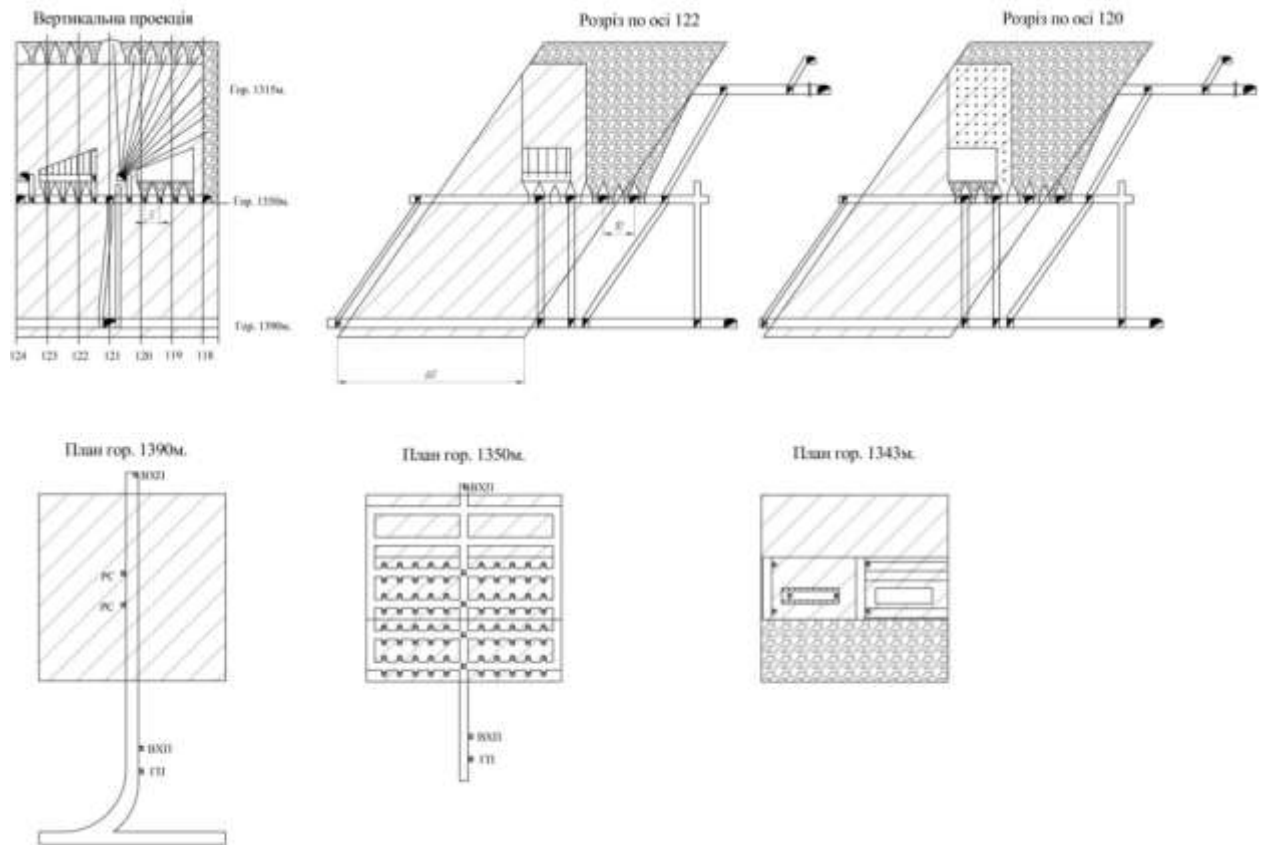


Рис. 1.2. Застосування системи з примусовим обваленням підповерхів для експлуатації рудних тіл значної потужності, що складені природно багатою сировиною.

Одразу після завершення операцій із проходки наскрізних вентиляційних та рудозвальних підняттьєвих виробок здійснюється проходка вентиляційно-ходових і господарчих ортів на робочих підповерхах. Згідно з джерелом [2], розсічка підняттьєвих виробок виконується у трьох відділеннях: рудному, господарчому та вентиляційно-ходовому.

З господарчих ортів прокладаються доставні виробки, які перетинаються з вентиляційно-ходовими. У межах підповерху ходовий орт сполучається з вентиляційно-ходовим підняттьєвим та вищерозташованим штреком-колектором. Вентиляційно-ходові горизонтальні виробки також перетинаються зі штреком-колектором.

Зі штреків на виробках прийомного горизонту розсікаються заходки під дучки. Далі до бурового горизонту проходять вертикальні підняттьєві

виробки. До бурових виробок прокладаються три вертикальних піднятєвих: вентиляційно-ходовий, рудоперепускний і господарчий.

Формування відрізної щілини починається з відрізного штреку, шляхом проходки відрізного піднятєвого, який потім розширюється за рахунок підривання штангових шпурів. Відрізна щілина далі розширюється, утворюючи похилу компенсаційну камеру завдяки підриву віял глибоких свердловин, пробурених із бурової виробки установкою типу НКР. Створення компенсаційної камери супроводжується технічним обслуговуванням свердловин, що стає можливим після вивільнення обваленої руди для забезпечення необхідного ступеня її розпушування. В процесі формування компенсаційної камери та випуску руди здійснюється підривання основних свердловинних зарядів з метою обвалення основного панельного запасу.

Процес випуску обваленої руди реалізується на прийомному горизонті через випускні дучки, звідки руда доставляється шляхом її переміщення скреперними лебідками.

Для проходки горизонтальних відкотних виробок використовується комплекс, що включає бурові каретки типу СБКНС-2М, пневмо-колійні навантажувальні машини ППН-3, прохідницькі вагонетки БПК-10 і зарядні пристрої типу ЗП-2. Продуктивність даного комплексу досягає 80-100 м/місяць.

Для проведення вертикальних виробок застосовуються прохідницькі комплекси типів КПВ-2, КПВ-4 і КПН, їхня продуктивність може становити до 70 м/місяць. Буріння штанг здійснюється перфораторами типу ЛК-71, ПТ-38, ПТ-48. Для буріння глибоких свердловин задіяні пневматичні бурові станки типу НКР-100М, а для доставки руди — скреперні установки типів 30ЛС-2СМ та 55ЛС-2СМ.

Живлення підземних електроспоживачів забезпечується напругою 6 кВ через шість реактивних вводів від підстанції ПС 154/6 кВ. Живлення тягових і дільничних підстанцій здійснюється від тягових підстанцій, які

забезпечують енергопостачання дільничної підстанції за кільцевою схемою для нижніх горизонтів ЦГШ шахти «Артем-1». Освітлення підземних виробок виконується відповідно до [2]. Напруга в мережі для освітлення відкотних виробок має становити 127 В, а на підповерххах та у вибоях — 36 В. Передбачено використання індивідуальних гірничих ламп. Електропостачання від освітлювальної мережі 0,4 кВ сприяє мінімізації витрат.

З метою запобігання нещасним випадкам на виробництві необхідно проводити регулярні інструктажі для всього персоналу. Усі робочі місця повинні бути забезпечені належною вентиляцією та аварійними засобами освітлення.

При проходженні горизонтальних або похилих виробок у породах, що потребують тимчасового кріплення, обов'язковим є дотримання паспорта або проєкту кріплення виробки до моменту встановлення постійного кріплення. Роботи, які регулюються спеціальними інструкціями, мають бути узгоджені з Держгірнаглядом. Перед початком буріння шпурів вибій слід промити водою для видалення залишків вибухових матеріалів, що не здетонували.

Під час роботи з навантажувальними машинами типу ППН необхідно дотримуватися встановлених правил: перед очищенням гірської маси її слід ретельно зволожити водою; шланг подачі стисненого повітря має бути надійно закріплений; водій повинен знаходитися на сходинці; заборонено очищати гірську масу під контактним проводом, а також використовувати зчеплення з вагоном чи електровозом під час руху, при цьому працівник, який здійснює зчеплення, повинен знаходитися збоку від навантажувального обладнання.

Очисна виїмка повинна виконуватися згідно із затвердженим проєктом і розпочинатися лише після завершення всіх підготовчо-нарізних робіт та інших заходів із забезпечення безпеки праці.

Забороняється пересування по відкотних виробках під час проведення підривних робіт, а також навпроти віброживильників у відкотних виробках.



Для запобігання доступу люки, що ведуть у виробки, мають бути заповнені рудою на висоту не менше 3 метрів від люкового затвору. Також заборонено одночасно працювати у блоках, розташованих один над одним по падінню на двох суміжних поверхах.

З метою боротьби з пилом передбачено такі заходи: водозмиви для запиленого повітря при одночасному подрібненні; промивання струменем води при бурінні шпурів і свердловин; зволоження та зрошення при очисних і доставочних роботах; гідравлічний захват при очисних роботах із використанням ковшових машин; а також спеціальні системи зрошення при застосуванні скреперів. Контроль за загазованістю повітря вимагає інтенсивної вентиляції вибою після підривання масиву, щоб вміст вуглекислого газу не перевищував гранично допустимої концентрації (ГДК) 0,008%, згідно з нормами техніки безпеки.

### **1.3. Аналітичний огляд та оцінка методів вибухового руйнування природно багатих залізних руд в експлуатаційних умовах шахти «Артем-1».**

Відбійка запасів природно багатих залізних руд в умовах експлуатації шахти «Артем-1» здійснюється відповідно до спеціалізованих технологічних схем. Аналіз цих схем відбійки, які є ключовими для забезпечення ефективності видобутку, детально представлений на рисунках 1.3 і 1.4 [1].

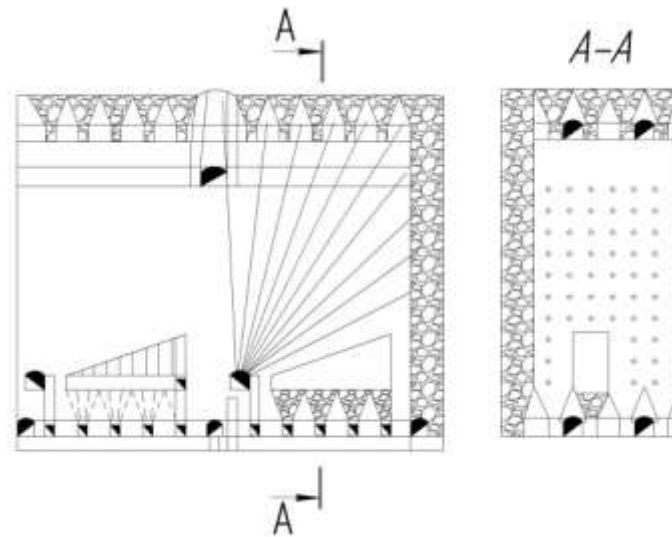


Рис. 1.3. Схема підготовки запасів панелі до виїмки, де геометрія розташування глибоких свердловин має віяловий характер із орієнтацією зарядів у напрямку простягання рудного масиву.

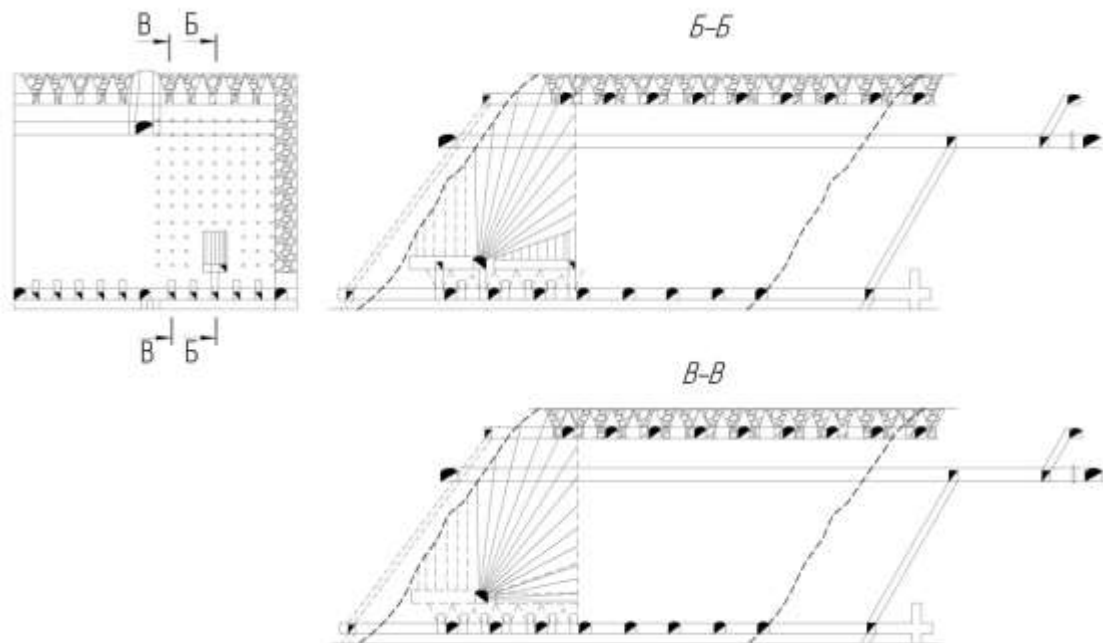


Рис. 1.4 схема підготовки запасів блоку до виїмки, що передбачає розташування віял глибоких свердловин у напрямку навхрест простягання покладу.

Відповідно до даних, представлених на рисунках 1.3 і 1.4, значна кількість свердловин має велику проектну довжину (близько 45 м). Це пояснюється залежністю їхнього викривлення від проектної осі у процесі буріння [3, 4], що безпосередньо впливає на якість подрібнення руди

внаслідок вибухового відокремлення. Критичним питанням є те, що значна частина свердловин руйнується під негативним впливом напружено-деформованого стану масиву ще до моменту їх заряджання вибуховими речовинами.

Розробка родовища шахти «Артем-1» ведеться за фронтально-діагональною схемою. Переважна більшість очисних панелей видобувних блоків мають два вертикальних контакти з обваленими породами, що обмежує можливість використання лише похилого компенсаційного простору. У процесі розробки фіксуються значні втрати пробурених свердловин, що спричиняє збільшення виходу негабаритних кусків руди та ускладнює процес доставки відбитої маси через необхідність застосування відбійки на затиснене середовище. Дослідження технологічних схем відбійки масивів

#### 1.4 Огляд та оцінка технологічних рішень для відбійки корисних копалин на основі досвіду національних і міжнародних гірничих підприємств.

Відбійка рудного масиву є одним із ключових виробничих процесів [5], результат якого визначає низку важливих техніко-економічних показників, включаючи якість та повноту вилучення запасів, продуктивність доставки, інтенсивність відпрацювання та продуктивність свердловин [6]. Традиційно використовуються такі методи відбійки руди [7]:

- Вибухове відокремлення: із застосуванням глибоких свердловинних, шпурових або концентрованих зарядів.
- Механічне подрібнення: за допомогою відбійних молотків, механічних комбайнів, стінорізних верстатів.
- Самообвалення порід: шляхом підсічки масиву, що спричиняє його обвалення під дією власної ваги та тиску гірських порід.

Інші способи: зокрема гідравлічний, що базується на напорі струменя води під високим тиском, та електрофізичний, який виконується шляхом електронагрівання порід.

Оскільки рудні родовища здебільшого характеризуються середньою та високою міцністю, вибуховий метод руйнування гірського масиву є найбільш енергоефективним [5, 6]. Розробка покладів середньої та великої потужності найчастіше здійснюється із використанням свердловинних і шпурових зарядів ВР. Зі зростанням продуктивності буріння завдяки сучасним самохідним буровим установкам сфера застосування цього методу значно розширюється.

До появи високоефективних свердловинних бурових машин застосовувалась відбійка руди мінними камерними зарядами, але на сьогодні область використання цього методу суттєво звузилася.

Шляхом механічної відбійки із застосуванням сучасних комбайнів розробляються пласти, коефіцієнт міцності яких за шкалою проф. М.М. Протодьяконова становить до 6–8. Цей метод використовується, зокрема, при розробці алмазовмісних кімберлітів, марганцевих руд та тугоплавких глин.

Технологія самообвалення руди застосовується у масивах гірських порід, які мають здатність до набухання і руйнування під впливом власної ваги та атмосферного тиску (шахтного повітря). Прикладом таких руд є великі родовища хромовмісних покладів у північній частині Казахстану.

Гідравлічне відколювання використовується для розмиву розсипних родовищ золота, вольфраму, олова. Досвід застосування цього методу руйнування порід відомий також на деяких вугільних шахтах Кузбасу.

Електрофізичні методи дроблення перебувають на експериментальній стадії. Їхня апробація у невеликих обсягах здійснювалася при проходці вертикальних виробок та при руйнуванні малопотужних рудних покладів. Суть методу полягає у нагріванні гірських порід інфрачервоним випромінюванням. Під впливом високих температур нагріта частина масиву набуває здатності до саморуйнування у вигляді відколів гірських плит. Дещо

подібний метод використовувався нашими предками: у Киргизькій Республіці на родовищах Кіноварі існував стародавній спосіб відпрацювання камер, де розпалювалося багаття. Внаслідок дії високих температур породи покрівлі обвалювалися, змішуючись із підготовленими до подальшої переробки рудними кусками.

Зважаючи на те, що родовища багатих залізних руд Криворізького басейну характеризуються як потужні та дуже потужні, із середнім коефіцієнтом міцності руди, що перевищує  $f > 5$ , доцільним є розгляд схем виключно вибухового методу відбійки руди. Як правило, свердловини бурять на глибину від 5 до 45–55 м, а їхні діаметри поділяються на малі (від 40 до 85 мм) і великі (від 90 до 250 мм).

Відбійка руди відбувається у вертикальних, горизонтальних або похилих шарах, які розташовані паралельно до площини оголення у відкритому очисному просторі чи обвалених породах [5, 6]. Товщина відбитих рудних шарів варіюється від 1,5 до 15–18 м. Розмір шару визначається параметрами конкретної ділянки видобутку (блок, панель, камера), характером контактів рудного тіла з вміщуючими породами, прийнятим діаметром свердловин, потужністю вибуху та наявністю шару обвалених порожніх порід.

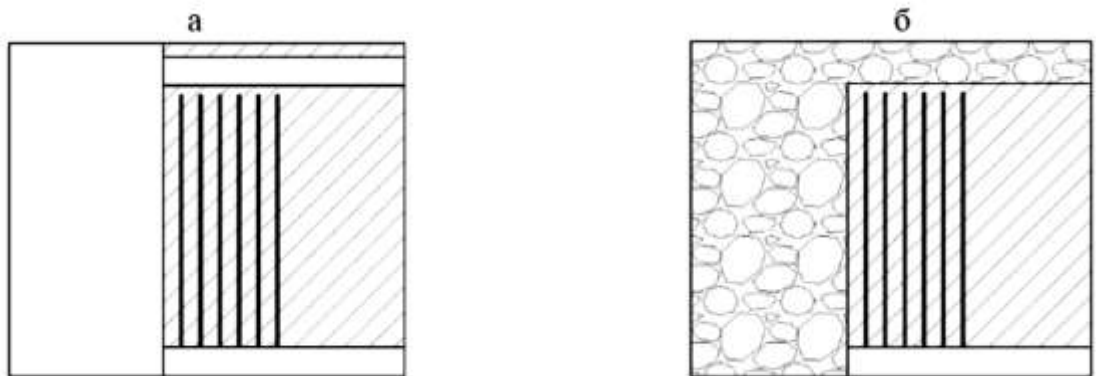


Рис. 1.5. Відбійка руди вертикальними глибокими свердловинами: *а* – на відкритий очисний простір; *б* – обвалені породи (затиснене середовище)

Глибокі свердловини класифікуються за напрямком буріння як вертикальні (висхідні або низхідні), горизонтальні або похилі. За схемою розташування у рудному шарі свердловини можуть бути розміщені паралельно, віялом або пучками. Прикладом такої організації є пошарова відбійка із застосуванням вертикальних паралельних глибоких свердловин (рис. 1.6) [5, 6].

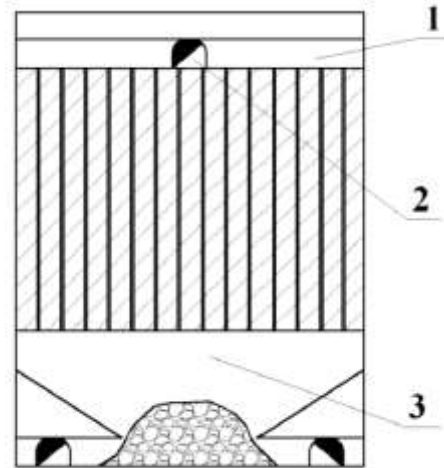


Рис. 1.6. Схема пошарової вертикальної відбійки руди з використанням паралельних комплектів свердловин. 1 – орт бурового горизонту; 2 – буровий штрек; 3 – конструкція днища блоку; 4 – виробки транспортного горизонту.

Буріння свердловин здійснюється з бурових ортів 1, які проходять від штреку 2 на відстані, що дорівнює товщині шару  $T_{ш}$  або величині лінії найменшого опору (ЛНО). Цей метод зазвичай застосовується для камерної відбійки на відкритий очисний простір (за умови попередньої проходки розрізної щілини) на крутопадаючих рудних тілах. До початку формування відрізної щілини у нижній частині створюється підсічна траншея, яка слугує для подальшого випуску руди.

У гірничій практиці, зокрема на канадських підземних рудниках, відбійка руди у камері, розбуреній зверху вертикальними паралельними глибокими свердловинами, може бути реалізована горизонтальними пластами (метод WCR — вертикальне відпрацювання камер). Заряджання глибоких свердловин секційними зарядами виконується з бурового

горизонту. Товщина горизонтального шару, що підривається, становить 2,5-3,0 м. Підтримка зарядів вибухової речовини (ВР) супроводжується використанням детонуючого шнура (ДШ) та електродетонаторів сповільненої дії.

Подібний підхід до відбійки дозволяє мінімізувати вплив сейсмічної енергії на оточуючий масив і знизити інтенсивність утворення техногенних тріщин, які сприяють обваленню вміщуючих порід. Це має критичне значення у випадках, коли відпрацювання проводиться за принципом камерацилик із твердіючою закладкою. Процес виїмки ціликів другої черги в умовах штучного масиву часто супроводжується руйнуванням його стінок під дією енергії вибуху, що призводить до розубоження рудної маси внаслідок потрапляння домішок цементних матеріалів. Це суттєво негативно впливає на показники вилучення корисної копалини та ефективність її збагачення.

Незважаючи на переваги, метод WCR не набув широкого поширення на території російських підземних рудників. Його застосування обмежується переважно розбурюванням відрізних камер на шахтах Алтає-Саянського краю та інших. Крім того, метод WCR схильний провокувати утворення значної кількості тріщин у рудній масі камери, що може призводити до передчасного обвалення великих кусків у певних зонах та порушувати передню частину відколу. Подальше збільшення заряду ВР лише погіршуватиме відділення відбитої руди через посилення тріщиноутворення.

Підсумовуючи, шахта Кіруна (Швеція) успішно здійснила промислові випробування та освоїла малосерійний модернізований варіант відбійки із застосуванням паралельно-зближених свердловин (рис. 1.7) [9].

У плані площа родовища розділена на блоки розміром 30-33 м. Три бурові штреки, з яких руйнування масиву здійснюється глибокими свердловинами діаметром 65 мм, розташовані на 7-10 м нижче стелі камери. Верхня частина блоку розбурена віялами колодязів діаметром 57 мм. У нижній частині блоку проходять завантажувальні перегони та виконують підсічні траншеї.

Секційний вибух свердловин, які прилягають до розрізного підняття, здійснюється у центрі майданчика. Площі компенсаційних виробок складають до 30% від загальної кількості запасів, що підриваються. Після цього проводиться масовий вибух основних запасів руди з подальшим її випуском.

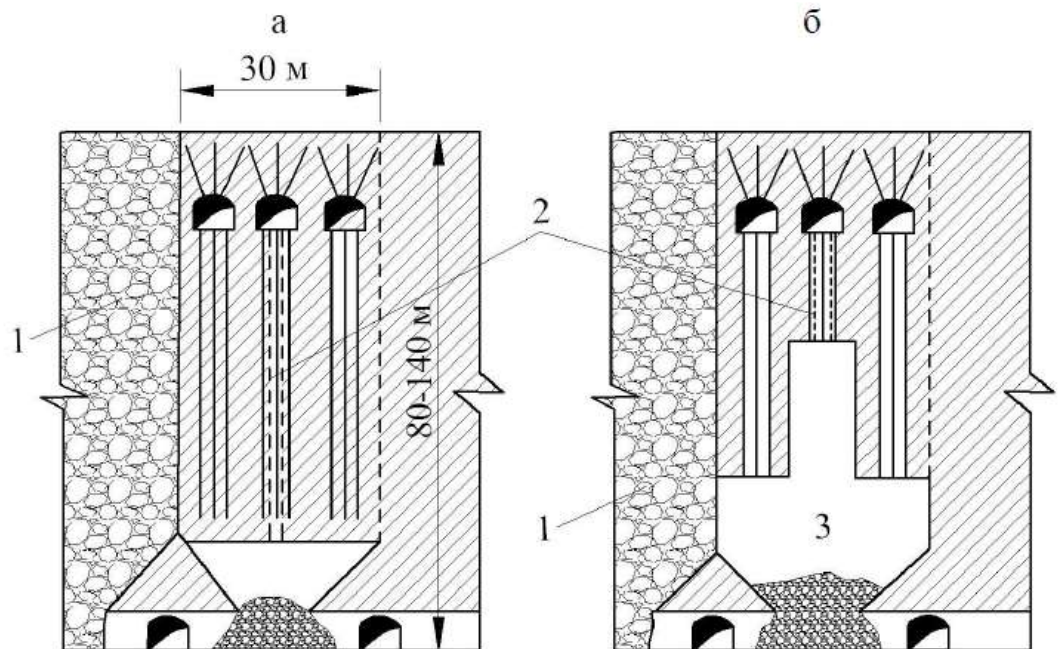


Рис. 1.7. Технологічна схема виїмки панелі із застосуванням системи поверхового обвалення: а – стан масиву після завершення підсічки; б – положення перед проведенням масового вибуху. Експлікація: 1 – зона обвалених порід налягання; 2 – відрізна підняття виробка; 3 – камера компенсації (компенсаційний простір).

Низхідні свердловини буряться за допомогою бурової установки Simba-269. Цей комплекс включає гусеничну бурову машину, оснащену двома зануреними пневматичними пневмоударниками, виносну кабінку оператора, розташовану на відстані 30–50 м та обладнану монітором і комп'ютерною системою керування, а також компресор високого тиску. Крім того, комплекс містить пилосбірник, інтегрований із системою відбору проб бурового шламу, що забезпечує оперативний аналіз вмісту корисних і шкідливих компонентів вміщуючих порід.



Бурильна колона виготовлена з жорстких труб великого діаметру, що істотно підвищує точність напрямку буріння. Оператор здійснює налаштування установки відповідно до паспорта проєкту, після чого робота комплексу відбувається в автоматичному режимі, включаючи процеси нарощування та демонтажу бурового ставу. Продуктивність бурової установки становить 80 м/зміну.

Віялове розташування глибоких свердловин (рис. 1.8) поступається схемі з паралельним розташуванням глибоких свердловин за такими ключовими показниками, як питомі витрати виходу руди на один метр свердловини ( $\text{м}^3$  руди на 1 м свердловини) та якість подрібнення. Проте, завдяки зниженим обсягам підготовчо-нарізних робіт, віялова схема відбійки залишається технологічно та економічно виправданою в певних умовах розробки.

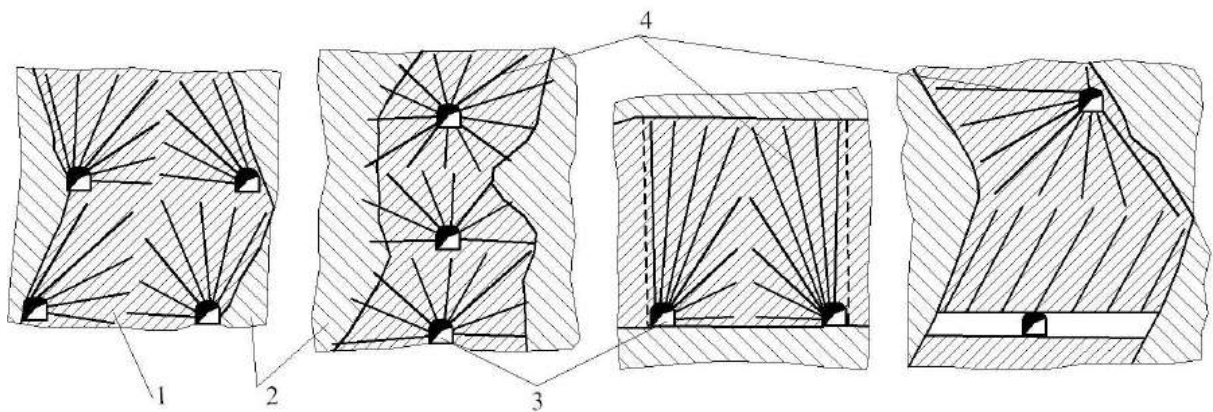


Рис. 1.8. Варіанти схем віялового розбурювання масиву: 1 – рудний поклад; 2 – масив вміщуючих порід; 3 – виробки бурового горизонту; 4 – комплект глибоких свердловин.

Кількість свердловин та їхнє взаємне розташування залежать від комплексу гірничо-геологічних факторів, включаючи складність форми рудних покладів, характер їхнього контакту з навколишніми породами та міцність самої руди.

При міцному контакті з бічними породами свердловини на кінцевій ділянці заглиблюють у вміщуючі породи на величину  $0,1 W$  (де  $W$  — лінія

найменшого опору, або ЛНО). Якщо ж бічні породи нестабільні, свердловини, навпаки, не доводять до контуру відбійки, залишаючи відстань 0,1 – 0,15 W. У рудних тілах, які характеризуються високою мінливістю форм, для забезпечення повноти та якості вилучення запасів корисної копалини, виникає необхідність згущення виробок та зменшення довжини глибоких свердловин.

З метою підвищення якості руйнування та подрібнення рудної маси на окремих гірничо-видобувних підприємствах застосовується зустрічно-поперечне (рис. 1.9) або шахове (рис. 1.10) розташування глибоких свердловин у сусідніх віялах [5, 6]. Така організація буріння дозволяє досягти більш рівномірного розподілу зарядів вибухової речовини у рудному масиві, що, своєю чергою, сприяє покращенню його подрібнення.

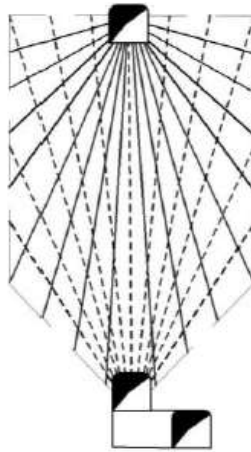


Рис. 1.9. Схема зустрічно-перехресного розміщення свердловинних зарядів.

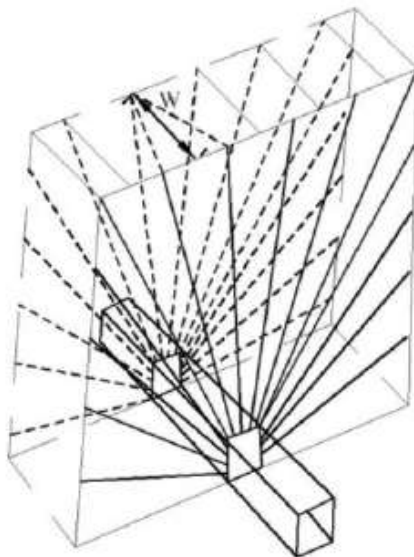


Рис. 1.10. Схема розміщення свердловинних зарядів зі зміщенням рядів (у шаховому порядку).

Рудник Кіруна (Швеція) слугує зразком ефективної організації дроблення руди із застосуванням віялового розміщення глибоких свердловин. У разі використання системи підповерхового обвалення з торцевим випуском відбитої руди, яка реалізується ромбоподібними панелями висотою до 36 м, руйнування масиву виконується двома напіввіями глибоких свердловин. Завдяки впровадженню сучасних технологій точного буріння з'явилася можливість скоротити кількість свердловин у напіввіях з шести до чотирьох, що призводить до покращення кількісних показників відбійки віями глибоких свердловин (рис. 1.11) .

Іншим варіативним підходом до подрібнення руди на руднику Кіруна є відбійка вертикальними або похилими напівкруговими віями свердловин у межах системи підповерхового обвалення з торцевим випуском руди (рис. 1.10) [10].

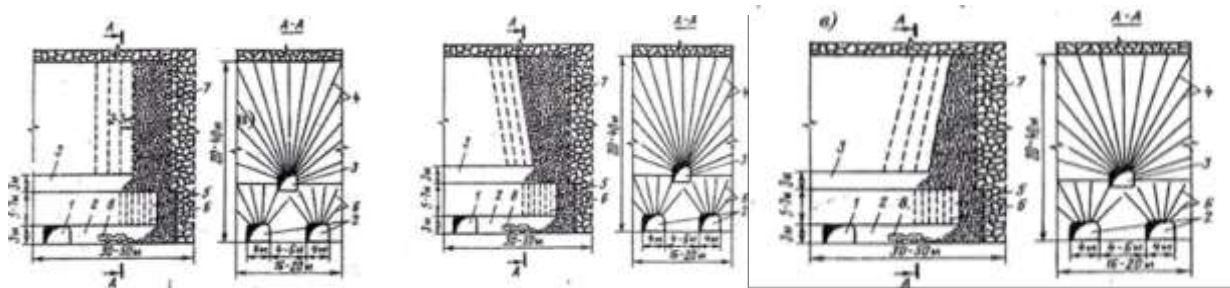


Рис. 1.11. Технологічна схема виїмки з обваленням, що базується на досвіді гірничодобувних підприємств Швеції (варіант типу «Кіруна»).

Сутність технології відбійки в замкнутому середовищі полягає у вибуховому руйнуванні руди без попередньо створеного вільного простору. Цей підхід є недоцільним для експлуатаційних умов підземних шахт Криворізького басейну, оскільки він може посилювати окислення руд, що значно ускладнює їхнє збагачення. Крім того, додаткове виснаження запасів (збіднення руди) призводить до значних фінансових втрат у технологічному ланцюгу збагачення.

Основний обсяг буріння глибоких свердловин на цих виробництвах виконується буровими пневматичними верстатами НКР-100М або НКР-100МА із заглибними пневмоударниками. На жаль, ця машина, розроблена у 1960-х роках минулого століття в Науково-дослідному інституті гірничої справи СОРАН, залишається єдиною конкурентоспроможною вітчизняною буровою установкою для підземних робіт, попри її моральну і технічну застарілість.

Бурова установка НКР, що монтується на розпірній колоні, здатна бурити глибокі свердловини у будь-якому напрямку відносно своєї осі. Діаметр глибоких свердловин варіює у межах 105-125 мм, а глибина буріння досягає 50-60 м. Продуктивність буріння у породах із коефіцієнтом міцності  $f = 10-14$  за шкалою проф. М.М. Протодьяконова може становити до 14-16 м за зміну.

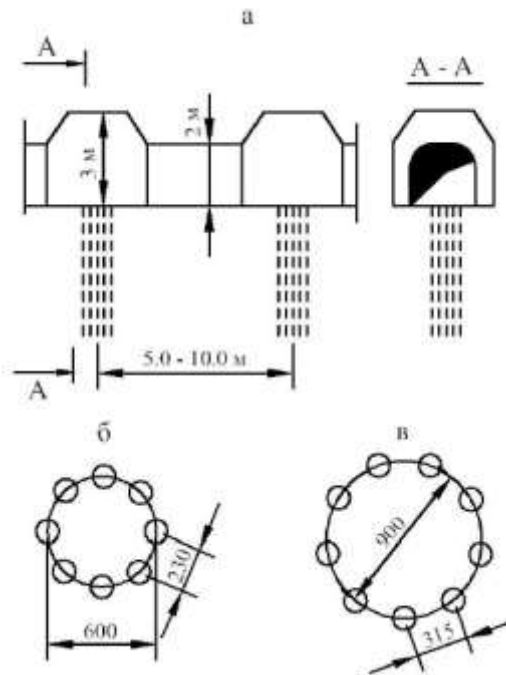


Рис. 1.12. а – загальний вигляд схеми; б – конфігурація комплекту свердловин діаметром 600 мм; в – схема комплекту діаметром 900 мм

Надзвичайно важливим завданням для забезпечення дотримання проєктних параметрів відбійки є контроль напрямку та глибини свердловин. Однак, технологія буріння із застосуванням верстатів НКР-100М характеризується недостатньою точністю орієнтації, що значно нижче необхідних показників. Ці машини не обладнані засобами регулювання встановлення бурильної колони у заданому напрямку і не оснащені пристроями для корекції індивідуальних кутових відхилень, які виникають у процесі буріння.

Недоліки описаного раніше варіанту виникають при розробці стійких руд, які не схильні до переущільнення [10]. З огляду на це, науковцями було розроблено комбінований варіант відбійки руди, що поєднує принципи двох попередніх схем (рис. 1.13) [12].

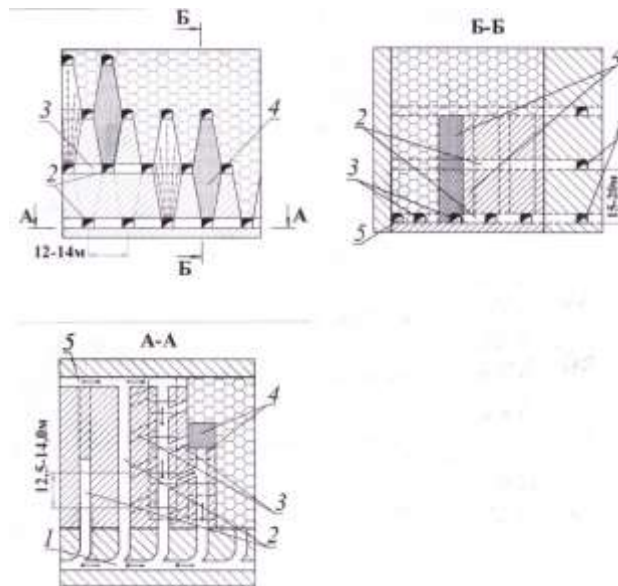
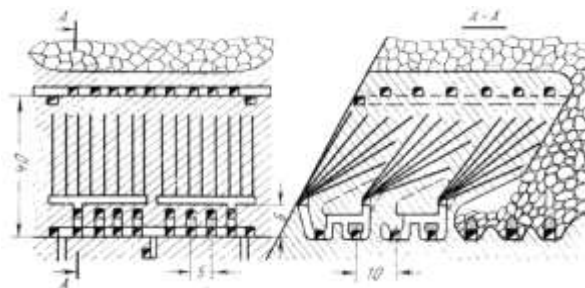


Рис. 1.13. Схема відпрацювання ромбовидних блоків із руйнуванням масиву в затиснутому середовищі: 1 – відкатний штрек; 2 – робочий орт (буріння/доставка); 3 – навантажувальні заходки; 4 – контури відбитих шарів.

Однак, видобуток руди за цією новою технологічною схемою також вважається економічно та технологічно невигідним, оскільки руди підземного Криворізького басейну є схильними до пресування (уцільнення) і через високий відсоток виснаження (збіднення) важко піддаються збагаченню [13].

#### Висновок про необхідність компенсаційного простору

Зважаючи на вищевикладене, виникає об'єктивна необхідність відбивати руду на компенсаційний простір. Одним із найбільш доступних та оптимальних варіантів відбійки для специфічних умов підземного Кривбасу є схема, яка представлена на рисунку 1.14 [13].



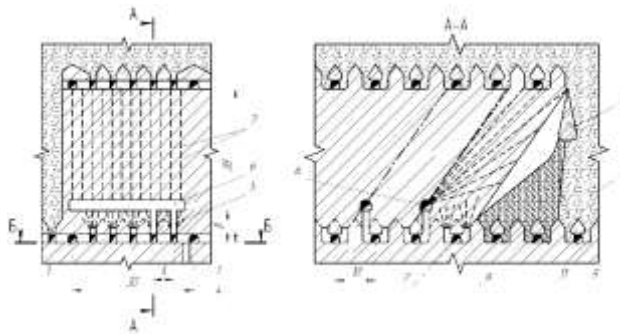


Рис. 1.14. Відбійка руди на підконсольний простір

Варіант технологічної схеми (рис. 1.14) [13] передбачає скорочення обсягів підготовчих і нарізних робіт за рахунок формування компенсаційного простору на початковому етапі ведення очисних робіт поблизу висячого боку рудного покладу. Це досягається відпрацюванням шарів, які відбиваються безпосередньо на компенсаційний простір, створений під рудною консолю. Недоліком цієї запропонованої схеми відбійки є те, що кут нахилу консолі з метою запобігання проникненню обвалених порід повинен бути мінімально можливим. Однак, в умовах нестійких руд, що є характерним для підземного Криворізького басейну, існує висока ймовірність відколювання консолі, що, своєю чергою, призводить до збільшення втрат уже підготовлених до вилучення рудних запасів.

Дещо інший варіант вирішення проблеми передбачає дроблення руди під консольним простором із паралельним утворенням штучного навісу (рис. 1.15) [13].

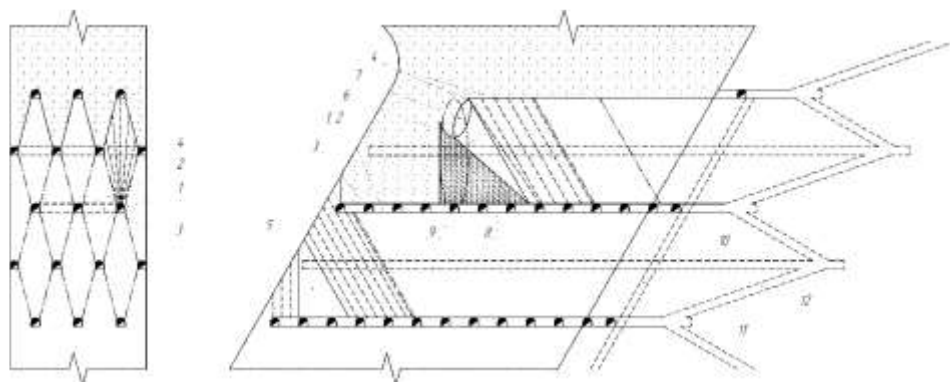


Рис. 1.15. Технологічна схема руйнування рудного масиву, що передбачає відбійку запасів у підконсольний простір.

Проте, реалізація цієї технологічної схеми (з утворенням штучного навісу) є надзвичайно складною, особливо при розробці рудних родовищ, які характеризуються низькими показниками міцності та стійкості.

Зважаючи на це, в умовах шахти Ель-Теніенте, розташованій у Чилі, застосовується альтернативна технологічна схема відбійки руди на компенсаційній камері, яка має траншейну форму (рис. 1.16) [14].

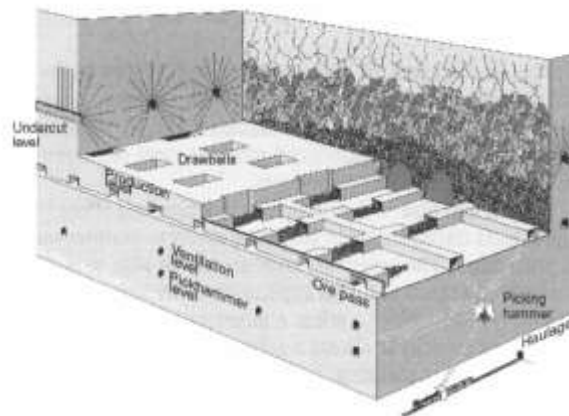


Рис. 1.16. Для підвищення ефективності гірничих робіт запропоновано конструктивні зміни до вищеписаної технології (модернізована схема), [15].

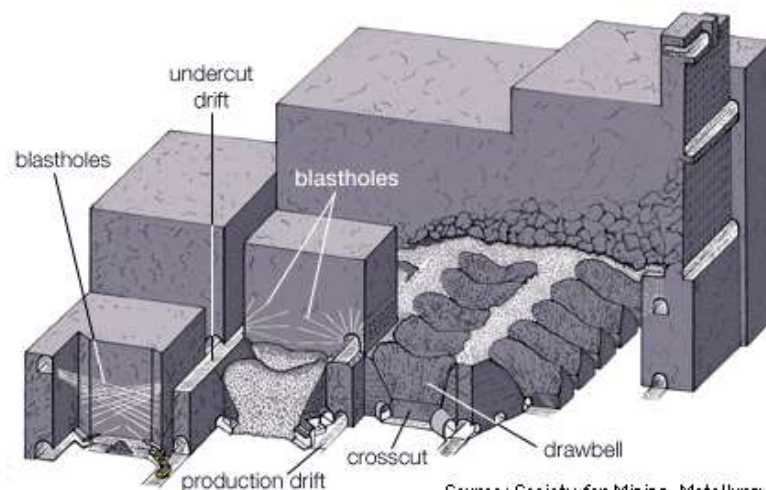


Рис. 1.17. Технологія відбійки руди в умовах рудника Хендерсон

Формування компенсаційних камер, необхідних для відпрацювання залізорудних покладів, які були зображені на вищезгаданих схемах, здійснюється за специфічними технологічними методами. Приклади таких методів представлені на рисунках 1.17 (а) і (б) відповідно [16].



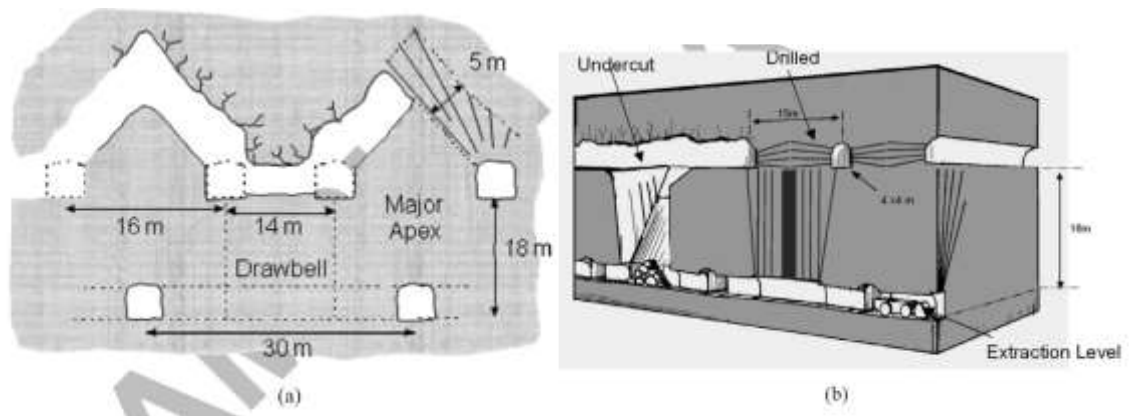


Рис. 1.18. Технологічні схеми руйнування рудного масиву, реалізовані на руднику «Хендерсон»

Стосовно специфічних умов підземного Криворізького басейну, відбійка рудних покладів реалізується з використанням таких технологічних схем [10].

Найбільш поширеним є варіант, що передбачає відбійку руди від масиву пучками глибоких вертикальних свердловин, які буряться зі спеціально облаштованих ніш на горизонті доставки (рис. 1.19) [10]. Застосування цієї схеми вважається оптимальним для мінімізації втрат та зниження відсотка виснаження руди.

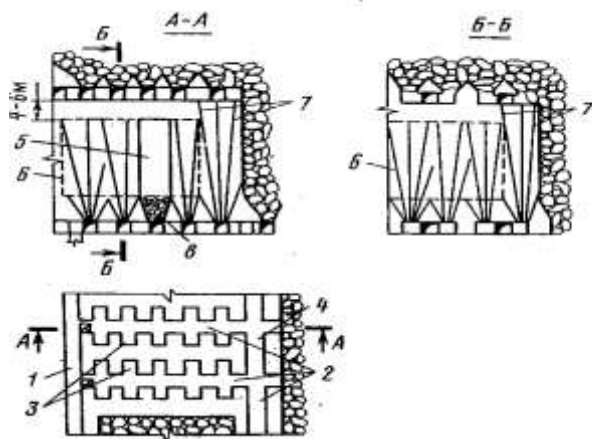


Рис. 1.19. Технологічна схема виїмки з обваленням підповерхів (варіант шахти ім. Кірова).

На рисунку 1.20 представлено ще один технологічний варіант — відбійка руди вертикальними шарами на вертикальний компенсаційний простір [10].

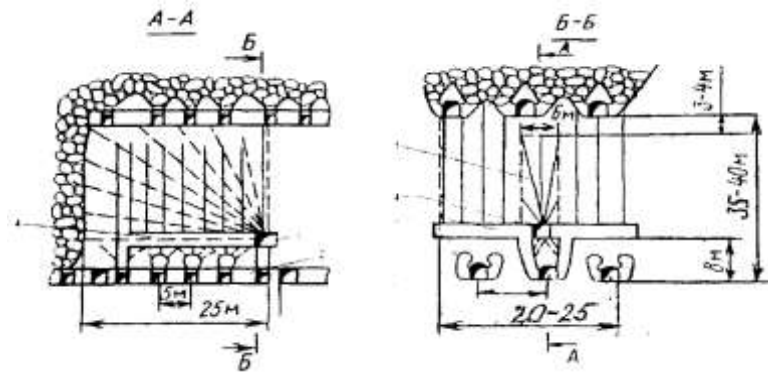


Рис 1.20. Паспорт відбійки запасів, що передбачає використання вертикальних комплектів (віял) свердловин з напрямком викиду руди у вертикальну компенсаційну камеру.

Недоліком раніше розглянутої технології є значний часовий лаг (проміжок) між послідовними операціями, що обумовлено розбудовуванням та підриванням гірського масиву, після чого відбувається випуск і доставка відбитої рудної маси.

На підземному руднику шахти «Артем-1» широкого застосування набула схема відбійки руди вертикальними віялами глибоких свердловин на похилу компенсаційну камеру (рис. 1.21) [10].

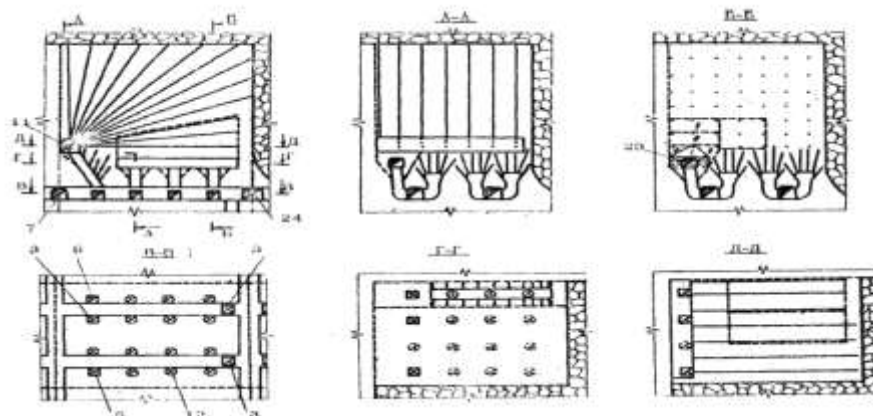


Рис 1.21. Паспорт відбійки рудних запасів на вільну поверхню похилої компенсаційної камери.

Зазначена технологія відбійки руди є доцільною в умовах, коли руди характеризуються низькими показниками міцності та стійкості.

### 1.5 Мета та завдання магістерського дослідження.

На основі проведеного аналізу, розглянутого в першому розділі магістерської роботи, головною метою дослідження визначено розробку раціональної технологічної схеми відбійки залізних руд для розробки дуже потужних ділянок природно багатих залізних руд на родовищі шахти «Артем-1».

Робота спрямована на створення раціональної технологічної схеми відбійки рудного масиву для потужних і надпотужних покладів залізних руд на підземному гірничо-видобувному підприємстві «Артем-1» ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг».

Концептуальна ідея дослідження полягає у врахуванні показника напружено-деформованого стану (НДС) рудного масиву при розрахунку технологічних схем відбійки на похилий компенсаційний простір.

Об'єкт та предмет дослідження

Об'єкт дослідження: Технологічний процес відбійки руди при розробці природно-багатих покладів залізних руд на гірничо-видобувному підприємстві шахти «Артем-1».

Предмет дослідження: Технологічна схема розташування глибоких свердловин у відбиваємому рудному масиві та засоби їх буріння.

Методологія дослідження

Методи дослідження включають аналітичні методи, розробку технологічних схем та методи техніко-економічного аналізу.

Завдання дослідження

Для досягнення поставленої мети визначено наступні цілі (завдання) дослідження:

- Провести аналіз гірничо-геологічних умов розробки родовищ природно багатих залізних руд у межах поля шахти «Артем-1».
- Здійснити аналіз гірничих і технічних умов при розробці родовищ природно багатих залізних руд на родовищі шахти «Артем-1».
- Виконати аналіз технологічної схеми рудної відбійки при розробці родовищ багатих залізних руд у межах шахтного поля «Артем-1».
- Дослідити фактори, що впливають на технологічний процес відбійки руди.
- На основі техніко-економічного аналізу обґрунтувати та обрати раціональну технологічну схему відбійки руди в межах шахтного поля «Артем-1».

## **РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ЧИННИКІВ, ЯКІ ВПЛИВАЮТЬ НА ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС ВІДБІЙКИ РУДИ**

### **2.1. Огляд існуючих технологій буровибухових робіт (БВР) при відбійці руди на глибоких горизонтах**

В умовах підземного видобутку залізних руд у Криворізькому басейні на глибинах понад 1200–1300 м, технологія буровибухових робіт є ключовим елементом, що визначає не лише продуктивність рудника, але й геомеханічну безпеку гірничих виробок. На сьогоднішній день на шахтах Кривбасу (зокрема, ПрАТ «КЗРК», шахти «Тернівська», «Родіна», «Жовтнева» тощо) застосовуються камерні системи розробки та системи з підповерховим обваленням руди.

Основний спосіб відбійки руди на таких глибинах — свердловинний, з використанням глибоких свердловин (віял). Проте, зі збільшенням глибини розробки, традиційні технологічні схеми стикаються з низкою суттєвих проблем.

Технологія буріння та параметри розташування зарядів

На горизонтах 1300–1400 м буріння вибухових свердловин здійснюється переважно з бурових штреків або ортів. Діаметр свердловин

варіюється в межах 105–115 мм, рідше застосовуються діаметри 85 мм (для допоміжних цілей) або 150 мм (для компенсаційних камер). Використовується як вітчизняне обладнання (верстати типу НКР-100М в різних модифікаціях), так і сучасні самохідні бурові установки імпорного виробництва (наприклад, Sandvik серії Solo або Atlas Copco серії Simba).



Рис. 2.1. Бурова установка НКР-100м



Рис. 2.2. Epirock Simba e7



Рис. 2.3. Sandvik DL 321

НKP-100M, Epiroc Simba E7 та Sandvik Solo — це бурові установки для підземних гірничих робіт, які значно відрізняються за своїми технічними характеристиками та конструкцією. НKP-100M є пневматичним станком роторно-ударного типу, тоді як Epiroc Simba E7 та Sandvik Solo (наприклад, моделі серії DL) є сучасними гідравлічними установками, призначеними для ефективного та глибокого буріння.

Порівняльна таблиця НKP-100M, Epiroc Simba E7 та Sandvik Solo

| Характеристика | Буровий верстат НKP-100M              | Бурова установка Epiroc Simba E7                          | Бурова установка Sandvik Solo (серія DL)                                   |
|----------------|---------------------------------------|-----------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------|
| Тип приводу    | Пневматичний                          | Гідравлічний                                              | Гідравлічний (електрогідравлічний)                                         |
| Тип буріння    | Обертально-ударний                    | Із верхнім ударником або DTH (опційно)                    | Із верхнім ударником (Tophammer)                                           |
| Застосування   | Підземні виробки малого та середнього | Підземні виробки середнього та великого перерізу, буріння | Підземні виробки, масове видобування, буріння вертикальних та похилих віял |

|                       |                                           |                                                   |                                                                                            |
|-----------------------|-------------------------------------------|---------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------|
|                       | перерізу,<br>буріння<br>шпурів            | глибоких<br>свердловин                            |                                                                                            |
| Макс. глибина буріння | До 80 м (з коронками до 100 мм)           | Призначена для глибокого буріння                  | До 54 м для деяких моделей (наприклад, DL422i)                                             |
| Діаметр свердловин    | ~43–100 мм                                | Від 51 до 127 мм                                  | Від 64 до 115 мм (залежно від моделі)                                                      |
| Конструкція           | Колісно-рейкова ходова частина (зазвичай) | Самохідне колісне шасі, буровий модуль на стрілі  | Самохідне колісне шасі (рамне керування), буровий модуль на стрілі                         |
| Керування             | Ручне, з пульта керування на корпусі      | Сучасна система керування, часто з автоматизацією | Сучасна система керування (наприклад, TAS, TPC LH), можлива автоматизація та телекерування |
| Виробник              | Різні заводи на території СНД             | Epiroc                                            | Sandvik                                                                                    |

Основні відмінності:

Технологічний розрив: НКР-100М є застарілою, простою пневматичною машиною, тоді як Epiroc Simba E7 і Sandvik Solo — це високотехнологічні, автоматизовані гідравлічні системи.

Привід та ефективність: Гідравлічні установки (Simba та Solo) забезпечують значно вищу продуктивність, точність буріння та енергоефективність порівняно з пневматичним НКР-100М.

Масштаб застосування: НКР-100М підходить для невеликих завдань, тоді як Sandvik Solo та Epiroc Simba E7 розроблені для промислового використання, масового видобутку та великих обсягів буріння у великих виробках.

Існуюча практика показує, що при переході на великі глибини точність буріння глибоких свердловин (довжиною 20–35 м) знижується через викривлення свердловини під дією анізотропії масиву. Це призводить до нерівномірного розподілу енергії вибуху: у зонах зближення свердловин відбувається пере-подрібнення руди, а в зонах розходження — утворення виходу негабариту.

Коефіцієнт виходу негабариту на глибоких горизонтах Кривбасу залишається високим (іноді досягає 5–8% від об'єму відбитої гірничої маси), що вимагає значних витрат на вторинне дроблення. В умовах високого гірничого тиску це ускладнюється тим, що доступ персоналу до випускних дучок для ліквідації зависань є вкрай небезпечним через ризик динамічних явищ.

В умовах переходу гірничих робіт на глибини, що перевищують 1300 м, ключовим фактором вибору технічних засобів стає не лише їх паспортна продуктивність, а й адаптивність до складних гірничо-геологічних умов. Специфіка відпрацювання покладів на цих горизонтах характеризується необхідністю зменшення перерізу підготовчих виробок (бурових ортів та штреків) для мінімізації витрат на підтримку їх стійкості в зонах опорного тиску.

Проведений порівняльний аналіз парку бурового обладнання дозволив встановити, що використання високопродуктивних самохідних установок імпортного виробництва (класу Simba або Solo) є технологічно ускладненим через їхні габарити та вимоги до інфраструктури.



На підставі техніко-економічного порівняння, для реалізації технології відбійки руди глибокими свердловинами у проекті обґрунтовано застосування верстатів типу НКР-100М (або їх модифікацій НКР-100МР, НКР-100МА).

Фактор мобільності в стиснених умовах: Модульна конструкція верстата НКР-100М дозволяє здійснювати його транспортування та монтаж у виробках малого перерізу (до 6–8 м<sup>2</sup>), що є типовим для нижніх горизонтів Кривбасу, без необхідності їх додаткового розширення ("піддирки").

Механізм розкріплення колонок у покрівлю та підшву забезпечує мінімізацію вібрацій при бурінні віяла, що критично важливо для дотримання паралельності свердловин на глибині понад 25 м. Це дозволяє утримувати відхилення свердловини в межах 1–2%, що є допустимим для стабільного дроблення.

В умовах агресивного корозійного середовища шахтних вод глибоких горизонтів, експлуатаційні витрати на утримання пневматичних верстатів типу НКР-100М є в 3–4 рази нижчими порівняно з електрогідравлічними аналогами.

Традиційно у Кривбасі використовувалися гранульовані вибухові речовини заводського виготовлення, такі як граммоніт 79/21, Амоніт 6 ЖВ. Ці ВР мають непогану сипучість, що дозволяє заряджати їх пневматичним способом (зарядні машини ЗМК, МЗ-4) але із-за вмісту тротилу такі вибухові речовини зняті з виробництва.



Рис. 2.4. Знятий з виробництва Амоніт 6ЖВ



Рис. 2.5. Знятий з виробництва Грамоніт 79/21

Однак, аналіз останніх років свідчить про необхідність переходу на емульсійні вибухові речовини (ЕВР) типу «Україніт» (ПП-2, ГР) або аналоги («Анемікс», «Гремікс»). На глибині 1300–1400 м масив часто характеризується підвищеною обводненістю та агресивним хімічним середовищем шахтних вод. Традиційні аміачно-селітрові ВР втрачають детонаційну здатність при тривалому перебуванні у воді та вимиваються, що призводить до відмов зарядів.



Рис.2.6. Патронована ВР Україніт

Переваги ЕВР для глибоких горизонтів:

Водостійкість: Емульсійна матриця не розчиняється у воді.

Щільність заряджання: Можливість регулювати щільність (від 1.0 до 1.25 г/см<sup>3</sup>) дозволяє керувати концентрацією енергії у свердловині.

Біоенергетичні властивості: Висока швидкість детонації (понад 5000 м/с) забезпечує кращий бризантний ефект, що критично важливо для дроблення міцних залізистих кварцитів (міцність за Протодьяконовим  $f=14-18$ ).



Рис. 2.7. Емульсійна вибухова речовина Україніт-ПМ

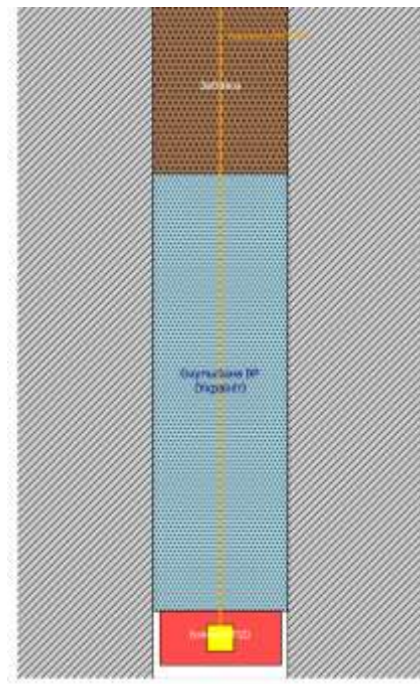


Рис. 2.8. Конструкція свердловинного заряду з використанням емульсійної вибухової речовини

Елементи конструкції заряду:

- Проміжний детонатор (ПД): Встановлюється на дно свердловини (схема зворотного ініціювання). Використовується шашка Т-400Г, що забезпечує надійну детонацію основного заряду та якісне опрацювання підосви уступу. Це також підвищує безпеку у разі часткового обрізання свердловини вибухом суміжного заряду.
- Засоби підривання: Застосовується система НСІ (NONEL/Іскра). Хвилевід прокладається на всю глибину свердловини, відрізняється стійкістю до води та стирання об стінки шпуру.
- Основний заряд: Використовується емульсійна ВР «Україніт-ПП-2». Зарядження виконується механізовано, шланг опускається на дно. Емульсія витісняє воду і заповнює всі нерівності свердловини, що підвищує ККД вибуху.
- Забійка: Виконується з бурового дріб'язку або глини. Довжина забійки розраховується як 20 - 25 дісв (бл. 2,0–2,5 м). Функція забійки — запирання продуктів детонації ("газовий клин") для покращення дроблення масиву.

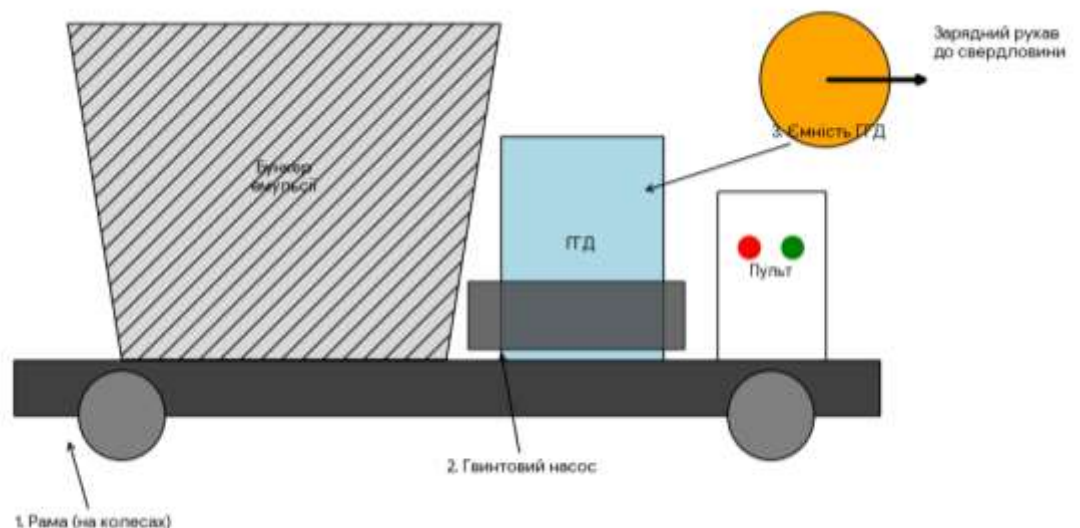


Рис. 2.9. Принципова схема портативної змішувально-зарядної установки

Специфікація вузлів:

- Шасі: Адаптоване до клітьового спуску, переміщується на колесах або полозях.
- Ємність матриці: Нержавіючий конусний бункер для завантаження з «біг-бегів».
- Дозатор ГГД: Забезпечує точне введення сенсibilізатора для активації суміші.
- Насос: Шнековий (гвинтовий), робочий тиск 1,0–1,5 МПа, дальність подачі 60 м.
- Керування: Вибухозахищений пульт для моніторингу швидкості та тиску подачі ВР.

Головним недоліком застосовуваних технологій БВР на глибинах понад 1300 м є ігнорування фактору напруженого стану масиву при розрахунку паспортів БВР. Схеми розташування свердловин проектується так само, як і для горизонтів 800–900 м, без врахування ефекту «затиску» порід гірничим тиском. Це призводить до того, що значна частина енергії вибуху витрачається не на дроблення, а на пружні деформації затиснутого середовища, викликаючи сейсмічні коливання, які провокують гірничі удари. Україніт-ПП-2 за параметрами: теплота вибуху, об'єм газів, швидкість детонації.

## **2.2. Вплив високого гірничого тиску на механізм руйнування гірських порід та ефективність вибуху**

Відбійка руди на глибинах 1300–1400 м відбувається в умовах, які суттєво відрізняються від поверхневих або малоглибинних. Головним фактором стає гравітаційно-тектонічний тиск, вертикальна складова якого на такій глибині перевищує 35–40 МПа, а горизонтальні напруження можуть бути в 1.5–2 рази вищими в зонах тектонічних порушень.

Фізика процесу вибуху в напруженому середовищі

Згідно з теорією руйнування (посилатися на роботи Ханукаєва А.Н., Мосінця В.Н.), ефективність вибуху залежить від взаємодії хвилі напружень, що генерується зарядом ВР, зі статичним полем напружень масиву.

На глибинах до 800 м масив часто вважається тріщинуватим середовищем, де вибух розклинює існуючі природні тріщини. Однак на глибинах 1300–1400 м діє ефект «всебічного стиснення». Під дією величезного тиску природні тріщини зімкнуті (запресовані), і сили тертя на їх контактах настільки великі, що масив поводить себе як квазімонолітне тіло.

#### Феномен «Запресовування» вибуху

При вибуху свердловинного заряду в високо-напруженому масиві спостерігаються такі негативні явища:

Зменшення зони радіальних тріщин: Статичний тиск гірських порід протидіє тиску газів вибуху. Якщо тиск газів недостатній для подолання суми межі міцності породи на розрив та діючого гірничого тиску, зона регульованого дроблення різко зменшується.

Швидке загасання хвилі напружень: В умовах високого гідростатичного тиску порода переходить у пластичний стан. Енергія ударної хвилі витрачається на пластичні деформації (ущільнення стінок зарядної камери), а не на крихке руйнування. Це явище відоме як «камуфлет» або «запресовування».

Екранування тріщин: Тріщини, що утворюються, орієнтуються переважно у напрямку максимального головного напруження. Якщо напрямок відбійки (лінії найменшого опору) не співпадає з цим вектором, якість дроблення катастрофічно падає.

#### Вплив зональної дезінтеграції порід

На глибинах понад 1100 м навколо гірничих виробок утворюється складна структура напруженого стану — зони зональної дезінтеграції (відкриття академіка Шемякіна). Це чергування зон розущільненої (тріщинуватої) та ущільненої породи навколо виробки.



При проведенні БВР важливо розуміти, в якій зоні знаходиться заряд.

Якщо заряд потрапляє в зону розвантаження (тріщинувату), відбувається сильний витік газів через тріщини, ККД вибуху падає.

Якщо заряд знаходиться в зоні концентрації опорного тиску (максимальних напружень), виникає ризик динамічного прояву (провокація гірничого удару вибухом).

#### Висновки до другого розділу

Аналіз показує, що просте перенесення технологій з верхніх горизонтів на глибини 1300–1400 м є неефективним та небезпечним. Високий гірничий тиск відіграє роль «демпфера», що гасить енергію вибуху і перешкоджає розвитку тріщин.

Для вирішення цієї проблеми необхідно:

Збільшити питому енергію ВР (перехід на високоенергетичні емульсії).

Змінити конструкцію заряду (використання розосереджених зарядів з повітряними проміжками для подовження дії імпульсу).

Застосовувати методи розвантаження масиву (попереднє щілиноутворення або струсне підривання).

### **РОЗДІЛ 3. НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРОБКА ПАРАМЕТРІВ БВР ДЛЯ ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ**

#### **3.1. Розробка та розрахунок паспорту буровибухових робіт**

Проектування параметрів БВР базується на необхідності подолання ефекту "всебічного стиснення" масиву, який перешкоджає вільному розвитку тріщин.

Враховуючи високу обводненість масиву та тиск стовпа рідини у низхідних свердловинах, застосування штатних аміачно-селітрових сумішей (гранулітів/грамонітів) визнано недоцільним через втрату ними детонаційної здатності.

Проектом передбачено перехід на емульсійні вибухові речовини (ЕВР) (марки «Україніт-ПП-2» або аналог).

Фізико-хімічне обґрунтування: Висока швидкість детонації ЕВР (5.0–5.5 км/с) забезпечує бризантний удар, здатний зруйнувати кристалічну решітку залізистих кварцитів до моменту пружного відновлення масиву.

Розрахунок геометричних параметрів віяла:

Розрахунок лінії найменшого опору  $W$  (ЛНО) на контурі відбійки ( $W_{\text{розр}}$ ) виконується з урахуванням коефіцієнта затиску порід:

$$W_{\text{розр}} = \frac{d_{\text{св}}}{2} \cdot \sqrt{\frac{7.85 \cdot \rho_{\text{ВР}} \cdot K_{\text{ВР}}}{q \cdot m}}$$

де:  $d_{\text{св}}$  — діаметр долота (0.105 м);  $\rho_{\text{ВР}}$  — щільність ЕВР (1.20 г/см<sup>3</sup>);  $q$  — питома витрата ВР, скоригована на глибину (приймається 1.25 кг/м<sup>3</sup>);  $m$  — коефіцієнт зближення свердловин (0.95).

$$W = \frac{0.105}{2} \sqrt{\frac{7.85 \cdot 1200}{1.25 \cdot 0.9}} \approx 0.0525 \cdot \sqrt{8373} \approx 0.0525 \cdot 91.5 \approx 4.8 \text{ м}$$

Теоретичне ЛНО виходить великим, але враховуючи викривлення свердловин при бурінні НКР-100М (яке може складати 1-2% на довжину), а також фактор "затиску", приймаємо проектне ЛНО на кінцях свердловин  $W = 2.4 - 2.6$  м. Відстань між віялами (шаг відбійки) – 3.0 м.

$$W_{\text{розр}} \approx 2.5 \text{ м}$$

Проектне рішення: Приймається сітка свердловин з ЛНО на торцях віяла 2.4 м, що гарантує якісне дроблення навіть за наявності локальних геологічних порушень.

Для запобігання накладанню сейсмічних хвиль, що може спровокувати гірничий удар, розроблено схему короткоуповільненого підривання (КУП) з використанням неелектричних систем ініціювання (типу NONEL). Передбачається діагональна схема з'єднання поверхневої мережі, що забезпечує послідовне спрацювання свердловин з інтервалом 25–42 мс.



Внутрішньосвердловинне сповільнення (500 мс) дозволяє здійснити відбійку "на затиснене середовище" без пошкодження кріплення виробок.

### 3.2 Методика розрахунку параметрів буро підричних робіт для свердловинної відбійки.

Для обґрунтування технологічних показників вибухових робіт використано методичний підхід Ю.П. Капленка, затверджений як базовий для підземних рудників Кривбасу та Запорізького ЗРК. Розрахунок лінії найменшого опору у "статичному" варіанті (без поправки на гірничий тиск) виконується за формулою:

$$W = k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta,$$

$k_n$  (0,9...1,0) — поправочний коефіцієнт неоднорідності масиву;

$d$  — діаметр бурового інструменту (свердловини), м;

$\Delta$  — фактична густина заряджання ВР, г/см<sup>3</sup>;

$\delta$  — показник відносної потенційної енергії (працездатності) вибухової суміші;

$C_0$  — імпеданс або показник вибуховості руди.»

Для визначення параметра вибуховості масиву  $C_0$  застосовують таку розрахункову формулу

$$C_0 = 20 + 56 \cdot e^{-0,2f},$$

де  $f$  — показник міцності рудного масиву

Крок розташування свердловин (відстань між зарядами в ряду) визначають наступним чином, м:

$$a = m \cdot W,$$

де  $m$  — коефіцієнт зближення свердловинних зарядів. Чисельне значення цього коефіцієнта розраховується за такими залежностями:

$$m = 0,726 + 0,906 \cdot e^{-0,146f}.$$

«Промислові запаси руди в межах виїмкового блоку Q розраховуються за наступним виразом, т:

$$Q = L \cdot H \cdot m \cdot \gamma$$

де L — протяжність (довжина) панелі, м; H — вертикальна висота блоку, м; m — нормальна потужність рудного тіла, м;  $\gamma$  — об'ємна маса (щільність) руди, т/м<sup>3</sup>.»

«Показник виходу відбитої руди з одного погонного метра свердловини ( $\lambda$ ) визначається співвідношенням, т/м:

$$\lambda = \frac{Q}{L_{\text{св}}}$$

де  $L_{\text{св}}$  — сумарна довжина всіх свердловин в очисному просторі, яка встановлюється графічним способом, м.

Розрахункова питома витрата вибухових речовин q обчислюється за формулою, кг/т:

$$q = \frac{U \cdot k_3}{\lambda}$$

де U — маса заряду ВР в 1 погонному метрі свердловини (місткість), кг;  $k_3$  — коефіцієнт використання шпуру (заповнення свердловини вибухівкою), що приймається в діапазоні 0,75-0,95.

На основі отриманих даних визначається загальний запас блоку в тонах, а також виконується розподіл рудної маси за типами гірничих виробок та видами робіт. Розраховуються планові показники видобутку. Питомий обсяг проведення підготовчо-нарізних виробок на 1000 тон запасів складе, м/1000 т:

При міцності порід  $f=8$  показник опірності вибуху складе:

Визначення розрахункового значення лінії найменшого опору (ЛНО), м:

У розрахунку прийнято: коефіцієнт неоднорідності 0,95; щільність ВР —  $\Delta$ , г/см<sup>3</sup>; працездатність вибухівки (для АС 79/21) — 1,0.

Остаточно приймаємо величину ЛНО рівною 2,5 м.

Розрахунок параметра відстані між свердловинами (а) виконується за формулою:

де  $m$  — коефіцієнт зближення.

Затверджуємо значення  $a = 2,5$  м.

Очікуваний вихід гірничої маси з погонного метра свердловини для обраних параметрів підривних робіт складе, т/м:

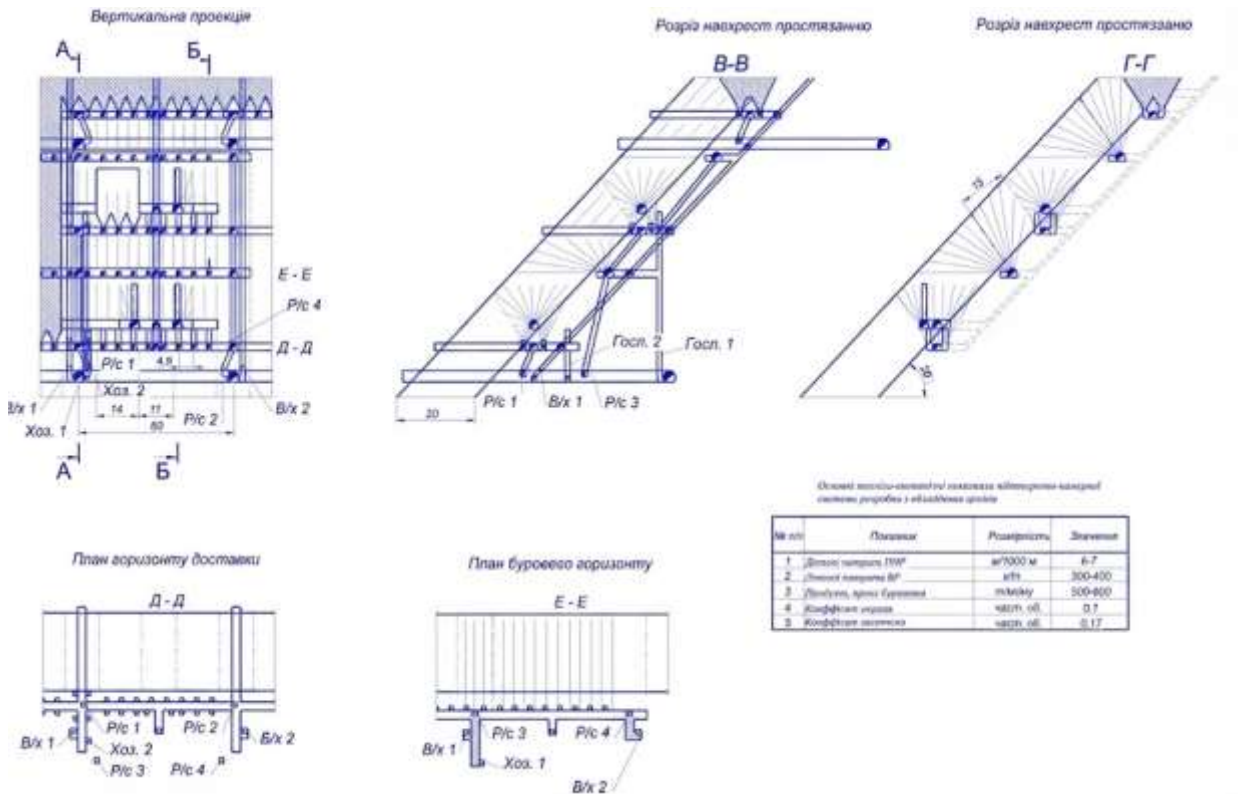


Рис. 3.1. Технологічна схема підповерхово-камерної системи розробки з наступним обваленням міжкамерних ціликів

Застосування даного геотехнологічного варіанту характеризується наступними розрахунковими показниками вилучення:

- коефіцієнт розубожування (засмічення) руди вміщуючими породами — 4%;
- рівень експлуатаційних втрат балансових запасів — 5%;
- інтенсивність відбійки (вихід гірничої маси з 1 пог. м свердловини) — 14–15 т/м;
- питомий обсяг проведення підготовчо-нарізних виробок — 5–7 м на 1000 т видобутку.

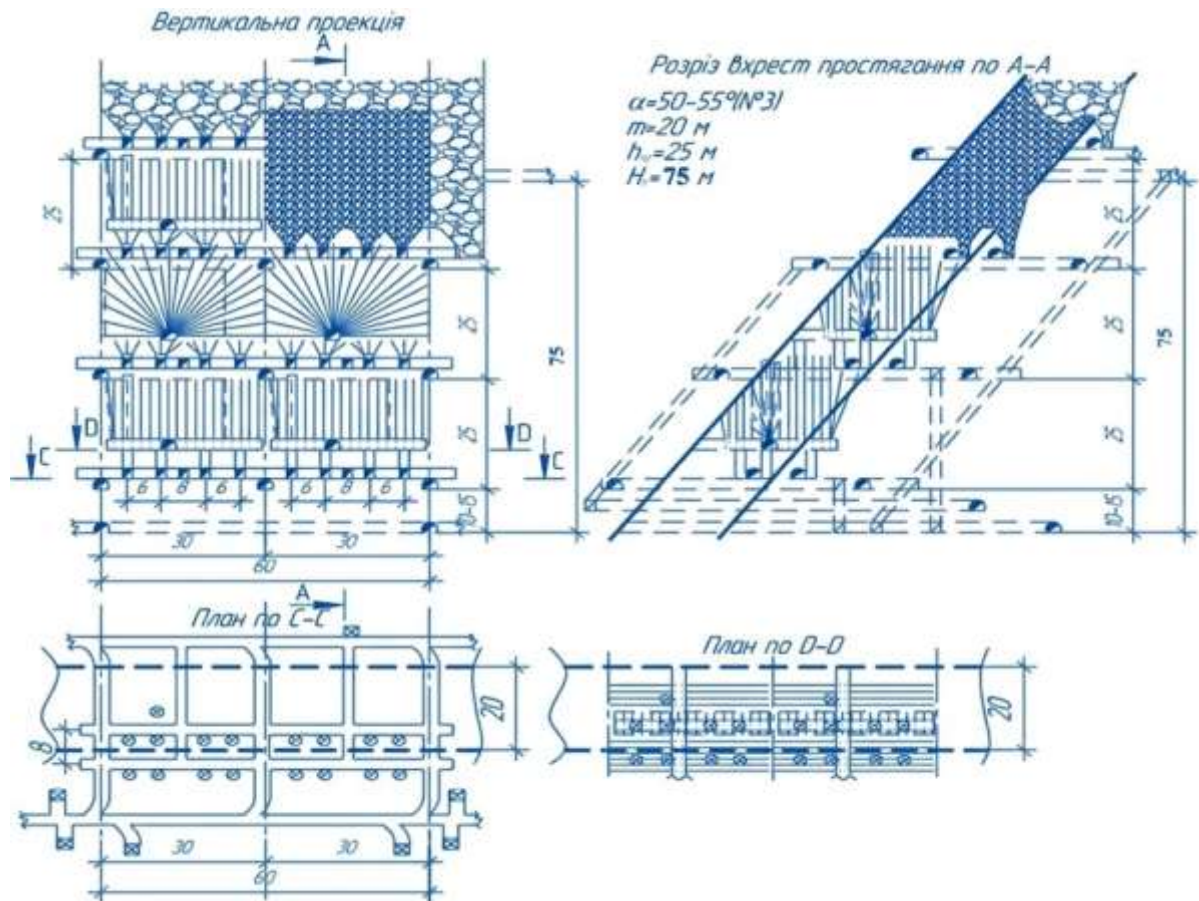
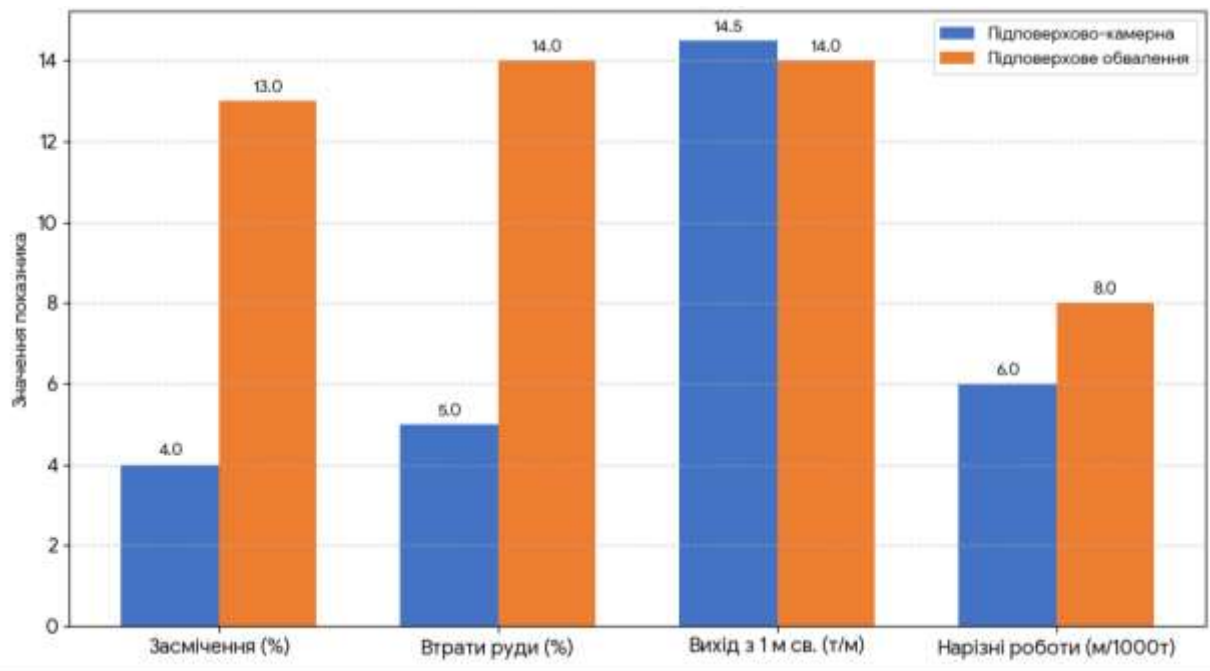


Рис. 3.2. Технологічна схема відпрацювання блоку системою підповерхового обвалення

Аналіз техніко-економічної ефективності даного варіанту системи розробки (див. рис. 3.2) дозволяє виділити наступні прогнозні показники вилучення корисних копалин:

- коефіцієнт розубожування руди пустими породами прогнозується на рівні 13%;
- загальні експлуатаційні втрати балансових запасів складають 14%;
- ефективність буровибухового комплексу характеризується питомим виходом гірничої маси з одного погонного метра свердловини у обсязі 14 т/м;
- питома вага підготовчо-нарізних робіт варіюється в діапазоні 7–9 м на 1000 тонн видобутої руди.



Як видно з порівняльної діаграми (рис. 3.3), застосування підповерхово-камерної системи розробки (Варіант 1) демонструє суттєві переваги в частині якості вилучення запасів. Показники втрат і розубожування руди для цієї системи становлять 5% і 4% відповідно, що значно нижче аналогічних показників для системи з масовим обваленням (14% і 13%).

Щодо інтенсивності підготовчо-нарізних робіт, перший варіант також виглядає більш привабливим: питомий обсяг проходки становить 6 м/1000 т проти 8 м/1000 т при системі обвалення. Вихід руди з погонного метра свердловини в обох варіантах знаходиться на співставному рівні (14–14,5 т/м). Комплексний аналіз свідчить про вищу економічну доцільність впровадження камерної системи в даних гірничо-геологічних умовах.

## ВИСНОВОК

У зв'язку з теперішнім військовим станом в Україні, велика кількість працівників перебувають на службі ЗСУ, що призвело до зупинки деяких ділень, це безпосередньо впливає на видобуток руди. У зв'язку з цим на даний момент немає сенсу утримувати сучасні потужні самохідні установки, оскільки обсяги бурових робіт скоротилися до мінімальних значень, що в кінцевому результаті буде призводити до дороговартісного простою такої техніки, а також в умовах агресивного корозійного середовища шахтних вод глибоких горизонтів, експлуатаційні витрати на утримання пневматичних верстатів типу НКР-100М є в 3–4 рази нижчими порівняно з електрогідравлічними аналогами.

Оптимізація бурових робіт: Використання недорогих та ремонтпридатних верстатів НКР-100М дозволяє знизити амортизаційні відрахування у собівартості 1 м буріння на 30–40% порівняно з використанням імпортової техніки. Зниження витрат на вторинне дроблення: Підвищення якості дроблення за рахунок високої бризантності ЕВР зменшує вихід негабариту до 3–4%, що скорочує витрати матеріалів та праці на його ліквідацію. Очікуваний річний економічний ефект при продуктивності ділень 600 тис. т/рік (умовно) підтверджує доцільність модернізації технології БВР.

Аналіз техніко-економічних показників доводить, що підповерхово-камерна система (з обваленням ціликів) є більш вигідною завдяки меншим втратам і засміченню руди порівняно з альтернативами. Система підповерхового обвалення виграє лише за обсягом підготовки, тоді як параметри відбійки (вихід зі свердловини) є співставними.

Таким чином, завдання дипломної роботи виконано у повному обсязі. Здійснено вибір оптимальної технології видобутку та запропоновано дієві рішення щодо поліпшення видобутку корисних копалин.

## СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. *Проект нарезки и отработки залежи «Основная – 95» в осях 106-104 подэтаж 1240-1185 в поле шахты «Родина» ОАО «КЖРК». Кривой Рог, [Б. р.].*
2. Лавриненко В. Ф. Исследование искривления взрывных скважин в процессе бурения. *Известия вузов. Горный журнал*. 1968. № 12. С. 59–64.
3. Мартинов В. К., Федько М. Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ. Кривий Ріг : Видавничий центр КТУ, 2008. 436 с.
4. Бизов В. Ф., Федоренко П. Й. Вибухові роботи : підручник. Том 10. Кривий Ріг : Мінерал, 2001. 230 с.
5. Соболев В. В., Терещук Р. М., Григор'єв О. Є. Технологія та безпека виконання підривних робіт : навч. посіб. Дніпро : НГУ, 2017. 314 с.
6. Тарапата В. Я., Караманиц Ф. И., Ричко В. С., Плужник Ю. А. Перспективы технического и технологического перевооружения подземной добычи руды на глубоких горизонтах шахт Кривбасса. *Вісник КТУ*. 2011. Вип. 28. С. 3–6.
7. Villegas T., Nordlund E. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving. *Caving 2010 : proceedings of the Second International Seminar on Block and Sublevel Caving* (Perth, Australia, 20–22 April 2010). Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2010. P. 181–188.
8. Зенюк Д. Ф., Хівренко О. Я., Тарасютін В. М., Федько М. Б. Комбінований спосіб доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів. *Гірничий вісник*. 2012. Вип. 95. С. 165–168.
9. Федько М. Б., Зенюк Д. Ф. Удосконалення системи розробки з підповерховим обваленням руди. *Вісник КТУ*. 2011. № 29. С. 4–6.
10. Changyou L., Jingxuan Y., Bin Y. Rock-breaking mechanism and experimental analysis of confined blasting of borehole surrounding rock.

*International Journal of Mining Science and Technology*. 2017. Issue 27. P. 795–801.

11. Lak M., Fatehi Marji M., Yarahmadi Bafghi A. R., Abdollahipour A. Discrete element modeling of explosion-induced fracture extension in jointed rock masses. *Journal of Mining and Environment*. 2019. Vol. 10. P. 125–138.
12. Lak M., Fatehi Marji M., Yarahmadi Bafghi A. A finite difference modelling of crack initiation in rock blasting. *The 2018 World Congress on Advances in Civil, Environmental, & Materials Research (ACEM18) : proceedings* (Songdo Convensia, Incheon, Korea, 2018).
13. Фролов О. О. *Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах* : дис. ... д-ра техн. наук : 05.15.03. Київ, 2014. 369 с.
14. Моденко В. Т. *Удосконалення вибухового руйнування природно порушених масивів гірських порід на кар'єрах* : магістерська дис. : 184 «Гірництво». Київ, 2018. 106 с.
15. Моденко В. Т., Фролов О. О. Сучасний стан досліджень механізму руйнування тріщинуватих скельних гірських масивів вибухом. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі*. Кривий Ріг : ДВНЗ «КНУ», 2017. С. 17–18.
16. Фролов О. О., Довганюк О. В., Моденко В. Т. Особливості руйнування природно порушених гірських порід. *Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів* : матеріали V Всеукр. наук.-практ. конф. Житомир : ЖДТУ, 2018. С. 38–41.
17. Фролов О. О., Терентьев О. М., Котенко В. В. Вплив межі поділу різноміцнісних масивів гірських порід на розподіл напружень при вибуху свердловинного заряду. *Вісник ЖДТУ. Технічні науки*. 2014. № 1 (68). С. 133–137.
18. Воротеляк Г. А., Салганик В. А., Олейник Н. П. и др. *Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров*



- буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК. Кривой Рог : НИГРИ, 1977. 55 с.*
- 19.Капленко Ю. П. *Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ. Кривой Рог : Криворожский горнорудный институт, 1982. 42 с.*
- 20.Капленко Ю. П. *Методические указания к выполнению расчетов оптимальных параметров БВР на ЭВМ М-6000. Кривой Рог : Криворожский горнорудный институт, 1988. 50 с.*
- 21.Ступнік М. І., Калініченко В. О., Федько М. Б. та ін. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. *Гірничий вісник. 2017. Вип. 102. С. 84–87. DOI: 10.31721/2306-5435-2017-1-102-84-87.*
- 22.Котенко В. В., Фролов О. О. Лабораторні дослідження впливу хвиль напружень під час вибуху на параметри руйнування моделі. *Вісник ЖДТУ. Технічні науки. 2014. № 3 (70). С. 124–128.*
- 23.Фролов О. О. Особливості розрахунку об'єму руйнування скельних порід під час вибуху свердловинного заряду з урахуванням хвиль напружень. *Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». 2006. Вип. 14. С. 93–101.*
- 24.Stupnik N. I., Kolosov V. A., Kalinichenko V. O., Pismennyi S. V., Fedko M. B. Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme. *Metallurgical and Mining Industry. 2014. No. 2. P. 89–93.*
- 25.Stupnik N. I., Kalinichenko V. O., Kalinichenko O. V., Muzika I. O., Fedko M. B., Pismennyi S. V. The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of Central Iron Ore Enrichment Works (CGOK). *Metallurgical and Mining Industry. 2015. No. 7. P. 83–88.*

- 26.Бабець Є. К. та ін. *Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд* : інструкція по застосуванню. Кривий Ріг : НДГРІ, 2010. 122 с.
- 27.Кононенко М. М., Хоменко О. Є., Усатий В. Ю. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ : навч. посіб. Дніпро : Національний гірничий університет, 2013. 217 с.