

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
Гірничо-металургійний факультет  
Кафедра гірничої справи

*«Допущено до захисту»  
Гарант ОПП*

Ольга БОГОМАЗ

## **КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА**

на здобуття освітнього ступеня бакалавр

за підсумками виконання  
освітньо професійної програми  
«Відкрита розробка родовищ»  
за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Дослідження шляхів підвищення ефективності підготовки  
гірських порід до виймання в умовах Першотравневого кар'єру ПРАТ  
«ПІВНГЗК»**

Керівник роботи

ІГОР ГРИГОР'ЄВ

Консультант від  
бази практики

Віктор ВИШНЕВСЬКИЙ

*Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень.  
Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на  
відповідне джерело*

Здобувач

Сергій МАТВІЄНКО

Підсумкова оцінка за атестацію			
--------------------------------	--	--	--

Голова ЕК

Ігор ТОНЄВ

Запоріжжя 2026

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет гірничо-металургійний

Кафедра гірничої справи

Ступінь вищої освіти бакалавр

Спеціальність 184 Гірництво

ОПП Відкрита розробка родовищ

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант освітньої програми

\_\_\_\_\_ Ольга БОГОМАЗ

«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2026 р.

**ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА  
Матвієнко С.А.**

1. Тема роботи Дослідження шляхів підвищення ефективності підготовки гірських порід до виймання в умовах Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК»

Керівник роботи: Григор'єв Ігор Євгенійович, к.т.н., доцент

затверджені наказом Університету № 41 від 23.02.2026

2. Термін подання роботи: 16.06.2026

3. Вихідні дані до роботи: сучасний стан гірничих робіт в кар'єрі, парк основного гірничого устаткування, дані хронометражу продуктивності транспортного обладнання

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань): Анотація. Зміст. Вступ. Розділ 1. Сучасний стан гірничих робіт та продуктивність кар'єру. Розділ 2 Вивчення шляхів підвищення якості підготовки гірських порід до виймання згідно досвіду кар'єрів Кривбасу. Розділ 3. Вибір бурового обладнання для відпрацювання глибоких горизонтів кар'єру ПРАТ «ПівнГЗК». Загальні висновки. Бібліографія.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): Схема використання попарнозближених зарядів у свердловинах, Схема роботи похилого заряду в підшві уступу, Схема підривання високих уступів на неприбрану гірничу масу, Варіація діаметра заряду залежно від висоти уступу, Конструктивні схеми свердловинних зарядів.

6. Консультанти по роботі, із зазначенням розділів роботи, що їх стосуються

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
Розділ 1	Григор'єв І.Є., доцент кафедри
Розділ 2	Вишневський В.В., начальник технічного відділу
Розділ 3	Григор'єв І.Є., доцент кафедри

7. Дата видачі завдання 19.05.2026 р.

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Збір та аналіз вихідних даних, огляд літератури	24.05.2026	
2	Аналіз сучасного стану бурового обладнання та технологій відкритих гірничих робіт	02.06.2026	
3	Дослідження шляхів підвищення ефективності буропідривних робіт	05.06.2026	
4	Виконання розрахунків парку обладнання для відпрацювання глибоких горизонтів Першотравневого кар'єру ПрАТ "Північний ГЗК"	09.06.2026	
5	Формулювання висновків, оформлення пояснювальної записки	16.06.2026	
6	Подання роботи на перевірку та підготовка до захисту	16.06.2026	
7	Підготовка презентаційних матеріалів	18.06.2026	

## ЗМІСТ

АНОТАЦІЯ	5
ВСТУП	7
РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА ПРОДУКТИВНІСТЬ КАР'ЄРУ	9
1.1. Загальна характеристика досліджуваного підприємства	9
1.2. Аналіз поточного стану гірничих робіт в Першотравневому кар'єрі ПрАТ «Північний ГЗК»	11
РОЗДІЛ 2. ВИВЧЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ ЗГІДНО ДОСВІДУ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ	23
2.1 Спарені і похилі свердловини	28
2.2 Підривання високих уступів на підпірну стінку	32
2.3 Практика використання котлових зарядів	35
2.4 Використання спеціальних конструкцій свердловинних зарядів	39
РОЗДІЛ 3. ВИБІР БУРОВОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ КАР'ЄРУ ПРАТ «ПІВНГЗК»	43
ВИСНОВКИ І РЕКОМЕНДАЦІЇ	56
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	58

## АНОТАЦІЯ

Матвієнко С.А. Дослідження шляхів підвищення ефективності підготовки гірських порід до виймання в умовах Першотравневого кар'єру ПрАТ «ПІВНГЗК». Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня бакалавр зі спеціальності 184 Гірництво, ОПП «Відкрита розробка родовищ» – ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2026.

**Мета роботи** – підвищення ефективності підготовки гірських порід до виймання в Першотравневому кар'єрі ПрАТ «Північний ГЗК» за рахунок використання обґрунтованих методів управління вибуховими роботами.

**Об'єкт дослідження** – процес підготовки гірських порід до виймання при відпрацюванні глибоких горизонтів Першотравневого кар'єру ПрАТ «Північний ГЗК».

**Предмет дослідження** – теоретичні основи і методи управління показниками буропідривних робіт.

### **Зміст роботи:**

У першому розділі виконано аналіз сучасного стану гірничих робіт на кар'єрі та визначено основні показники його продуктивності. У другому розділі проведено аналіз шляхів підвищення якості підготовки гірських порід до виймання згідно досвіду кар'єрів Кривбасу: похилі і спарені свердловини, котлові заряди, конструкції свердловинних зарядів. У третьому розділі виконано обґрунтування вибору бурового обладнання для відпрацювання глибоких горизонтів кар'єру ПрАТ «ПівнГЗК».

**Ключові слова:** буропідривні роботи, свердловина, розмір куска, буровий верстат, вибухова речовина, гранулометричний склад.

## ВСТУП

Сучасний етап розвитку залізорудного басейну Кривбасу характеризується значним ускладненням гірничо-геологічних та технічних умов експлуатації родовищ. Більшість залізорудних кар'єрів регіону, включаючи Першотравневий кар'єр ПРАТ «ПІВНГЗК», досягли значної глибини, що неминуче призводить до збільшення відстані транспортування гірничої маси, зростання обсягів розкривних робіт та підвищення міцності порід у глибоких горизонтах. Робота в таких умовах вимагає від підприємств максимальної інтенсифікації виробничих процесів, де першою і базовою ланкою є якісна підготовка гірських порід до виймання. Від ефективності цього етапу безпосередньо залежить продуктивність усього подальшого технологічного ланцюга, включаючи екскавацію, внутрішньокар'єрне транспортування та первинне дроблення руди на збагачувальній фабриці.

Попри високий рівень технічного оснащення, поточний стан буропідривних робіт на підприємстві стикається із низкою суттєвих проблем. Основними дестабілізуючими факторами є висока міцність та тріщинуватість масиву скальних порід, що призводить до нерівномірного подрібнення підірваної маси. Як наслідок, під час масових вибухів часто спостерігається підвищений вихід негабаритних фракцій або, навпаки, надмірне переподрібнення породи та утворення значної кількості пилу. Невентильовані зони глибоких кар'єрів погіршують екологічну ситуацію після вибухів, а незадовільна якість опрацювання підшви уступу створює додаткові перешкоди для ефективної роботи екскаваторного парку. Окрім цього, постійне зростання вартості вибухових речовин та бурового інструменту змушує шукати нові технологічні рішення для зниження питомих витрат при збереженні високої якості руйнування масиву.

Актуальність теми дослідження зумовлена гострою потребою ПРАТ «ПІВНГЗК» в оптимізації параметрів буропідривного комплексу в умовах Першотравневого кар'єру для зниження собівартості видобутку залізорудної сировини та підвищення загальної конкурентоспроможності підприємства.

Пошук і обґрунтування раціональних шляхів підвищення ефективності руйнування порід — через коригування параметрів сітки свердловин, впровадження сучасних неелектричних систем ініціювання, оптимізацію конструкції зарядів та врахування фактичного стану тріщинуватості масиву — дозволить забезпечити рівномірне фракційне подрібнення, зменшити витрати енергоресурсів і підвищити безпеку ведення гірничих робіт на глибоких горизонтах.

## **РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА ПРОДУКТИВНІСТЬ КАР'ЄРУ**

### **1.1. Загальна характеристика досліджуваного підприємства**

Першотравневе родовище залізистих кварцитів розташоване у Криворізькому районі Дніпропетровської області, охоплюючи північну частину Криворізького залізорудного басейну. Зважаючи на складні гірничо-геологічні умови залягання корисної копалини, яка представлена потужним крутопадаючим покладом, на підприємстві прийнята проста заглибна система розробки з зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід.

Еволюція проєктних рішень щодо розширення сировинної бази та нарощування виробничої потужності підприємства має тривалу історію, яка розпочалася з введення Першотравневого кар'єру в експлуатацію у 1964 році з початковою потужністю 13,5 мільйонів тонн сирої руди на рік. Уже у 1967 році було виконано перше проєктне завдання по збільшенню продуктивності до 17 мільйонів тонн. На початку вісімдесятих років інститутом Південдіпроруда розроблено проєкт розкриття нижніх горизонтів для підтримання потужності комбінату з доведенням річної продуктивності до 30,5 мільйонів тонн сирої руди. Наступні етапи модернізації координувалися проєктами інституту Укргіпроруда у 2004–2006 роках щодо розвитку сировинної бази до 2015 року, а також інститутом Південдіпроруда у 2017 році. На сучасному етапі діяльність підприємства регламентується генеральним проєктом відпрацювання Першотравневого родовища відкритим способом на перспективний період з 2021 по 2037 роки [1].

На цей час Першотравневий кар'єр досяг значних геометричних параметрів, де поточна глибина становить 485 метрів при розкритому робочому горизонті мінус 370 метрів. Ширина кар'єрного простору на денній поверхні складає 2400 метрів, а його довжина сягає 3250 метрів. Гірничі роботи активного видобутку ведуться одночасно на 33 горизонтах і планомірно посуваються в південному, південно-східному і північно-західному напрямках. З урахуванням фізико-механічних властивостей гірничих порід та параметрів використовуваного навантажувального

устаткування подальша розробка родовища передбачається уступами, висота яких по м'яких породах розкриву і зони вивітрювання дорівнює 12 м, а по скельних розкривних породах і руді становить 15 м [1].

Транспортно-логістична схема кар'єру чітко диференційована за глибиною залягання робочих горизонтів. Верхні розкривні горизонти на позначках плюс 102, 89, 77 та 65 метрів відпрацьовуються за прямою схемою з безпосереднім відвантаженням гірничої маси у залізничний транспорт, вивезення якого здійснюється через південну та північну виїзні траншеї. Горизонт плюс 53 метри і всі горизонти, що лежать нижче, відпрацьовуються із залученням технологічного автотранспорту. Автосамоскиди переміщують скельний розкрив на внутрішньокар'єрні перевантажувальні пункти, а руду доставляють на перевантажувальні майданчики та комплекси циклічно-потокової технології. З цих проміжних пунктів залізничним транспортом корисна копалина транспортується на дробильно-збагачувальну фабрику номер один, а розкривні породи прямують у відвал, розташований на західному борту кар'єру [1].

Комплексна механізація виробничих процесів базується на використанні потужного та сучасного гірничого обладнання. Для буріння вибухових свердловин на підприємстві застосовуються високопродуктивні верстати шарошечного буріння, а для прохідності контурного ряду свердловин задіяно буровий верстат Атлас Копко Флексірок Д60, який дозволяє споруджувати як вертикальні, так і похилі до 60 градусів свердловинні канали діаметром від 165 до 203 міліметрів. Навантажувальний флот кар'єру представлений важкими електричними канатними екскаваторами ЕКГ-10, ЕКГ-12 та надпотужними гідравлічними лопатами Хітачі ЕХ3600. Як рухомий склад залізничного транспорту використовуються думпкари вантажопідйомністю 105 тонн, магістральні тепловози та тягові агрегати, тоді як автомобільне вивезення забезпечується кар'єрними самоскидами БелАЗ вантажопідйомністю 130 тонн та САТ вантажопідйомністю 180 тон [1].

Проектування та проведення буропідривних робіт у кар'єрі здійснюється у суворій відповідності до вимог галузевих правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами, технічних правил ведення вибухових робіт на денній поверхні та інструкцій з безпечної організації масових вибухів. Параметри свердловинних зарядів розраховуються з урахуванням сучасного наукового досвіду, норм технологічного проектування залізородних підприємств та фактичних даних промислових вибухів, включаючи обов'язковий контроль сейсмічної безпеки та тиску у фронті ударної повітряної хвилі. Оцінка безпечних меж є критично важливою, оскільки в радіус потенційної небезпечної зони підривних робіт потрапляють промислові та цивільні об'єкти суміжних підприємств, серед яких товариства з обмеженою відповідальністю ГД Комета та Промислова компанія Гермес-2016, гаражно-будівельний кооператив Первомайский-3, а також споруди публічного акціонерного товариства Кривбасзалізрудком [1].

## **1.2. Аналіз поточного стану гірничих робіт в Першотравневому кар'єрі ПрАТ «Північний ГЗК»**

Характерною ознакою нинішнього етапу розвитку гірничодобувного комплексу України є суттєве зниження виробничих потужностей кар'єрів, погіршення ключових техніко-економічних показників та накопичення значних обсягів заборгованості за розкривними роботами. Стратегічним вектором подолання цих кризових явищ та підвищення рентабельності відкритого способу розробки залізородних родовищ є підвищення якості проєктно-конструкторських рішень, а також комплексне удосконалення техніки і технологій як на стадії вилучення мінеральної сировини, так і під час її подальшої переробки [2]. Системні прогностичні дослідження, виконані провідними науково-дослідними та проєктними інститутами, підтверджують, що вітчизняна гірничо-промисловість ще протягом тривалого часу розвиватиметься із безумовним домінуванням відкритого способу видобутку.

Ключовим інфраструктурним ядром залізорудної галузі країни залишається Криворізький басейн, на частку якого припадає близько 15% світового видобутку залізорудної сировини. Питома вага відкритої розробки в Кривбасі досягає 65%. Постійна інтенсифікація виробництва та нарощування обсягів видобутку зумовили високі темпи пониження гірничих робіт, внаслідок чого глибина більшості залізорудних кар'єрів басейну вже перевищила 250 метрів.

Суттєве заглиблення робочих зон призвело до стрімкого зростання логістичного навантаження на підприємства. На сьогодні витрати на внутрішньокар'єрне транспортування гірничої маси значно зросли і становлять 55–60% від загальної собівартості видобутку або близько 60% від сумарних працевтрат. За цих умов масштабне впровадження циклічно-поточної технології (ЦПТ) визнано головним напрямком науково-технічного прогресу та базовою умовою стабілізації роботи глибоких кар'єрів Кривбасу [1, 2].

Одним із провідних підприємств країни у сфері видобутку та збагачення бідних неокиснених залізистих кварцитів є Північний гірничо-збагачувальний комбінат (ПрАТ «ПівНГЗК»), поточна виробнича потужність якого за сировою рудою становить 17 млн тонн на рік [2]. Масштабність діяльності комбінату відображається параметрами його земельного відводу, загальна площа якого становить 4202 га. Структурний розподіл земельного фонду за основними технологічними об'єктами підприємства демонструє високу концентрацію площ під хвостосховищами та відвальним господарством.

Кінцеві параметри Першотравневого кар'єру відповідно діючого проєкту набувають наступних значень, наведених в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Ключові параметри системи розробки [1]

Параметри		Показники
1.	Висота уступів: - по наносах, м - по скельних породах, м	10 15
2.	Кути укосів на постійних бортах: - по наносах, градус - по окислених тріщинуватих кварцитах сланцях, градус - по монолітних залізистих породах, градус	30 45-50 55-60
3.	Ширина транспортних і запобіжних берм: - під залізничні шляхи, - під автошляхи, м - запобіжні, м	11-20 20-30 10-15
4.	Результуючі кути укосів бортів: - по західному борту, градус - по східному борту, градус - по північному борту, градус	23-28 27-31 32-39

На сучасному етапі відпрацювання кар'єрний простір розділений на двадцять п'ять робочих горизонтів і поглиблений до позначки мінус двісті вісімдесят дев'ять метрів. Сумарна протяжність фронту гірничих робіт на підприємстві становить близько двадцяти семи кілометрів, з яких тринадцять цілих і дві десятих кілометра припадає на рудні поклади, а тринадцять цілих і вісім десятих кілометра — на скельний розкриття. При цьому довжина активного фронту становить вісім цілих і п'ять десятих кілометра по руді та чотири цілі і дві десятих кілометра по скельних породах. За весь період експлуатації родовища з кар'єру було вилучено 1343,784 тисячі тонн руди та 455,463 мільйона кубічних метрів розкриття порід. Поточні балансові запаси корисних копалин оцінюються у 1721,8 мільйона тонн, тоді як обсяг промислових запасів, безпосередньо готових до вилучення, становить 1052,3 мільйона тонн.

Внутрішньокар'єрна логістична інфраструктура характеризується значною масштабністю та високою розгалуженістю комунікацій. Сумарна протяжність автомобільних доріг у контурі кар'єру сягає п'ятдесяти вісьми цілих і шести десятих кілометра, а розгорнута довжина залізничних колій

становить двісті вісімдесят сім цілих і дев'яносто дев'ять тисячних кілометра, надійне функціонування яких забезпечують понад сімсот стрілочних переводів. Протяжність спеціалізованих пересувних колій безпосередньо у кар'єрі складає тридцять одну цілу і сімсот п'ятдесят чотири тисячних кілометра, а в межах відвального господарства — двадцять одну цілу і дві десятих кілометра. Енергозабезпечення залізничного транспорту підтримується контактною мережею загальною довжиною двісті дев'яносто кілометрів. За такої схеми середня відстань транспортування гірничої маси до приймальних пунктів становить дев'ять цілих і вісім десятих кілометра для залізорудної сировини та сім цілих і п'ять десятих кілометра для скельних порід розкриву.

Перспективи подальшого розвитку гірничих робіт на родовищі безпосередньо пов'язані з поетапною розконсервацією раніше залишених запасів руди. Кінцеві границі відкритої розробки при розносі бортів кар'єру визначаються специфікою залягання синклінальної структури субмеридіонального простягання, яка плавно занурюється у північному напрямку під кутом від десяти до двадцяти градусів, а також граничною глибиною геологічної розвідки залізорудного покладу. На денній поверхні просторові межі підприємства лімітуються природними та техногенними чинниками, зокрема загальними контурами рудного поля, безпосередньою близькістю русла річки Саксагань на півдні, а на північному напрямку — межами діючого кар'єру номер три Новокриворізького гірничо-збагачувального комбінату.

Для успішного вилучення значних обсягів залізистих кварцитів, що наразі законсервовані під східним бортом, чинним проєктом передбачається планомірне розширення кар'єрного простору у східному напрямку, яке реалізовуватиметься без перенесення існуючих на борту капітальних споруд та промислових об'єктів. При цьому північно-східна межа розносу обмежується технологічною зоною штучного відвідного каналу місцевого відводу річки Саксагань, а розширення цього крила дозволить додатково залучити до відпрацювання близько ста п'ятдесяти мільйонів тонн

магнетитових руд. Західний борт кар'єру на сьогоднішній день переважно сформований до глибинних позначок від двохсот двадцяти до двохсот вісьмидесяти метрів і концентрує всі ключові транспортні комунікації, розраховані на відпрацювання до трьохсотметрової глибини. Нижче цього рівня, по граничному контуру поширення покладу під західним бортом, тимчасово законсервовано близько ста вісімдесяти мільйонів тонн неокиснених кварцитів, вилучення яких повністю регламентується поточним проєктом розвитку.

Межі північно-західного борту кар'єра вже повністю відбудовані й оформляються в даний час таким чином, що майбутні процеси розконсервації суміжних ділянок практично не змінять їхнього геометричного положення. У відбудованому в такий спосіб єдиному кар'єрному контурі Північного гірничо-збагачувального комбінату за історичними даними станом на перше січня двохтисяч сьомого року загальні балансові запаси неокиснених кварцитів склали одну тисячу двісті двісті сім цілих і тридцять дев'ять сотих мільйона тонн, де чистий приріст сировини за рахунок розконсервації східного, південного та західного бортів досяг позначки близько п'ятисот мільйонів тонн. Разом із цим, через надмірну капіталомісткість та величезний обсяг супутніх будівельно-монтажних робіт із реконструкції діючих транспортних комунікацій та будівництва нового відвідного каналу, повне вилучення рудних запасів у південній частині родовища на сучасному етапі визнано економічно та технологічно недоцільним.

Вилучення ста сорока п'яти мільйонів тонн запасів залізистих кварцитів, що наразі законсервовані у транспортних бермах південного борту, планується здійснювати в межах чинних контурів денної поверхні. Ці межі чітко обмежені розташуванням діючих магістральних транспортних комунікацій горизонту плюс сорок два метри. Безпосередня розробка цієї ділянки віднесена на завершальний період експлуатації кар'єрного поля і відбуватиметься в міру планової ліквідації та демонтажу залізничних колій, розгорнутих на південному схилі.

Специфіка просторового розмежування гірничих відводів полягає в тому, що межа між Першотравневим магнетитовим та Валявкинським родовищами проходить по лінії одинадцятого розвідувального профілю. Через те, що розробка цих двох суміжних покладів ведеться відокремленими самостійними кар'єрами, на їхньому стику сформувався міжкар'єрний цілик. Цей масив наразі задіяний під розміщення стратегічних транспортних, інженерних та господарських комунікацій кар'єру номер три Центрального гірничо-збагачувального комбінату. Внаслідок цього поточна північна границя кар'єрного поля Північного ГЗК є жорстко зафіксованою контурами зазначеної цілини між кар'єрами і не може бути розширена, що унеможлиблює повне вилучення всіх розвіданих запасів уздовж одинадцятого профілю до граничної проєктної глибини родовища.

Загалом у межах чинного проєкту за лінією північного борту, але дещо південніше одинадцятого профілю, залишаються тимчасово недоступними для відпрацювання п'ятсот вісімдесят мільйонів тонн неокиснених кварцитів. У структурі цих втрат чотириста десять мільйонів тонн припадає безпосередньо на охоронний міжкар'єрний цілик, а ще сто сімдесят мільйонів тонн заблоковані у підруслівій зоні річки Саксагань. Проведення виїмкових робіт під водною артерією стане технологічно можливим лише за умови реалізації масштабного інженерного проєкту з повного відведення русла річки за межі південної групи залізрудних родовищ басейну.

Згідно з технічним завданням комбінату на виконання поточного коригування проєкту та відповідними додатками до нього, перспективна виробнича потужність кар'єру за видобутком сирової руди проаналізована у двох альтернативних варіантах розвитку — двадцять два та двадцять шість мільйонів тонн магнетитових кварцитів на рік. Такі базові динамічні параметри, як темпи річного пониження гірничих робіт, просторова дислокація видобувного устаткування на лініях активного фронту, а також сумарний обсяг готових до виїмки запасів для різних розрахункових періодів за обома варіантами річної продуктивності, детально систематизовані та наведені у таблиці три цілих дві десятих.

Провезення гірничих робіт і вилучення запасів залізистих кварцитів, що наразі заблоковані в охоронному міжкар'єрному цілику (цілині), стане технічно можливим лише після повного перенесення стратегічних комунікацій кар'єру №3 Новокриворізького ГЗК (НКГЗК). Цей комплекс інфраструктурних заходів може реалізовуватися узгоджено як з боку Північного ГЗК, так і з боку НКГЗК. Зважаючи на те, що для ПівнГЗК питання залучення цих обсягів руди у виробництво набуде практичної актуальності не раніше ніж через 20–25 років, на поточній стадії інженерного проєктування детальний розгляд цього етапу визнано передчасним і не здійснюється.

Організація чіткої та ритмічної взаємодії на всіх етапах гірничо-транспортного процесу суттєво залежить від прийнятого режиму роботи підприємства. Для Першотравневого кар'єру встановлено безупинний (безперервний) річний режим роботи. Це безпосередньо пов'язано з графіком функціонування всього збагачувального комплексу, з яким видобувний майданчик об'єднаний спільною технологічною схемою. Таким чином, плановий фонд часу становить 365 календарних днів на рік [7].

Аналогічний безперервний графік тривалістю 365 днів на рік приймається для розкривних ділянок та всього кар'єрного транспорту (залізничного й автомобільного). Добовий режим роботи для видобутку, розкриву та транспорту передбачає дві робочі зміни тривалістю по 12 годин кожна (загалом 24 години на добу).

Натомість для бурової ділянки з огляду на специфіку підготовчих робіт прийнято дискретний графік: одна робоча зміна тривалістю 8 годин на добу при п'ятиденному робочому тижні з двома загальними вихідними днями [1].

Річний фонд робочих днів для бурової ділянки обчислюється шляхом виключення з календарного періоду всіх регламентованих простоїв, свят та вихідних за формулою:

$$T_{\text{роб.бур}} = T_{\text{к}} - (T_{\text{виб}} + T_{\text{вих}} + T_{\text{св}} + T_{\text{ін}})$$

Де параметри мають такі нормативні значення:

$T_{\text{к}}$ — календарний фонд днів у році;

$T_{\text{виб}}$  — кількість днів простою устаткування через проведення масових вибухів 12 діб;

$T_{\text{вих}}$  — сумарна кількість вихідних днів протягом року ( $T_{\text{вих}} = 104$  доби);

$T_{\text{св}}$  — кількість офіційних святкових днів, 10 діб;

$T_{\text{ін}}$  — інші прогнозовані організаційно-технічні простої, 3 доби

Підставивши вихідні дані у рівняння (3.1), визначимо чистий час роботи бурових верстатів:

Оскільки для бурової ланки прийнято однозмінний добовий режим, загальна кількість робочих змін на рік ( $n_{\text{зм.бур}}$ ) дорівнюватиме кількості робочих днів:

Для видобувних діляниць кар'єру та технологічного транспорту, які працюють за безперервним графіком, але зупиняються на час проведення масових вибухів у вибоях, загальнодержавних свят та супутніх планових ремонтів, кількість робочих днів (активних добових циклів) розраховується аналогічним виключенням профільних простоїв за формулою (3.2):

$$T_{\text{см}} = T_{\text{к}} - (T_{\text{виб}} + T_{\text{св}} + T_{\text{ін}})$$

Отриманий показник ( $T_{\text{см}} = 340$ ) відображає базову кількість діб інтенсивного ведення виймально-навантажувальних та транспортних операцій протягом року, що при двосмінному добовому графіку гарантує стабільне виконання запланованих обсягів виробництва комбінату.

Графік функціонування допоміжних цехів, сервісних діляниць та супутніх служб забезпечення кар'єру оптимізовано під стандартний дискретний режим. Вони працюють в одну зміну за п'ятиденного робочого тижня з двома фіксованими вихідними днями. Річний баланс робочого часу для цих підрозділів обчислюється за такою залежністю:

$$T_{\text{доп}} = T_{\text{к}} - (T_{\text{вих}} + T_{\text{св}}) = 365 - (104 + 10) = 251 \text{ діб}$$

Базовим параметром для розгортання подальших інженерних обчислень є задана річна продуктивність кар'єру за сирою залізною рудою, яка виражається в тоннах на рік ( $A_{\text{річ}}$ ). За встановленого для умов родовища

експлуатаційного коефіцієнта розкриву  $K_{роз} = 0,2984$  м<sup>3</sup>/т, обсяг річних розкривних робіт у щільному тілі визначається за формулою:

$$V_{річ} = A_{річ} \cdot K_{роз}, \text{ м}^3/\text{рік}$$

Інтегральна річна продуктивність кар'єру за сумарною гірською масою ( $Q_{річ.гм}$ ), що поєднує в собі об'ємні показники вилучення як корисних копалин, так і містких порід, розраховується за формулою:

$$Q_{річ.гм} = \frac{A_{річ}}{\gamma_p} + V_{річ}, \text{ м}^3/\text{рік}$$

де  $\gamma_p$  — середня щільність залізистих кварцитів у масиві, т/м<sup>3</sup>.

Для забезпечення стабільної та безперебійної роботи підприємства впродовж року, добова продуктивність кар'єру визначається з урахуванням коефіцієнта нерівномірності виробничого процесу ( $k_H = 1,1$ ):

$$Q_{доб} = \frac{Q_{річ} \cdot k_H}{T_{зм}}, \text{ од. виміру/добу}$$

За цією залежністю диференційовано обчислюються добові потоки вантажів:

- За корисна копалиною (рудю):  $Q_{доб.р}$ , т/добу
- За розкривними породами (скелею):  $Q_{доб.ск}$ , м<sup>3</sup>/добу

Змінна продуктивність кар'єрного простору, яка безпосередньо лімітує змінне завдання для виймально-транспортних бригад, розраховується шляхом поділу добового обсягу на кількість робочих змін у добі ( $n_{зм} = 2$ ):

$$Q_{зм} = \frac{Q_{доб}}{n_{зм}}, \text{ од. виміру/зміну}$$

Аналогічно до добового плану, змінна потужність розподіляється на два ключові напрямки.

У загальній технологічній схемі відкритої розробки родовищ із міцними та надміцними типами порід буропідривні роботи (БПР) виступають головним підготовчим етапом, що повністю зумовлює ефективність усіх наступних процесів.

Перед підривним комплексом кар'єру ставиться першочергове завдання — якісна та контрольована підготовка скельного масиву до

подальшої екскавації електричними чи гідравлічними лопатами та подальшого транспортування автомобільним чи залізничним транспортом.

Внаслідок енергетичного впливу промислового вибуху необхідно досягти таких результатів.

Безпечне та чітке відокремлення підірваної частини масиву від моноліту суворо за наміченими проєктними лініями відриву та контурами безпечного уступу.

Рівномірне подрібнення міцної породи до оптимального фракційного складу (кондиційного шматка), що виключає появу негабариту та мінімізує знос зубів ковша екскаватора і кузовів самоскидів.

Створення оптимального за шириною та висотою вибухового розвалу гірничої маси, який забезпечує максимальний коефіцієнт наповнення ковша навантажувальних машин за мінімальний час тривалості робочого циклу.

До організації та проведення буровибухових робіт (БВР) у кар'єрному просторі висувається комплекс жорстких технологічних, економічних та екологічних вимог:

- Забезпечення якісного дроблення скельного масиву за мінімального виходу переподрібнених фракцій (пилу) та повного збереження природної сортності й якісних характеристик залізородної сировини.
- Співвісність геометричних параметрів, форми та ширини розвалу підірваної гірничої маси з технічними і робочими характеристиками навантажувально-транспортного устаткування кар'єру.
- Обсяг одночасно обваленої гірничої маси від масового вибуху має повністю покривати планову продуктивність виймальної ланки, створюючи необхідний тривалий резерв готових до виїмки запасів.
- Досягнення максимальної ресурсощадності (мінімізація питомих витрат вибухових речовин і засобів ініціювання) за безпрецедентного дотримання вимог промислової безпеки для персоналу та обладнання.
- Мінімізація деструктивного техногенного впливу на навколишнє природне середовище (зниження сейсмічної дії, зменшення викидів отруйних газів та пилової хмари в атмосферу).

Важливим лімітуючим фактором, що безпосередньо впливає на тривалість циклу черпання та продуктивність екскаваторів, є граничний розмір шматка підірваної породи. Максимально допустимий (кондиційний) поперечний розмір окремої фракції гірничої маси визначається залежно від місткості робочого органу виймальної машини за такою математичною формулою:

$$d_{max} \leq 0.8 \cdot \sqrt[3]{E}$$

У цьому рівнянні змінна  $E$  відображає номінальну геометричну місткість ковша кар'єрного екскаватора, виражену в кубічних метрах. Важливе експлуатаційне правило: Будь-які шматки вибухового розвалу, лінійні розміри яких перевищують обчислене критичне значення (так званий негабарит), підлягають обов'язковому вторинному дробленню. Ця операція здійснюється безпосередньо у робочій зоні вибою із залученням спеціалізованих гідромолотів або шпурових зарядів до моменту початку екскавації.

Зважаючи на екстремальні фізико-механічні властивості залізистих кварцитів Першотравневого родовища, де коефіцієнт міцності порід за шкалою професора М. М. Протодьяконова варіюється в межах  $f = 10 \dots 18$ , процес спорудження вибухових свердловин потребує застосування надважкого руйнівного інструменту. Для роботи у таких високоміцних скельних масивах на ПрАТ «ПІВНГЗК» базово експлуатуються потужні верстати шарошечного буріння типу СБШ-250 МНА, які здатні забезпечити ефективне механічне руйнування породи за рахунок значного осьового зусилля на долото та високої крутної сили.

Таблиця 1.2 – Показники шарошкового буріння

Спосіб буріння	Загальна потужність, кВт	Діаметр свердловини, мм	Швидкість буріння, м/год	Питома потужність, кВт*г/дм <sup>3</sup>	Об'ємна продуктивність, дм <sup>3</sup> /год
Шарошечне (СБШ-250МНА)	386	250	5 - 8	1,57	245,4

Відповідно до прийнятих інженерних рішень, графік роботи бурової ланки кар'єру організовано в однозмінному режимі, що дозволяє чітко координувати підготовку блоків до підривання. Задля забезпечення максимальної енергетичної ефективності руйнування міцного масиву на ПрАТ «ПІВНГЗК» впроваджено диференційований підхід до вибору промислових вибухових речовин залежно від гідрогеологічного стану вибоїв. Для обводнених свердловин застосовуються спеціалізовані водостійкі суміші, такі як гранулотол, Україніт ПП-1 та Україніт ПП-2, а також допускається використання грамоніту 79/21, проте виключно за умови його попереднього завантаження у захисні поліетиленові рукава для запобігання контакту з кар'єрними водами. У сухих же свердловинах експлуатуються високоефективні безводні сполуки, представлені грамонітом 79/21 та компалайтом ГС, тоді як для безпечної ліквідації негабаритних шматків породи безпосередньо на робочих майданчиках уступів методом вторинного дроблення використовується патронований амоніт номер 6ЖВ [1].

Мінімізація ручної праці під час підготовки масових вибухів є базовою умовою підвищення промислової безпеки та зниження собівартості видобутку залізорудної сировини. Для автоматизованого наповнення як сухих, так і обводнених свердловин запроєктовано використання універсальної зарядної машини типу МЗ-8, автоматизація подачі компонентів у якій дозволяє наростити темпи підготовки блока в два або два з половиною рази порівняно з немеханізованим способом, забезпечуючи високу технічну продуктивність. Крім того, для надійної герметизації устя свердловин та утримання енергії газоподібних продуктів детонації всередині масиву передбачено залучення спеціалізованої забійної машини ЗС-1. Інтеграція цього забійного агрегату забезпечує стрімке зростання питомої продуктивності праці на забійних операціях у три рази порівняно з ручним засипанням, а також дозволяє знизити прямі витрати на формування забійного стовпа в два цілих і чотири десятих рази.

## **РОЗДІЛ 2. ВИВЧЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ ЗГІДНО ДОСВІДУ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ**

Ефективність та якість подрібнення скельного масиву безпосередньо корелюють із повнотою та раціональністю використання кінетичної й теплової енергії промислових вибухових речовин. На сучасному етапі розвитку залізрудних кар'єрах типова висота робочих уступів переважно варіюється в діапазоні 12–17 метрів. Виходячи з конкретних гірничо-геологічних умов, показників вибуховості порід, а також прийнятої геометрії уступу, розраховуються критичні параметри свердловини, зокрема величина її перебуру та висота забійки. У загальній практиці довжина перебуру зазвичай становить до 3 метрів, тоді як висота забійного стовпа коливається від 4 до 8 метрів. Наприклад, за умов відпрацювання уступу висотою 15 метрів проєктна довжина перебуру досягає 3,5 метра, що становить близько 16% від повної глибини свердловини, корисна протяжність колонки заряду речовини дорівнює 10–12 метрів, а на забійну частину відводиться ще від 4 до 8 метрів, або від 20% до 40% загального простору свердловини.

Таке геометричне співвідношення свідчить про те, що приблизно 40–50% загальної лінійної довжини пробуреної свердловини фактично виключається з процесу активного розміщення вибухового заряду. Це залишає лише 40–60% простору для безпосереднього розподілу енергії детонації, яка виконує корисну роботу з відбійки та подрібнення міцного масиву. У підсумку коефіцієнт корисного використання бурових свердловин як за лінійною висотою, так і за корисним об'ємом на вітчизняних залізрудних кар'єрах становить лише 25–35%, що зумовлює значну нерівномірність розподілу питомої енергії по висоті уступу. Ефективним інженерним рішенням для подолання цього технологічного недоліку та радикальної інтенсифікації процесу руйнування порід є перехід до методики підривання високих уступів, яка дозволяє підвищити рівень використання

енергії вибуху, оптимізувати питому вагу корисної колонки заряду та покращити техніко-економічні показники буровибухового комплексу.

У сучасній практиці ведення підривних робіт розроблено та апробовано різноманітні методи цілеспрямованого управління енергетичними параметрами свердловинних зарядів. Усі вони базуються на глибокому дослідженні фізичної сутності процесів, що протікають як у самому циліндричному заряді речовини в момент детонації, так і в навколишньому скельному середовищі під дією ударних хвиль та розширення газоподібних продуктів. Аналіз існуючих теоретичних підходів свідчить про наявність значної кількості математичних і фізичних моделей, за допомогою яких досліджується дія вибуху на тверде середовище. Разом із тим, у науковій спільноті досі відсутня єдина, закінчена фундаментальна теорія, яка здатна інтегрально врахувати весь спектр динамічних, термодинамічних та хвильових процесів, що супроводжують детонаційну взаємодію заряду з тріщинуватим гірським масивом [4].

У сучасній геомеханіці формування уявлень про механізми руйнування гірських порід під дією вибуху базується на кількох фундаментальних теоретичних моделях. Зокрема, О.Є. Власов припускає, що передача вибухової енергії навколишньому середовищу відбувається миттєво, а подальший потенційний рух масиву описується класичним рівнянням Лапласа [5]. Попри високий ступінь математичної вивченості цього рівняння, на практиці виникають значні труднощі при визначенні потенціалу поля початкових швидкостей, через що кінцеві результати є доволі громіздкими й придатними лише для наближеної експертної оцінки. Аналогічно до цієї концепції, енергетична теорія Г.І. Покровського також розглядає процес передачі енергії як миттєвий акт, зумовлений ударною дією продуктів детонації, де масив руйнується переважно під безпосереднім впливом хвилі стиску. Розвиваючи цей напрямок, Н.В. Мельников довів, що миттєва детонація циліндричного заряду викликає в гірській породі хвилі стиснення та розтягування, які симетрично й концентрично поширюються від осередку вибуху [6].

Якісно інший, поетапний підхід запропонував О.М. Ханукаєв, який вважає, що при вибуху основну роль у руйнуванні скельних порід відіграє на першому етапі ударна хвиля, а потім хвиля напружень. Допоміжну ж функцію виконує та частина енергії продуктів вибуху, яка не перейшла в ударну хвилю руйнування, і її ефективність безпосередньо залежить від акустичної жорсткості конкретної породи [5]. У наукових працях Г.П. Демідюка механізм руйнування гірських порід поставлений у жорстку залежність від геометричного відношення величини лінії опору по підшві до діаметра свердловинного заряду. За такої моделі, коли напруження розтягування, що виникають при інтерференції падаючої хвилі та хвилі, відбитої від оголеної поверхні, перевищують граничні значення міцності порід, відбувається руйнування середовища відколом. Особливе визнання серед дослідників здобули зонні моделі руйнування, коли все середовище умовно розбивається на окреми зони, а поведінка матеріалу всередині цих зон описується різними рівняннями залежно від характеру деформації. Теоретична схема дії вибуху в твердому середовищі в квазістатичному наближенні передбачає, що на заключній стадії розширення вибухової порожнини міцнісні властивості середовища відіграють вирішальну роль, і тиск газів усередині порожнини повністю врівноважується напруженнями на її межі [6].

При переході від теоретичних моделей до реальних умов кар'єру, робота свердловинного заряду першого ряду суттєво ускладнюється через геометричні параметри уступу. Наявність похилого укосу зумовлює нерівномірний опір масиву по висоті, а сам вибуховий імпульс за своєю природою розвитку та дією на середовище характеризується нерівномірною віддачею енергії. Хвилі в породі, що збуджуються вибухом, мають дуже високий тиск на початковому фронті і швидко згасають у міру поширення в масиві. Через це значна частина енергії вибуху непродуктивно витрачається на пластичні деформації та на переподрібнення середовища поблизу осередку вибуху, що призводить до відповідного зниження тієї частини енергії, яка витрачається на корисну роботу з якісного дроблення блоку. Ситуація ускладнюється ще й тим, що міцнісні властивості масиву

змінюються з глибиною, а верхня частина уступу вже інтенсивно зруйнована під дією вибуху зарядів вищележачого горизонту і має знижену міцність. Крім зміни властивостей міцності, з глибиною змінюється навантаження на заряд і за рахунок сил гравітації вищележачих шарів порід.

У загальному випадку епюра розподілу навантаження по висоті уступу, що підсумовує зміну властивостей міцності порід і сили гравітації, може бути представлена у вигляді плавної кривої. Очевидно, що найбільший опір дії вибуху свердловинний заряд зустрічає саме по підошві уступу, а при підриванні високих уступів це значення стає максимальним. У зв'язку з цим виникає гостра необхідність у вишукуванні такого методу вибухових робіт, при якому розпушена гірська маса мала б задану кускуватість в об'ємах, що забезпечують високу продуктивність машин та обладнання, а перевищення по підошві уступу були б мінімальними. Цей висновок повністю підтверджується і натурними промисловими випробуваннями, зокрема відомим досвідом підривання високих уступів на підібраний вибій, що успішно реалізується на залізородних кар'єрах ПРАТ «Північний ГЗК» у Кривому Розі.

Історичний досвід застосування традиційних конструкцій свердловин на підприємствах показує, що тривалий час вони являли собою суцільні заряди вибухової речовини, де як забійка використовувалася звичайна бурова дрібниця. Незважаючи на уявні сприятливі умови інтенсифікації руйнування при підриванні на підібрані уступи завдяки наявності додаткових вільних площин оголення масиву, фактична якість таких вибухів залишалася незадовільною. Особливо критична ситуація фіксувалася в першому ряду підривного блоку, де висота залишкових порогів і перевищень по підошві уступу після відбиття становила від одного цілого і п'яти десятих до трьох метрів, що суттєво ускладнювало подальшу безпечну роботу навантажувального обладнання у вибої.

Сучасні геомеханічні уявлення про фізичну природу керування параметрами вибухового імпульсу в міцних скельних масивах базуються на тому, що процес деструкції твердого тіла складається з двох послідовних стадій. На першій, докритичній стадії, відбувається зародження та відносно

повільне в'язке підростання мікротріщин, яке згодом переходить у другу, критичну стадію, що супроводжується лавинним та неконтрольованим розростанням магістральних тріщин. Під час швидкопротікаючих процесів динамічного навантаження за умов достатньої концентрації енергії детонації накопичення мікротріщин відбувається рівномірно в усьому задіяному об'ємі, а сумарна кількість новоутворених точок руйнації стрімко збільшується пропорційно зростанню швидкості прикладання сили, що створює оптимальні передумови для якісного подрібнення породи в ближній зоні вибуху. Натомість при відносно повільних швидкостях навантаження рух дислокацій локалізується вздовж основних ліній ковзання, які зумовлені природною структурною неоднорідністю скельного масиву або наявністю мікродефектів. Це дозволяє стверджувати, що розробка оптимальних методів руйнування має базуватися на оптимізації швидкості навантаження масиву як головного інструменту регулювання кінетики мікродефектів для управління процесом тріщиноутворення, а також на впровадженні спеціальних технологічних прийомів, які піддають породу повторному або нерівномірному динамічному впливу.

Спираючись на зазначені теоретичні засади та методи цілеспрямованого управління енергією вибухової хвилі, для специфічних умов залізорудних кар'єрів були розроблені та апробовані кілька прогресивних способів підривання високих уступів. Першим із таких підходів є руйнування скельних порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів, що дозволяє значно краще перерозподілити питому енергію у просторі. Другим напрямком виступає технологія вибуху на неприбрану гірську масу, яка за рахунок додаткового підпору суттєво покращує загальну якість дроблення підірваного блока. Окрім того, високу ефективність демонструє третій підхід, заснований на методі використання котлових зарядів, що забезпечує концентрацію вибухових речовин у нижній частині свердловини, а також четвертий спосіб, що передбачає застосування комбінованих свердловинних зарядів, конструкція яких дозволяє диференціювати енергетичний вплив по всій висоті високого уступу.

## 2.1 Спарені і похилі свердловини

Модифікація геометричних параметрів системи розробки, зокрема перехід до прогресивної технології відпрацювання високих уступів, неминуче вимагає пропорційного збільшення величини лінії опору по подошві уступу. З огляду на загальний комплекс технічних вимог до буровибухового виробництва, саме якість руйнування та розпушення скельного масиву на рівні подошви вибою виступає головним критерієм оцінки сумарної ефективності масового вибуху. Досягнення нормативних показників у цій зоні суттєво полегшується за умови впровадження похилих та парно-зближених свердловинних зарядів, які забезпечують якісне та рівномірне подрібнення порід в основі уступу. Проблематиці просторової та гідродинамічної взаємодії зарядів у затиснутому середовищі присвячено значний масив фундаментальних наукових праць [11-15]. Такий стійкий інтерес з боку дослідників зумовлений суттєвою різницею умов деструкції, що виникають безпосередньо у сфері дії лінії розташування самих зарядів, порівняно з вектором лінії найменшого опору. Локальна концентрація динамічних напружень уздовж лінії двох або кількох суміжних свердловин призводить до спрямованого виникнення первинних тріщин у цьому напрямку, які в загальній кінетиці руйнування зароджуються та розвиваються значно раніше за інші системи розривів.

Досліджуючи безпосередній вплив коефіцієнта зближення свердловинних зарядів на підсумковий гранулометричний склад підірваного блока, Г.П. Демідюк висунув наукове припущення щодо фізичної природи цього процесу. Відповідно до його висновків, до головних причин покращення якісного опрацювання подошви вибою та підвищення загального ступеня подрібнення скельної породи належать одночасне збільшення відносної відстані між сусідніми зарядами та планомірне зменшення питомої величини відносної лінії опору по подошві уступу [6]. Ця теоретична гіпотеза згодом знайшла своє вагоме інструментальне підтвердження під час проведення лабораторних експериментів. Зокрема,

результати високошвидкісної кінозйомки динамічного процесу руйнування експериментальних моделей наочно продемонстрували, що збільшення відносної просторової відстані між зарядами, які детонують одночасно, призводить до стрибкоподібного зростання кінетичної енергії рухомої підірваної маси, забезпечуючи формування оптимального за структурою розвалу гірничої маси.

Ефективність використання зближених зарядів ВР критично залежить від інтервалу між ними, який має бути точно розрахований для конкретних гірничо-геологічних умов. Перевищення цієї оптимальної відстані призводить до локалізації енергії кожного окремого вибуху та нівелює синергетичний ефект від їхньої спільної дії.

Під час детонації одиночних циліндричних зарядів у тріщинуватому анізотропному масиві формується еліптична зона руйнування з нерівномірним полем квазістатичних напруг. Щоб підвищити якість дроблення, необхідно трансформувати цей фронт напруг і наблизити його до плоского. Такого результату досягають або за допомогою щілинних зарядів, або через одночасне ініціювання групи зближених свердловин. При цьому плоска конфігурація хвилі напруг утворюється лише за умови суворого дотримання розрахункової відстані між осями зарядів (рис. 2.1).

Наявність вільної поверхні уступу кар'єру в поєднанні з одночасним підриванням близько розташованих зарядів докорінно змінює механіку руйнування масиву. Взаємодія хвиль детонації у такому середовищі провокує виникнення інтенсивних розтягувальних напружень у тангенціальному напрямку, що значно полегшує подрібнення породи.

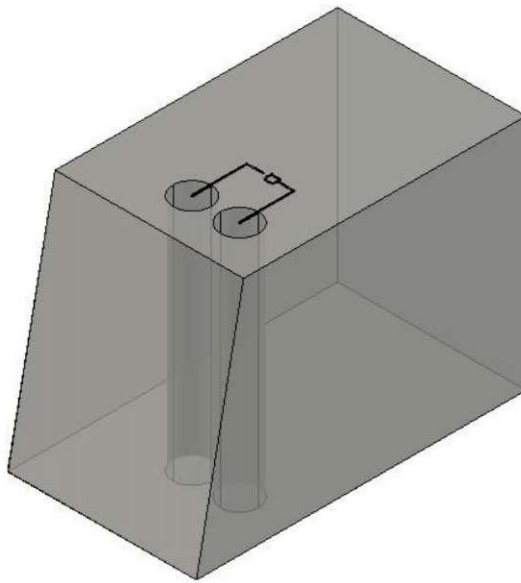


Рис. 2.1 – Схема використання попарнозближених зарядів у свердловинах [16]

Значення параметра  $a$ , що визначає раціональну відстань між зближеними свердловинами, знаходять за формулою:

$$a = \frac{1,5 \cdot \left[ \frac{\rho_{\text{вв}} \cdot D^2}{2 \cdot (1 + J) \cdot \sigma_*} \right]^{0.88} \cdot b}{W_n}, \quad (2.1)$$

де  $\rho_{\text{вв}}$  – питома вага, кг/м<sup>3</sup>;

$D$  – швидкість поширення вибухової хвилі, м/с;

$b$  – Відстань між сусідніми зарядами в ряду, м;

$J$  – співвідношення акустичного опору вибухової речовини і масиву;

$\sigma_*$  – опір породи стисненню, Па;

$W_n$  – параметр лінії найменшого опору за підшовою, м.

Процес руйнування гірського масиву вздовж лінії найменшого опору безпосередньо залежить від часового фактора, необхідного для генерації та розкриття магістральних тріщин. Цей тривалісний інтервал розраховується як частка від ділення величини ЛОПП на подвоєну швидкість деструктивного поширення тріщин у середовищі [17].

Перспективний метод групування свердловинних зарядів в одну лінію в межах першого ряду пройшов широку промислову апробацію в різноманітних гірничо-геологічних зонах на підприємствах південного регіону України. Практика застосування таких локальних зв'язок, що

об'єднували від 2–3 до 4–5 зближених набоїв, довела їхню високу ефективність під час пророблення критичних і збільшених значень ЛОПП. Разом з тим, концентрація енергії в лінії негативно позначилася на рівномірності подрібнення масиву, зафіксувавши підвищення виходу негабаритних шматків до 9–12% [15].

Теоретичні та промислові дослідження доводять, що ефективним методом оптимізації дроблення масиву й опрацювання великих ЛОПП є похилі свердловинні заряди [11]. Зі збільшенням нахилу умови деформування породи покращуються, а кут відриву  $\varphi_m$  (рис. 2.2 а). наближається до оптимального  $\varphi < \varphi_m$ . (рис. 2.2 б).

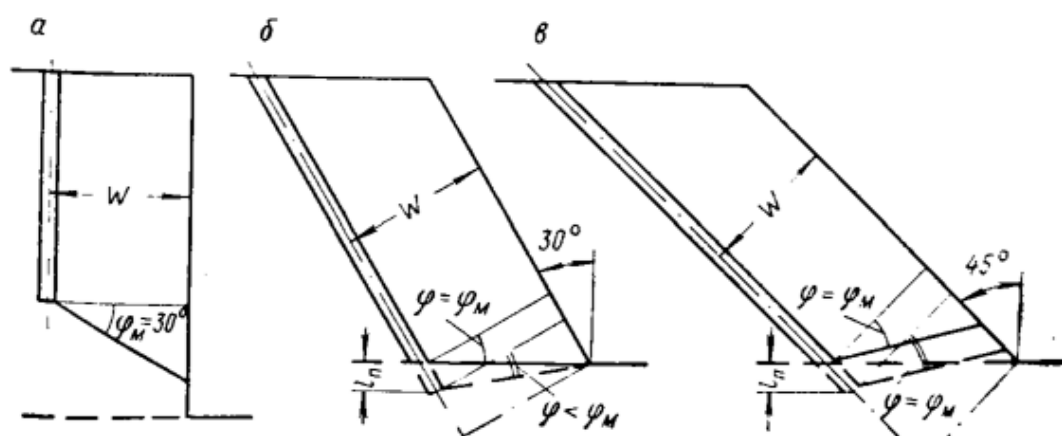


Рисунок 2.2 – Схема роботи похилого заряду в підшві уступу

Подальше збільшення нахилу свердловини веде до зростання кута  $\varphi_m$  до значення  $\varphi_m$ . Очевидно, що за умови  $\varphi = \varphi_m$  енергоємність руйнування стає мінімальною, а відповідний кут нахилу заряду — оптимальним для ефективного роздроблення нижньої частини масиву. Для фіксованих величин перебуру та лінії найменшого опору кути  $\varphi$  і  $\alpha_{opt}$  розраховуються за такими формулами:

$$\operatorname{tg} \varphi = \operatorname{tg} \alpha - \frac{l_n}{W \cdot \cos \alpha}; \quad (2.2)$$

$$\operatorname{tg} \alpha_{opt} = \operatorname{tg} \varphi_m + \frac{l_n}{W}, \quad (2.3)$$

де  $l_n$  і  $l_{nn}$  - вертикальна та похила протяжність перебуру, м

Під час вибуху похилих зарядів еквіпотенційні поверхні розтягувальних напруг орієнтовані паралельно укосу уступу. Це забезпечує рівномірний розподіл напруг у масиві, що руйнується, і створює оптимальні умови для деформації породи як у верхній, так і в нижній частинах уступу. Дослідження форми та геометричних розмірів зони дроблення на бетонних блочних моделях підтвердили, що ділянка руйнування за висотою моделі має спрямований характер і повністю відповідає куту нахилу свердловини [11].

Проте методи буріння та підривання похилими свердловинними зарядами не набули масового промислового впровадження на кар'єрах через низку технологічних факторів. До них належать зниження продуктивності бурових верстатів, складнощі із забезпеченням тривалої стійкості стінок свердловин, обмежені технічні можливості регулювання кутів нахилу, а також підвищена трудомісткість процесу заряджання похилих виробок емульсійними вибуховими речовинами.

## **2.2 Підривання високих уступів на підпірну стінку**

Відомий досвід підривання високих уступів у затиснутому середовищі або на неприбраній забій. При підриванні в такому середовищі процес тріщиноутворення відбувається більш рівномірно по всьому масиву, оскільки тріщини поблизу заряду повністю не розкриваються і практично не перешкоджають поширенню поля напруг до віддалених точок. Руйнування в затиснутому середовищі відбувається за рахунок стискальних напруг, що вимагає підвищення потужності імпульсу. Високі силові параметри вибуху необхідні для розвитку радіальних тріщин на великі відстані. Тому, якщо силові характеристики імпульсу недостатні для забезпечення проростання тріщин, істотної зміни в дробленні порівняно з підриванням на прибораний уступ не спостерігається.

Г. П. Демидюк [6] зазначає, що вплив вибуху на породу в умовах затисненого середовища виключає можливість зміщення бічної поверхні уступу, обмежуючи дію вибуху в цьому напрямку. З іншого боку, забойка, що

відокремлює заряд від горизонтальної поверхні уступу, також обмежує дію вибуху, зводячи її до незначного підйому породи, її спучування та розпушування без розкиду шматків і формування звичайного розвалу. Крім того, на його думку, підривання масиву в таких умовах із порядними мілісекундними уповільненнями унеможливорює утворення додаткових вільних поверхонь, які б відбивали хвилі стиснення і трансформували їх у хвилі розтягнення.

З метою визначення ступеня дроблення порід при підриванні уступів заввишки 25—30 м (рис. 2.3) на кар'єрах Інгулецького та Центрального ГЗК було проведено дослідження гранулометричного складу підірваної гірничої маси. Вимірювання окремих фракцій (із довжиною ребра від 400 мм і більше) виконували безпосередньо лінійним методом.

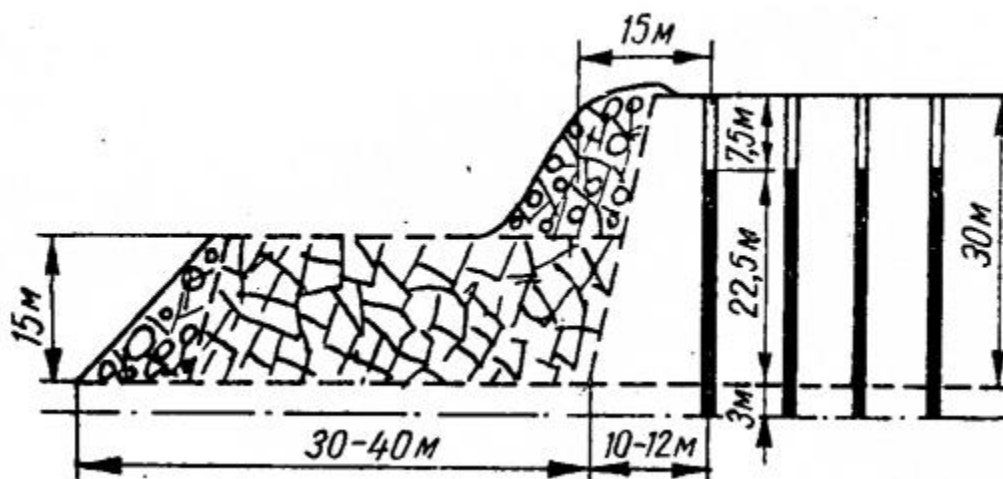


Рис. 2.3 – Принципова схема підривання високих уступів на неприбрану гірничу масу

В умовах кар'єру ЦГЗК [9] дослідженню підлягали вибої з породами різної міцності та структури (табл. 2.1). У вибоях із рудами міцністю  $f = 10 - 12$  було обміряно  $150 \text{ м}^3$  гірничої маси. Виявилось, що лише трохи більше 4% об'єму припадає на фракції понад 400 мм, а частка негабаритних блоків становить усього 0,3%. При аналізі гранулометричного складу підірваної окисленої руди дослідили  $280 \text{ м}^3$  гірничої маси. У цьому вибої дроблення виявилось настільки інтенсивним, що вміст фракцій понад 400 мм не перевищував 1%.

Одночасно проводилися дослідження якості дроблення порід при підриванні високих уступів у затиснутому середовищі на кар'єрі Інгулецького

ГЗК. Численні виміри не виявили у підірваній гірничій масі фракцій понад 500 мм. Річна практика застосування такого методу на кар'єрі ІНГЗК [8] показала значне поліпшення ступеня дроблення порівняно з вибухами уступів заввишки 12–15 м. За гранулометричним складом понад 50% підірваної маси представлено шматками з максимальною довжиною ребра понад 10–15 см. При цьому частка фракцій із розміром ребра 50–70 см не перевищує 2–3% від усього об'єму гірничої маси.

Таблиця 2.1 – Фракційний розподіл породи після вибуху в залежності від висоти уступу, % [9]

Висота уступу, м	Фракції, мм						
	Менш 200	300-201	400-301	500-401	600-501	700-601	701-1000
10-15	81,3	4,4	4,32	3,05	1,93	1,04	3,7
35	85,7	1,68	4,82	1,65	1,65	0,82	3,68
12-15	79,4	2,66	2,65	3,03	2,83	4,64	4,82
24	85,3	2,2	2,8	2,6	1,6	1,9	3,6
30	86,1	2,3	2,1	2,6	1,7	1,8	3,5

Узагальнення результатів дослідно-промислових випробувань на залізородних підприємствах ІНГЗК та ЦГЗК вказує на суттєву нерівномірність якісних показників подрібнення масиву під час відбою високих уступів. Найбільш незадовільна якість руйнування фіксувалася в зоні дії першого ряду свердловинних зарядів. Споріднений аналіз показав, що за умови підривання на вільну (прибрану) поверхню з дотриманням нормативної питомої витрати ВР, вихід фракцій розміром понад 40 см досягав 15,8% від сумарного об'єму висадженої породи. Водночас перехід на технологію короткозаповільненого підривання в затиснутому середовищі за аналогічних питомих витрат дозволив знизити концентрацію цієї фракції до 12,2%, що безпосередньо підтверджує вищий коефіцієнт корисної дії та повніше освоєння потенціалу вибухової енергії [9].

Проте детальний аудит промислових вибухів на залізородних кар'єрах Кривбасу виявив зворотний бік цієї технології. Руйнування

дрібноблокових, високоміцних порід у стеснених умовах (на затиснутий забій) систематично супроводжувалося незадовільним вибиванням підосви уступу вздовж першої лінії свердловин, утворюючи залишки («пороги») заввишки від 2–3 м, а подекуди й до 4 м. Аналогічні ускладнення зафіксовано і під час ведення підривних робіт у надміцних геомеханічних різновидах на кар'єрі ПАТ «Південний ГЗК». Це свідчить про те, що динамічного імпульсу в нижній частині уступу — де величина лінії найменшого опору набуває своїх критичних (максимальних) значень — часто виявляється недостатньо для повної деструкції.

В умовах детонації зарядів у міцних, монолітних масивах, що затиснуті раніше підірваною гірничою масою, виникаючих мікродеформацій та зсувів критично мало для якісної деінтеграції всієї структури блока. За таких обставин виникає об'єктивна технологічна необхідність залучення додаткових інтенсифікуючих чинників, спроможних згенерувати умови для масштабніших динамічних переміщень у монолітному середовищі [7, 9, 12].

### **2.3 Практика використання котлових зарядів**

Практика використання свердловинних зарядів із котловими розширеннями (сферичної або циліндричної форми) в донній частині набула найбільшого поширення під час розробки шаруватих масивів із наявністю міцних пропластків, що чинять підвищений опір руйнуванню. Завдяки геометрії сферичного заглибленого набою, радіальні тріщини під час детонації розходяться рівномірно в усіх напрямках, що суттєво підвищує якість подрібнення породи безпосередньо в зоні підосви уступу [16-17].

Оскільки величина лінії опору по підосві динамічно змінюється залежно від висоти уступу, виникає технологічна потреба коригувати діаметр зарядів у вертикальних виробках першого ряду. Як відомо, базовим критерієм для обґрунтування раціональних параметрів буровибухового комплексу є геометрія та просторові розміри зони руйнування, що формується навколо поодинокого циліндричного заряду. Масштаби цієї зони деструкції визначаються амплітудою та динамікою згасання руйнівних

напружень у масиві. Зокрема, критичний радіус зони руйнування в площині, яка є перпендикулярною до поздовжньої осі заряду, описується як функція від питомої енергії застосовуваної вибухової речовини  $Q_0$ , діаметра свердловини  $d$ , довжини набою  $l$ , а також фізико-механічних властивостей порід, базовою з яких є їхній тимчасовий опір розтягненню  $\sigma_p$ .

$$R = f(\sigma_p, Q_0, d, l) \quad (2.4)$$

$$d = \frac{\sigma_p}{11 \cdot Q_0 \cdot \Delta \cdot l} \left[ W^2 + \frac{k^2}{(1 - 2 \cdot k) \cdot \text{tg}^2 \alpha} (2 \cdot W \cdot H \cdot \text{tg} \alpha - H^2) \right] \quad (2.5)$$

М. Ф. Фроловим та В. В. Ленським [18] було запропоновано математичну залежність для розрахунку діаметра свердловини. В основу їхнього підходу покладено положення про те, що за наявності вільної (оголеної) поверхні контур зони руйнування визначається умовою, коли сумарні розтягувальні напруги досягають значення тимчасового опору породи розриву. Відповідно, як достатній критерій ефективного дроблення масиву уступу прийнято генерацію за його контуром напруг, що перевищують межу міцності  $\sigma_p$ . Необхідні графічні залежності та схеми наведено на рис. 2.4.

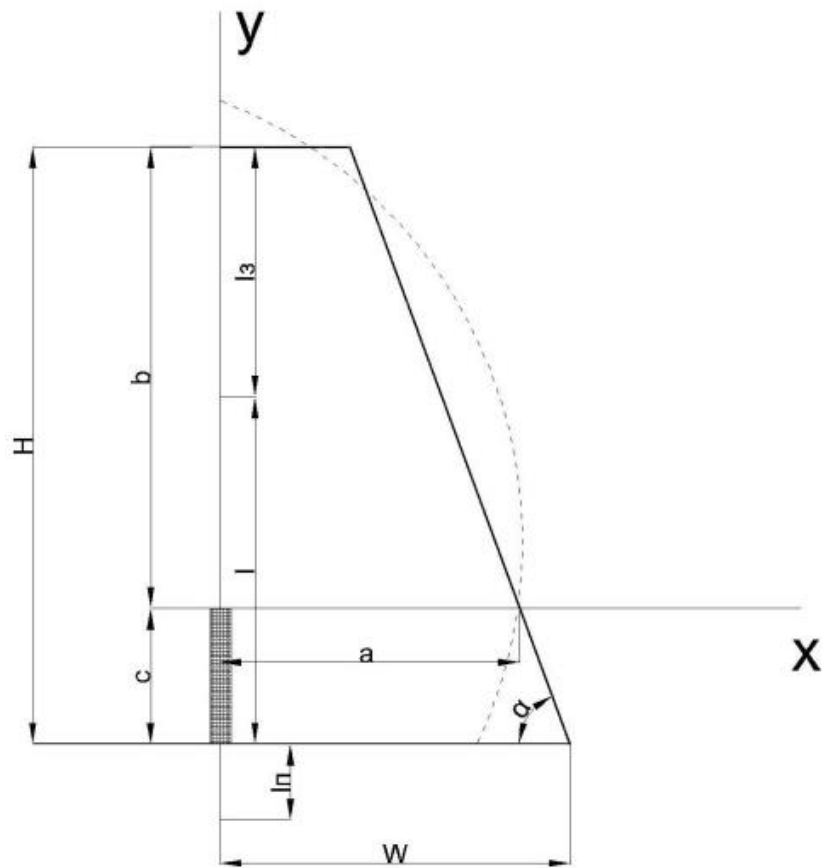


Рис. 2.4 – Поверхня екіпотенційних граничних напружень [9]

Застосування виразу (2.5) в умовах залізрудних кар'єрів для високоміцних масивів, що чинять підвищений опір руйнуванню, показує, що з урахуванням граничних чинників розрахунковий діаметр свердловини має становити 350 мм. Проте детонація суцільного свердловинного заряду такого діаметра призводить до істотного падіння к.п.д. вибуху, оскільки для якісного подрібнення породи в середній та верхній зонах уступу цілком достатньо величини 243 мм.

Згідно з виразом (2.4), радіус зони передруйнування є змінною величиною, яка залежить від відстані між площиною, що перпендикулярна осі заряду, та підшовою уступу. Графічна інтерпретація цієї закономірності для уступів заввишки 20 метрів наочно демонструє, що оптимальний діаметр заряду в першому ряду свердловин має диференційовано змінюватися по висоті в діапазоні від 120 до 350 мм (рис. 2.5).

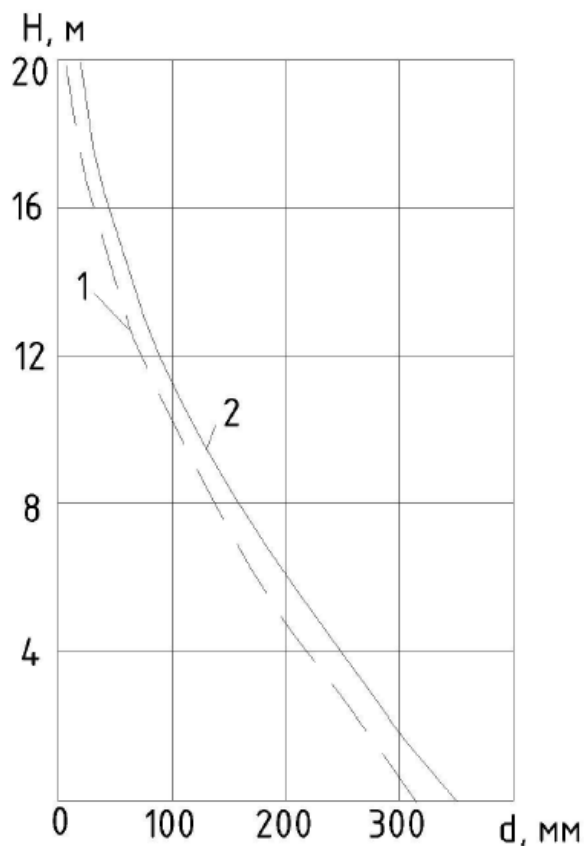


Рис. 2.5 – Варіація діаметра заряду залежно від висоти уступу: 1 — середньовибухові; 2 — породи, що важко підриваються

Комбінована технологія підготовки свердловин і сьогодні є досить відомим рішенням на вітчизняних та закордонних залізрудних кар'єрах. Вона передбачає початкове шарошкове буріння верстатами типу СБШ-250МН із подальшим формуванням котлової порожнини діаметром 480 мм та висотою до 10 метрів у донній частині за допомогою верстатів термічного розширення СБТ-400. Геометричні параметри такої камери безпосередньо визначаються геологічною будовою масиву та міцнісними характеристиками порід.

Проте під час відпрацювання уступів заввишки понад 17 метрів здійснення вогневого розширення в нижній зоні стає неможливим через технічні й конструктивні обмеження наявного на підприємствах обладнання. Варто також зважити на те, що внаслідок стрімкого згасання напружень на фронті вибухової хвилі динамічний розвиток тріщин припиняється на відносно невеликій відстані від осі набою, що зумовлює нерівномірність якісних показників подрібнення. Через цю особливість заряди згаданої

конструкції є доцільними лише за наявності в масиві малопотужних пропластків підвищеної міцності.

Додатковим деструктивним чинником є те, що використання котлових зарядів (особливо на глибоких горизонтах кар'єру в умовах високої обводненості) призводить до втрати стійкості стінок та обрушення виробок. Досвід впровадження зарядів змінного перерізу по висоті уступу на гірничодобувних підприємствах України детально висвітлено у праці [41]. Загалом результати підтверджують високу ефективність цього підходу в монолітних масивах, але виключно за умови відпрацювання родовища уступами заввишки до 15 метрів.

## **2.4 Використання спеціальних конструкцій свердловинних зарядів**

Оптимізація конфігурації свердловинного набою є одним із ключових інструментів для максимізації коефіцієнта корисної дії вибуху. Геометричні, просторові та енергетичні характеристики розподілу вибухової речовини в масиві безпосередньо задають параметри заряду, що, у свою чергу, дозволяє динамічно регулювати кінетику й тривалість емісії енергії детонації в навколишнє геосередовище. Як зазначено в дослідженні [9], радикально вирішити проблему подолання надмірних опорів за подошвою уступу (ЛОПП) та гарантувати чисте вибивання нижньої відмітки блоку дозволяє перехід на дисперсні заряди з повітряними прошарками. Для детальної фіксації фізики цього процесу та визначення ролі повітряних й інертних демпферів у механізмі деструкції, фахівцями лабораторії ІГД ім. О. О. Скочинського було реалізовано комплексне фізичне моделювання вибухових процесів.

Експериментально доведено, що інтеграція повітряного екрана в структуру набою на початковій фазі детонації дещо сповільнює руйнування прилеглих областей масиву та пролонгує загальний час синергії вибуху з породою. Такий ефект досягається завдяки згладжуванню пікових навантажень, які за стандартних умов непродуктивно витрачаються на переподрібнення й перенапруження порід у ближній зоні. Проте на пізніших

етапах (починаючи з 20 мс від моменту ініціювання) вектор процесу змінюється на протилежний: за рахунок вторинного розширення й перерозподілу тиску газоподібних продуктів реакції відбувається суттєва інтенсифікація руйнівної дії вибуху.

З метою верифікації отриманих теоретичних положень та результатів лабораторного моделювання, у промислових умовах залізородних кар'єрів Кривбасу було впроваджено схеми короткозаповільненого підривання високих уступів розосередженими (ярусними) зарядами. Специфіка конструктивних рішень таких свердловинних набоїв, адаптованих до умов ПРАТ «Південний ГЗК», ПРАТ «Центральний ГЗК» та ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», деталізована на графічній схемі (рис. 2.5).

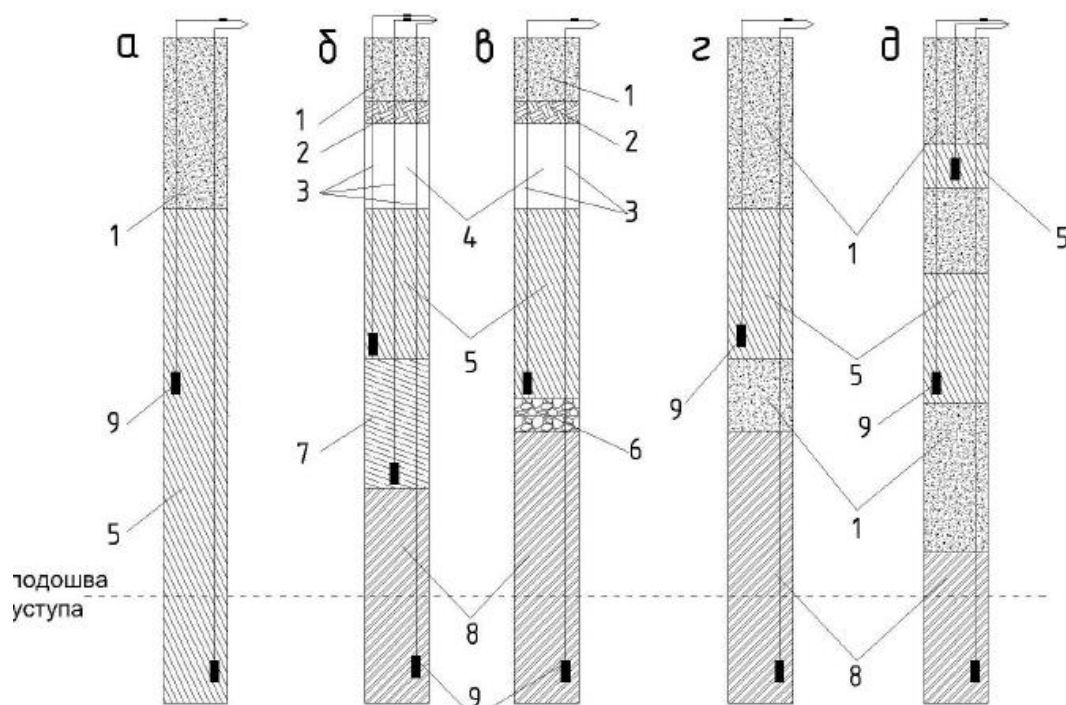


Рис. 2.5 – Конструктивні схеми свердловинних зарядів: а — суцільна конструкція; б — комбінована з підзабійним повітряним проміжком; в — комбінована з підзабійним повітряним проміжком та інертним розділенням; г, д — дво- та триярусні конструкції з однорідної ВР, розосереджені інертними проміжками; де 1 — забійка; 2 — паперовий обтюратор; 3 — нитка ДШ; 4 — повітряний проміжок; 5 — заряд ігданіту або зерногрануліту; 6 — породна пробка; 7 — заряд тротилу; 8 — заряд алюмотолу; 9 — проміжний детонатор.

Результати експериментальних промислових вибухів зведено в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Показники експериментальних вибухів високих уступів із використанням ярусних (розосереджених) зарядів

Кар'єр	Середня висота уступу, м	Кількість вибухових свердловин	Опір по підшві уступу, м	Перебув, м	Конструкція, що використовується	%, негабариту	Перевищення підшви, м
АМКР	20,1	74	8,0	3,0	а	11,2	+3
	25,5	232	8,0	4,0	б	9,5	+1,1
	25,4	56	8,0	3,0	в	9,1	+0,2
	27,0	134	7,5	3,0	г	8,5	-0,3
ПівдГЗК	21,5	125	7,4	3,0	а	13,1	+3,2
	32,5	23	9,5	3,5	д	8,9	+0,5
	25,5	53	8,5	3,0	г	7,8	-0,2

Впровадження розгалужених свердловинних набоїв із повітряними демпферами забезпечує ефективне пророблення підшви уступу до проектних відміток та суттєво інтенсифікує деструкцію породи як у донній, так і в призабійній зонах. Числові параметри та просторове розташування таких повітряних порожнин диференціюються залежно від конкретних гірничо-геологічних умов масиву. Емпірично доведено, що сумарна протяжність повітряних інтервалів має становити від 0,17 до 0,35 від повної довжини вертикального заряду; водночас мінімальні значення цього діапазону доцільно обирати під час руйнування найбільш міцних і монолітних скельних порід.

Поряд із цим, практична реалізація зазначених конфігурацій комбінованого набою пов'язана з низкою суттєвих технологічних недоліків. По-перше, одночасне використання кількох асортиментних типів ВР істотно подовжує загальний цикл та ускладнює логістику заряджання блока. По-друге, ініціювання нижнього ярусу за допомогою детонуючого шнура, що проходить крізь усю свердловину, часто провокує часткову дефлаграцію або випереджальне вигорання верхніх шарів вибухівки, що нівелює

розрахунковий ефект і погіршує якість подрібнення. Крім того, значні труднощі викликає сама процедура формування фіксованих повітряних проміжків, проектування геометрії донної частини та утримання ярусів у заданих інтервалах за всією довжиною глибокої виробки.

### РОЗДІЛ 3. ВИБІР БУРОВОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ КАР'ЄРУ ПрАТ «ПІВНГЗК»

«Руйнування порід при розробці скельних уступів відбувається буропідривними роботами. Для буріння вибухових свердловин застосовуються верстати шарошечного буріння СБШ-250МН та типу СБШ-250МНА-32 «Ferdinand». Продуктивність верстатів, що приймаються на кар'єрі, по нормах технологічного проектування при бурінні скельних порід міцністю 10-14 балів складає 80 м/зміну. Середній вихід гірської маси з погонного метру свердловини по кар'єру складає 27-30 м<sup>3</sup>.

У якості основної вибухової речовини застосовується Україніт» [18-21].

Для пошуку шляхів підвищення ефективності буропідривних робіт у Першотравневому кар'єрі ПівнГЗК розглянемо два варіанти:

**I варіант.** Буріння свердловин електричними верстатами **СБШ-250-МНА**.

**II варіант.** Буріння свердловин електричними верстатами модернізованими аналогами із занурювальними пневмоударниками типу **СБШ-160/200**.

Виконаємо розрахунки за I варіантом. Для цього:

«Визначимо діаметр заряду:

$$d_3 = \kappa_p \times d_\partial, \text{ м} \quad (4.1)$$

де  $d_\partial$  - діаметр долота, м ( $d_\partial = 0,243$  м);

$\kappa_p$  - коефіцієнт розширення свердловини.

$$\kappa_p = 1,06 - (f - 2) \times 0,003 \quad (4.2)$$

$f$  - коефіцієнт міцності порід по шкалі проф. М.М. Протод'яконова» [18-21].

по руді  $\kappa_p = 1,06 - (17 - 2) \times 0,003 = 1.015$

по скелі  $\kappa_p = 1,06 - (14 - 2) \times 0,003 = 1.024$

по руді  $d_3 = 1,015 \times 0,243 = 0,247$  м

по скелі  $d_3 = 1,024 \times 0,243 = 0,249$  м

«Визначимо значення опору за підшовою  $W_2$  для послідуєчих рядів свердловин, яке подужує заряд даного діаметру для досяжності крупності подрібнення, яке забезпечує раціональний режим роботи виймально-транспортного комплексу за формулою, яка запропонована проф. О.В.Шапурінім:

$$W_2 = 1,05 \times d_3 \times \sqrt[4]{\frac{\Delta \times Q}{f}}, \text{ м} \quad (3.3)$$

де  $\Delta$  - щільність заряджання, кг/м<sup>3</sup> (для Українита ПП-2  $\Delta = 1250$  кг/м<sup>3</sup> ).  
 $Q$  - теплота вибуху, кДж/кг (для Українита ПП-2  $Q = 2950$  кДж/кг )» [19];

по руді  $W_2 = 1,05 \times 0,247 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{17}} = 5,6 \text{ м}$

по скелі  $W_2 = 1,05 \times 0,249 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{14}} = 5,92 \text{ м}$

«Приймаємо сітку свердловин» [10].

по руді 5,6 м x 5,6 м

по скелі 6 м x 6 м

«Величина обчислена по виразу (4.3), може бути ОЗП для зарядів першого ряду, однак у цьому випадку треба обчислити також значення ОЗП, що відповідає безпечним умовам роботи бурового устаткування на уступі:

$$W_{m\bar{o}} = h_y \times ctg \alpha + C, \text{ м} \quad (4.4)$$

де  $h_y$  - висота уступу, м ( $h_y = 15$  м);

$\alpha$  - кут укосу уступу, град ( $\alpha_p = 70$  град,  $\alpha_c = 60$  град );  $C$  - безпечна відстань від верхньої брівки уступу до осі свердловини, м ( $C = 3$  м)» [8, 10];

по руді  $W_{T\bar{o}} = 15 \times ctg 70 + 3 = 8,4 \text{ м}$

по скелі  $W_{m\bar{o}} = 15 \times ctg 60 + 3 = 11,7 \text{ м}$

Порівнюємо два значення ОПП, приймаємо

по руді  $W_1 = W_{T\bar{o}} = 8,4 \text{ м}$

по скелі  $W_1 = W_{T\bar{o}} = 11,7 \text{ м}$

«Визначимо питомі витрати ВР за формулою:

$$q = 12 \sqrt[4]{\frac{f^3 \times \Delta}{Q^3}}, \text{ кг/м}^3 \quad (4.5)$$

де 12 - емпіричний і розмірностний коефіцієнт, кДж<sup>0,75</sup>/м<sup>2,25</sup>» [8, 10];

$$\text{по руді} \quad q = 12^4 \sqrt{\frac{17^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,49 \text{ кг/м}^3$$

$$\text{по скелі} \quad q = 12^4 \sqrt{\frac{14^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,29 \text{ кг/м}^3$$

«Визначимо довжину перебура за формулою:

$$l_{\text{пер}} = 0,15 \times h_y + 0,1 \times f - 5 \times d_3, \text{ м} \quad (3.6)$$

де  $h_y$  - висота уступу, м ( $h_y = 15$  м);

$f$  - коефіцієнт міцності порід по шкалі М.М. Протод'яконова» [8,10, 13, 14]

$$\text{по руді} \quad l_{\text{пер}} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 17 - 5 \times 0,247 = 2,8 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_{\text{пер}} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 14 - 5 \times 0,249 = 2,4 \text{ м}$$

«Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебура, тоді» [8,10, 13, 14]:

$$l_c = h_y + l_{\text{пер}}, \text{ м} \quad (3.7)$$

$$\text{по руді} \quad l_c = 15 + 2,8 = 17,8 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_c = 15 + 2,4 = 17,4 \text{ м}$$

«Визначимо місткість заряду в 1 м свердловини» [10]:

$$P = \frac{\pi \times d_3^2}{4} \Delta, \text{ кг/м} \quad (3.8)$$

$$\text{по руді} \quad P = \frac{3,14 \times 0,247^2}{4} 1250 = 60,0 \text{ кг/м}$$

$$\text{по скелі} \quad P = \frac{3,14 \times 0,249^2}{4} 1250 = 60,83 \text{ кг/м}$$

«Визначимо довжину забійки по формулі» [8,10, 13, 14]:

$$l_{\text{заб}} = l_c - \frac{W_2^2 \times h_y \times q}{P}, \text{ м} \quad (3.9)$$

$$\text{по руді} \quad l_{\text{заб}} = 17,8 - \frac{5,6^2 \times 15 \times 1,49}{60} = 6,6 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_{\text{заб}} = 17,4 - \frac{5,92^2 \times 15 \times 1,29}{60,4} = 6,4 \text{ м}$$

«Обчислення, виконані за формулами (3.3)-(3.9), дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряді  $a_1$ , що задовольняє двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в свердловині розрахованого діаметра» [8,10, 13, 14]:

$$a_1 = \frac{(l_c - l_{\text{заб}}) \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м} \quad (3.10)$$

по руді  $a_1 = \frac{(17,8-6,6) \times 60}{8,4 \times 15 \times 1,49} = 3,5 \text{ м}$

по скелі  $a_1 = \frac{(17,4-6,4) \times 60,83}{11,7 \times 15 \times 1,29} = 3 \text{ м}$

«Отриману величину порівнюємо з лінією опору за підшовою свердловин для першого ряду  $W_1$ , тобто визначимо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді» [8,10, 13, 14]:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1} \quad (3.11)$$

по руді  $m_1 = \frac{3,5}{8,4} = 0,42$ , тобто менше 0,65.

по скелі  $m_1 = \frac{3}{11,7} = 0,26$ , тобто менше 0,65.

«Для збільшення коефіцієнту зближення зарядів будемо застосовувати спарені свердловини. Відстань між парами свердловин при незмінному значенні  $W_1$  визначають з розрахунку, що на пару свердловин приходить такий же об'єм гірничих порід, як на дві свердловини у послідовних рядах» [8,10, 13, 14]:

$$a_{1\text{сп}} = \frac{(l_c - l_{\text{заб}}) \times 2 \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м} \quad (3.12)$$

по руді  $a_{1\text{сп}} = \frac{(17,8-6,6) \times 2 \times 60}{8,4 \times 15 \times 1,49} = 7 \text{ м}$

по скелі  $a_{1\text{сп}} = \frac{(17,4-6,4) \times 2 \times 60,83}{11,7 \times 15 \times 1,39} = 6 \text{ м}$

по руді  $m_{1\text{сп}} = \frac{7}{8,4} = 0,83$ , тобто більше 0,65.

по скелі  $m_{1\text{ст}} = \frac{6}{11,7} = 0,51$ , тобто менше 0,65. Необхідно прийняти

строєні свердловини:  $a_{1\text{ст}} = \frac{(17,4-6,4) \times 3 \times 60,83}{11,7 \times 15 \times 1,39} = 9 \text{ м}$ , тоді  $m_{1\text{ст}} = \frac{9}{11,7} = 0,77$ ,

тобто більше 0,65.

Отже, для цих умов у першому ряді необхідно приймати здвоєні та строєні свердловини.

«Визначимо вихід гірської маси з 1 м свердловини:

$$V = \frac{(W_1 + W_2(n-1)) \times h_y}{\left(\frac{2}{a_{1\text{ст}}} + \frac{n-1}{W_2}\right) \times l_c}, \text{ м}^3 \quad (3.13)$$

де  $n$  - кількість рядів свердловин у блоці, шт ( $n = 4$  шт)» [8,10, 13, 14];

по руді  $V = \frac{(8,4 + 5,6(4-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{9} + \frac{4-1}{5,6}\right) \times 17,8} = 26,6 \text{ м}^3$

$$\text{по скелі} \quad V = \frac{(11,7+5,92(4-1)) \times 15}{\left(\frac{3}{9} + \frac{4-1}{5,92}\right) \times 17,4} = 30,35 \text{ м}^3$$

«Визначимо сумарну кількість метрів свердловин необхідних для забезпечення річної продуктивності кар'єру по руді:

$$\sum l_c = \frac{A}{V} \times K_n, \text{ м} \quad (3.14)$$

де  $A$  - річна кількість гірської породи, що відпрацьовується,  $\text{м}^3$ ;

$V$  - вихід гірської маси з 1 м свердловини,  $\text{м}^3$ ;

$K_n$  - коефіцієнт утрат ( $K_n = 1,06$ )» [8, 10, 13, 14];

$$\text{по руді} \quad \sum l_c = \frac{5,7 \times 10^6}{26,6 \cdot 3,5} \times 1,06 = 64\,897 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad \sum l_c = \frac{3,7 \times 10^6}{30,35} \times 1,06 = 129\,226 \text{ м}$$

Розрахуємо величину осьового зусилля подачі:

$$P_{oc} = 0,01 \cdot K \cdot f \cdot d \quad (3.15)$$

для руди:  $P_{oc} = 0,01 \cdot K \cdot f \cdot d = 0,01 \cdot 8 \cdot 17 \cdot 247 = 336 \text{ кН}$

для скелі:  $P_{oc} = 0,01 \cdot K \cdot f \cdot d = 0,01 \cdot 8 \cdot 14 \cdot 249 = 279 \text{ кН}$

де  $K$  – значення коефіцієнту для більш крупних доліт.

Технічна швидкість буріння:

$$V_{б,} = 60 \cdot \frac{(P_{oc} - P_0) \cdot n \cdot K_d}{f \cdot d}, \text{ м/хв.} \quad (3.16)$$

де  $P_0$  — порогове зусилля, кН. Це мінімальний тиск, який потрібно прикласти, щоб шарошка взагалі почала хоч трохи сколювати породу, а не просто каталася по ній. Для міцних порід приймається рівним 30–50 кН.

$n$  — частота обертання бурового інструменту, (оберти за секунду). Для СБШ-250 цей діапазон становить 0,2–2,5 .

$d$  — діаметр долота (свердловини), мм. Для СБШ-250 він дорівнює 250 мм.

$f$  — коефіцієнт міцності породи за шкалою Протодьяконова.

$K_d$  — емпіричний коефіцієнт, що враховує тип і конструкцію шарошкового долота, а також ефективність видалення шламу повітрям (зазвичай перебуває в межах 0,005–0,012).

60 — коефіцієнт переведення часу.

$$V_{б,} (\text{руда}) = 60 \cdot \frac{(280-40) \cdot 1,5 \cdot 0,008}{17 \cdot 250} = 0,04 \text{ м/хв.}$$

$$V_{\text{б (скеля)}} = 60 \cdot \frac{(260-40) \cdot 1,5 \cdot 0,008}{14 \cdot 250} = 0,045 \text{ м/хв.}$$

Змінна продуктивність верстатів СБШ-250 МНА:

$$Q_{\text{зм}} = \frac{60 \cdot T_{\text{зм}} \cdot K_{\text{вик}}}{1/V_{\text{б}} + t_{\text{доп}}}, \text{ м/зм.} \quad (3.17)$$

Де  $T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни (12 год.);

$K_{\text{вик}}$  – коефіцієнт використання верстата протягом зміни (0,7);

$t_{\text{доп}}$  – тривалість допоміжних операцій, хв.

Розрахуємо тривалість допоміжних операцій:

$$t_{\text{доп}} = \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{нар/скор}} \cdot (n_{\text{шт}} - 1)}{l_{\text{св}}} + \frac{t_{\text{зд}}}{I_{\text{д}}}, \text{ хв./м.} \quad (3.18)$$

де  $t_{\text{п}}$  - тривалість подгону та установки верстата на нову свердловину, хв.

(5-8 хв.);

$t_{\text{нар/скор}}$  - тривалість нарощування/скорочення штанг, хв. (7-11 хвилин, необхідно 2 штанги);

$n_{\text{шт}}$  - кількість штанг для буріння свердловини, шт. (2 штанги).

$l_{\text{св}}$  - довжина свердловини, м (з перебуром 18 м);

$t_{\text{зд}}$  - час на заміну долота, хв. (40-60 хв.);

$I_{\text{д}}$  - стійкість долота, м (80-120 м).

$$t_{\text{доп}} = \frac{6+10 \cdot 1}{18} + \frac{50}{100} = 1,39 \text{ хв./м. (для руди і для скелі)}$$

Змінна продуктивність верстатів СБШ-250 МНА складе:

$$\text{По руді і по скелі: } P_{\text{зм}} = \frac{60 \cdot 12 \cdot 0,7}{1/0,04 + 1,39} = 20 \text{ м/зм.}$$

Визначимо необхідну кількість верстатів:

$$N_{\text{с}} = \frac{\sum l_{\text{с}}}{P_{\text{зм}} \times N_{\text{зм}} \times N_{\text{р\text{д}}}}, \text{ шт} \quad (3.19)$$

де  $\sum l_{\text{с}}$  - сумарна річна довжина свердловин, м;  $P_{\text{зм}}$  - змінна продуктивність верстата, м/зм;  $N_{\text{зм}}$  - кількість змін роботи бурового устаткування в добу, шт.

( $N_{\text{зм}} = 2$ );  $N_{\text{р\text{д}}}$  - кількість робочих днів у році, днів ( $N_{\text{р\text{д}}} = 350$  днів);

$$\text{По руді: } N_{\text{в}} = \frac{64897}{20 \times 2 \times 350} = 4,6 \text{ шт}$$

$$\text{По скелі: } N_{\text{в}} = \frac{129226}{20 \times 2 \times 350} = 9,2 \text{ шт}$$

Визначимо інвентарну кількість верстатів:

$$N_{\text{Винв}} = N_B \times K_p, \text{ шт} \quad (3.20)$$

де  $N_B$  - робоче число верстатів, шт.;  $K_p$  коефіцієнт резерву, ( $K_p = 1,2$ );

По руді:  $N_{\text{Винв}} = 4,6 \times 1,2 = 6 \text{ шт}$

По скелі:  $N_{\text{Винв}} = 9,2 \times 1,2 = 11 \text{ шт}$

Сумарно 17 верстатів СБШ-250 МНА на кар'єр.

## II варіант

«Коефіцієнт розширення свердловини» [10].

по руді  $k_p = 1,06 - (17 - 2) \times 0,003 = 1,015$

по скелі  $k_p = 1,06 - (14 - 2) \times 0,003 = 1,024$

«Визначимо діаметр заряду ( $d_o = 0,215 \text{ м}$ )» [8, 10]

по руді  $d_3 = 1,015 \times 0,215 = 0,22, \text{ м}$

по скелі  $d_3 = 1,024 \times 0,215 = 0,22, \text{ м}$

«Визначимо значення опору за підшовою  $W_2$  для послідуєчих рядів свердловин» [10]

по руді  $W_2 = 1,05 \times 0,22 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{17}} = 5 \text{ м}$

по скелі  $W_2 = 1,05 \times 0,22 \times \sqrt[4]{\frac{1250 \times 2950}{14}} = 5,23 \text{ м}$

Приймаємо сітку свердловин

по руді 5 м x 5 м

по скелі 5,2 м x 5,2 м

«Величина обчислена по виразу (3.3), може бути ОЗП для зарядів першого ряду, однак у цьому випадку треба обчислити також значення ОЗП, що відповідає безпечним умовам роботи бурового устаткування на уступі:

$$W_{m\sigma} = h_y \times ctg \alpha + C, \text{ м}$$

де  $h_y$  - висота уступу, м ( $h_y = 15 \text{ м}$ );

$\alpha$  - кут укосу уступу, град ( $\alpha_p = 70$  град,  $\alpha_c = 60$  град);  $C$  - безпечна відстань від верхньої брівки уступу до осі свердловини, м ( $C = 3 \text{ м}$ )» [8, 10];

по руді  $W_{T\sigma} = 15 \times ctg 70 + 3 = 8,4 \text{ м}$

по скелі  $W_{m\sigma} = 15 \times ctg 60 + 3 = 11,7 \text{ м}$

Порівнюємо два значення ОПП, приймаємо

по руді  $W_1 = W_{T6} = 8,4$  м

по скелі  $W_1 = W_{T6} = 11,7$  м

«Визначимо питомі витрати ВР за формулою:

$$q = 12^4 \sqrt{\frac{f^3 \times \Delta}{Q^3}}, \quad \text{кг/м}^3$$

де 12 - емпіричний і розмірностний коефіцієнт, кдж<sup>0,75/</sup>м<sup>2,25</sup>» [8, 10];

$$\text{по руді} \quad q = 12^4 \sqrt{\frac{17^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,49 \text{ кг/м}^3$$

$$\text{по скелі} \quad q = 12^4 \sqrt{\frac{14^3 \times 1250}{2950^3}} = 1,29 \text{ кг/м}^3$$

«Визначимо довжину перебура за формулою:

$$l_{\text{пер}} = 0,15 \times h_y + 0,1 \times f - 5 \times d_3, \text{ м}$$

де  $h_y$  - висота уступу, м ( $h_y = 15$  м);

$f$  - коефіцієнт міцності порід по шкалі М.М. Протод'яконова» [8,10, 13, 14]

$$\text{по руді} \quad l_{\text{пер}} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 17 - 5 \times 0,22 = 2,85 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_{\text{пер}} = 0,15 \times 15 + 0,1 \times 14 - 5 \times 0,22 = 2,55 \text{ м}$$

«Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебура, тоді» [8,10, 13, 14]:

$$l_c = h_y + l_{\text{пер}}, \text{ м}$$

$$\text{по руді} \quad l_c = 15 + 2,85 \approx 18 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_c = 15 + 2,55 \approx 17,6 \text{ м}$$

«Визначимо місткість заряду в 1 м свердловини» [10]:

$$P = \frac{\pi \times d_3^2}{4} \Delta, \text{ кг/м}$$

$$\text{по руді, і по скелі} \quad P = \frac{3,14 \times 0,22^2}{4} \times 1250 = 47,49 \text{ кг/м}$$

«Визначимо довжину забійки по формулі» [8,10, 13, 14]:

$$l_{\text{заб}} = l_c - \frac{W_2^2 \times h_y \times q}{P}, \text{ м}$$

$$\text{по руді} \quad l_{\text{заб}} = 18 - \frac{5^2 \times 15 \times 1,49}{47,49} = 6,3 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad l_{\text{заб}} = 17,6 - \frac{5,23^2 \times 15 \times 1,29}{47,49} = 6,5 \text{ м}$$

«Обчислення, виконані за формулами (3.3)-(3.9), дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряду  $a_1$ , що задовольняє двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в свердловині розрахованого діаметра» [8,10, 13, 14]:

$$a_1 = \frac{(l_c - l_{заб}) \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м}$$

по руді  $a_1 = \frac{(18-6,3) \times 47,49}{8,4 \times 15 \times 1,49} = 3 \text{ м}$

по скелі  $a_1 = \frac{(17,4-6,5) \times 47,49}{11,7 \times 15 \times 1,29} = 2,3 \text{ м}$

«Отриману величину порівнюємо з лінією опору за підшовою свердловин для першого ряду  $W_1$ , тобто визначимо коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді» [8,10, 13, 14]:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1}$$

по руді  $m_1 = \frac{3}{8,4} = 0,36$  тобто менше 0,65.

по скелі  $m_1 = \frac{2,3}{11,7} = 0,19$ , тобто менше 0,65.

«Для збільшення коефіцієнту зближення зарядів будемо застосовувати спарені свердловини. Відстань між парами свердловин при незмінному значенні  $W_1$  визначають з розрахунку, що на пару свердловин приходить такий же об'єм гірничих порід, як на дві свердловини у послідовних рядах» [8,10, 13, 14]:

$$a_{1сп} = \frac{(l_c - l_{заб}) \times 2 \times P}{W_1 \times h_y \times q}, \text{ м}$$

по руді  $a_{1сп} = \frac{(18-6,3) \times 2 \times 47,49}{8,4 \times 15 \times 1,49} = 6 \text{ м}$

по скелі  $a_{1сп} = \frac{(17,6-6,5) \times 2 \times 47,49}{11,7 \times 15 \times 1,39} = 4,6 \text{ м}$

по руді  $m_{1сп} = \frac{6}{8,4} = 0,71$ , тобто більше 0,65.

по скелі  $m_{1сп} = \frac{4,6}{11,7} = 0,39$ , тобто менше 0,65. Необхідно прийняти

строєні свердловини:  $a_{1ст} = \frac{(17,6-6,5) \times 3 \times 47,49}{11,7 \times 15 \times 1,39} = 6,9 \text{ м}$ , тоді  $m_{1ст} = \frac{6,9}{11,7} =$

0,59, тобто менше 0,65. Необхідно застосовувати спарені групи (2 пари по 2 свердловини):

$$a_{1\text{сп.гр}} = \frac{(17,6-6,5) \times 4 \times 47,49}{11,7 \times 15 \times 1,39} = 9,2 \text{ м, тоді } m_{1\text{сп.гр}} = \frac{9,2}{11,7} = 0,79, \text{ тобто менше } 0,65.$$

Отже, для цих умов у першому ряді необхідно приймати здвоєні свердловини по руді та спарені групи свердловин по скелі.

«Визначимо вихід гірської маси з 1 м свердловини:

$$V = \frac{(W_1 + W_2(n-1)) \times h_y}{\left(\frac{2}{a_{1\text{стр}}} + \frac{n-1}{W_2}\right) \times l_c}, \text{ м}^3$$

де  $n$  - кількість рядів свердловин у блоці, шт ( $n=4$  шт)» [19-24];

$$\text{по руді} \quad V = \frac{(8,4+5(4-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{6} + \frac{4-1}{5}\right) \times 18} = 20,9 \text{ м}^3$$

$$\text{по скелі} \quad V = \frac{(11,7+5,23(4-1)) \times 15}{\left(\frac{2}{9,2} + \frac{4-1}{5,92}\right) \times 17,6} = 34,9 \text{ м}^3$$

«Визначимо сумарну кількість метрів свердловин необхідних для забезпечення річної продуктивності кар'єру по руді:

$$\sum l_c = \frac{A}{V} \times K_n, \text{ м}$$

де  $A$  - річна кількість гірської породи, що відпрацьовується,  $\text{м}^3$ ;

$V$  - вихід гірської маси з 1 м свердловини,  $\text{м}^3$ ;

$K_n$  - коефіцієнт утрат ( $K_n = 1,06$ )» [8, 10, 13, 14];

$$\text{по руді} \quad \sum l_c = \frac{5,7 \times 10^6}{26,6 \cdot 3,5} \times 1,06 = 64\,897 \text{ м}$$

$$\text{по скелі} \quad \sum l_c = \frac{3,7 \times 10^6}{30,35} \times 1,06 = 129\,226 \text{ м}$$

Розрахуємо величину осьового зусилля подачі:

$$P_{oc} = k_{\Pi} \cdot p_{роб} \cdot d$$

Де  $k_{\Pi}$  - коефіцієнт, що враховує конструкцію ударника (0,08-0,12);

$p_{роб}$  - робочий тиск повітря, що видає ваш новий компресор (в МПа або барах, залежно від розмірності коефіцієнта). Для пневмоударників це зазвичай 1,4 – 2,4 МПа (14–24 бар).

для руди та скелі:  $P_{oc} = 0,1 \cdot 1,8 \cdot 200 = 36 \text{ кН}$

Технічна швидкість буріння буде відрізнятись від верстатів шарошкового буріння:

$$V_6 = \frac{K_{\text{проп}} \cdot p_{\text{роб}}^{1,5}}{60 \cdot f \cdot d}, \text{ м/хв.}$$

Де  $K_{\text{проп}}$  - узагальнений коефіцієнт пропорційності для занурювальних ударників (зазвичай приймається в діапазоні 12 – 18);

$$V_6 (\text{руда}) = \frac{15 \cdot 1,8^{1,5}}{60 \cdot 17 \cdot 0,2} = 0,17 \text{ м/хв.}$$

$$V_6 (\text{скеля}) = \frac{15 \cdot 1,8^{1,5}}{60 \cdot 14 \cdot 0,2} = 0,21 \text{ м/хв.}$$

Змінна продуктивність верстатів СБШ-160/200:

$$Q_{\text{ЗМ}} = \frac{60 \cdot T_{\text{ЗМ}} \cdot K_{\text{ВИК}}}{1/V_6 + t_{\text{ДОП}}}, \text{ м/ЗМ.}$$

Де  $T_{\text{ЗМ}}$  – тривалість зміни (12 год.);

$K_{\text{ВИК}}$  – коефіцієнт використання верстата протягом зміни (0,75);

$t_{\text{ДОП}}$  – тривалість допоміжних операцій, хв.

Розрахуємо тривалість допоміжних операцій:

$$t_{\text{ДОП}} = \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{нар/скор}} \cdot (n_{\text{шт}} - 1)}{l_{\text{СВ}}} + \frac{t_{\text{ЗД}}}{I_{\text{Д}}}, \text{ хв./м.}$$

де  $t_{\text{п}}$  - тривалість подгону та установки верстата на нову свердловину, хв. (5-12 хв.);

$t_{\text{нар/скор}}$  - тривалість нарощування/скорочення пневмоударних штанг, хв. (6-9 хвилин, необхідно 2 штанги);

$n_{\text{шт}}$  - кількість штанг для буріння свердловини, шт. (2 штанги).

$l_{\text{СВ}}$  - довжина свердловини, м (з перебуrom до 18 м);

$t_{\text{ЗД}}$  - час на заміну пневмокоронки, хв. (30-40 хв.);

$I_{\text{Д}}$  - стійкість долота, м (250-500 м).

$$t_{\text{ДОП}} = \frac{8+7 \cdot 1}{18} + \frac{35}{350} = 0,93 \text{ хв./м. (для руди і для скелі)}$$

Змінна продуктивність верстатів СБШ-160/200 складе:

$$\text{По руді: } P_{\text{ЗМ}} = \frac{60 \cdot 12 \cdot 0,75}{1/0,17 + 0,93} = 79 \text{ м/ЗМ.}$$

$$\text{По скелі: } P_{\text{ЗМ}} = \frac{60 \cdot 12 \cdot 0,75}{1/0,21 + 0,93} = 95 \text{ м/ЗМ.}$$

Визначимо необхідну кількість верстатів:

$$N_c = \frac{\sum l_c}{P_{зм} \times N_{зм} \times N_{р\delta}}, \text{шт}$$

де  $\sum l_c$  - сумарна річна довжина свердловин, м;  $P_{зм}$  - змінна продуктивність верстата, м/зм;  $N_{зм}$  - кількість змін роботи бурового устаткування в добу, шт. ( $N_{зм} = 2$ );  $N_{р\delta}$  - кількість робочих днів у році, днів ( $N_{р\delta} = 350$  днів);

$$\text{По руді: } N_B = \frac{64897}{79 \times 2 \times 350} = 1,17 \text{ шт}$$

$$\text{По скелі: } N_B = \frac{129226}{95 \times 2 \times 350} = 1,94 \text{ шт}$$

Визначимо інвентарну кількість верстатів:

$$N_{\text{Винв}} = N_B \times K_p, \text{ шт}$$

де  $N_B$  - робоче число верстатів, шт.;  $K_p$  коефіцієнт резерву, ( $K_p = 1,2$ );

$$\text{По руді: } N_{\text{Винв}} = 1,17 \times 1,2 = 2 \text{ шт}$$

$$\text{По скелі: } N_{\text{Винв}} = 1,94 \times 1,2 = 3 \text{ шт}$$

Сумарно 5 верстатів СБШ-160/200 на кар'єр.

«В умовах кар'єру ПівнГЗК для зарядки сухих та обводнених свердловин застосовується зарядна машина типу "Україніт 2". Для забійки свердловин спроектована машина ЗС-1» [23].

«Визначимо річну витрату ВР:

$$Q_{\Gamma} = 0,001 \times A \times q, \text{ кг} \quad (3.21)$$

де  $A$  - річна продуктивність гірської породи, що відпрацьовується, м<sup>3</sup>;  $q$  - питомі витрати ВР, кг/м<sup>3</sup>» [10, 13, 14];

$$\text{по руді} \quad Q_{\Gamma} = 0,001 \times \frac{5,7 \times 10^6}{3,5} \times 1,49 = 2328 \text{ т}$$

$$\text{по скелі} \quad Q_{\Gamma} = 0,001 \times 3,7 \times 10^6 \times 1,29 = 4773 \text{ т}$$

«Визначимо кількість ВР в середньому блоці:

$$Q_{\text{бл}} = \frac{P_{\text{екс}} \times q}{1000}, \text{ кг} \quad (3.22)$$

де  $P_{\text{екс}}$  - середня місячна продуктивність екскаватора, тис.м<sup>3</sup>;  $q$  - питома витрата ВР, кг/м<sup>3</sup>» [10];

$$\text{по руді} \quad Q_{\text{бл}} = \frac{225 \times 10^3 \times 1,49}{1000} = 335 \text{ т}$$

$$\text{по скелі} \quad Q_{\text{бл}} = \frac{225 \times 10^3 \times 1,29}{1000} = 290 \text{ т}$$

«Визначимо кількість блоків, які підривають за один масовий вибух:

$$R_{\text{бл}} = \frac{Q_{\Gamma}}{Q_{\text{бл}} \times N_{\text{мас}} \times 12}, \text{ шт} \quad (3.23)$$

де  $Q_{\Gamma}$  - річна витрата ВР, т;

$N_{\text{мас}}$  - кількість масових вибухів на місяць, шт.» [19];

по руді  $R_{\text{бл}} = \frac{2328}{335 \times 2 \times 12} = 0,29$  блока

по скелі  $R_{\text{бл}} = \frac{4773}{290 \times 2 \times 12} = 0,69$  блока

«Визначимо необхідну кількість зарядних машин для підготовки цих блоків:

$$N_{\text{м}} = \frac{R_{\text{бл}} \times Q_{\text{бл}}}{P_{\text{зм}} \times N_{\text{см}}}, \text{ шт} \quad (3.24)$$

де  $P_{\text{зм}}$  - середня місячна продуктивність зарядної машини;

$N_{\text{см}}$  - кількість змін на підготовку вибуху» [19]

по руді  $N_{\text{м}} = \frac{0,29 \times 335}{60 \times 4} = 0,4$  шт

по скелі  $N_{\text{м}} = \frac{0,69 \times 290}{60 \times 4} = 0,83$  шт

«Визначимо інвентарну кількість зарядних машин» [19]:

$$N_{\text{м.ин.}} = 1,2 \times N_{\text{м}}, \text{ шт} \quad (3.25)$$

по руді  $N_{\text{м.ин.}} = 0,4 \times 1,2 \approx 1$  машина

по скелі  $N_{\text{м.ин.}} = 0,83 \times 1,2 = 1$  машина

«Визначаємо необхідну кількість забійних машин:

$$N_{\text{з}} = \frac{A}{4000000}, \text{ шт} \quad (3.26)$$

де  $A$  - річна кількість гірської породи, що відпрацьовується, м<sup>3</sup>» [19];

по руді  $N_{\text{з}} = \frac{5,7 \times 10^6}{4000000 \cdot 3,5} = 0,41 \approx 1$  машина

по скелі  $N_{\text{з}} = \frac{3,7 \times 10^6}{4000000} = 0,925 \approx 1$  машина

«Визначимо необхідну кількість підричників» [19]:

$$N_{\text{вз}} = \frac{A}{600000}, \text{ чол.} \quad (3.27)$$

по руді  $N_{\text{вз}} = \frac{5,7 \cdot 10^6}{600000 \cdot 3,5} = 2,7 \approx 3$  чол.

по скелі  $N_{\text{вз}} = \frac{3,7 \times 10^6}{600000} = 6,16 \approx 7$  чол.

## ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі проведено комплексне дослідження шляхів підвищення ефективності підготовки гірських порід до виймання в умовах Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК». Актуальність цієї тематики зумовлена планомірним заглибленням кар'єрного простору до позначки чотирьохсот вісімдесяти п'яти метрів, що супроводжується суттєвим ускладненням гірничо-геологічних умов, підвищенням міцності й тріщинуватості скального масиву на глибоких горизонтах. На основі аналізу поточного стану відкритих гірничих робіт доведено, що якісне буровибухове руйнування порід із коефіцієнтом міцності від десяти до вісімнадцяти за шкалою Протодьяконова є базовою ланкою, яка повністю визначає техніко-економічні показники всього подальшого технологічного ланцюга підприємства, включаючи екскавацію, внутрішньокар'єрну логістику та первинне збагачення залізородної сировини.

У ході виконання науково-дослідної частини роботи було детально проаналізовано світовий досвід та теоретичні моделі керування енергією вибуху циліндричних свердловинних зарядів при відпрацюванні високих уступів, що дозволило виявити найбільш перспективні інженерні рішення. Досліджено закономірності застосування парнозближених і похилих свердловин, підривання на неприбрану гірську масу підпірної стінки, а також специфіку використання котлових і ярусних зарядів. Встановлено, що інтеграція спеціальних конструкцій розосереджених зарядів із повітряними проміжками та перехід на технологію короткозаповільненого підривання в затиснутому середовищі дозволяють згладити пікові навантаження в ближній зоні, оптимізувати гранулометричний склад вибухового розвалу, знизити вихід негабаритних фракцій і забезпечити чисте пророблення підосви уступу без утворення залишкових порогів.

Вагомим практичним результатом роботи є виконання порівняльних інженерних розрахунків двох варіантів технічного переоснащення бурового комплексу кар'єру для відпрацювання глибоких горизонтів. Перший варіант,

який базується на експлуатації традиційних електричних верстатів шарошечного буріння СБШ-250МНА, показав низьку змінну продуктивність на рівні двадцяти метрів за зміну, що вимагає утримання великого інвентарного парку в кількості сімнадцяти одиниць техніки. Натомість другий варіант, що передбачає впровадження модернізованих аналогів із занурювальними пневмоударниками типу СБШ-160/200, продемонстрував стрімке зростання технічної швидкості та змінної продуктивності буріння до сімдесяти дев'яти метрів по руді та дев'яноста п'яти метрів по скелі . Перехід на пневмоударне буріння дозволяє скоротити загальний інвентарний парк верстатів у кар'єрі більш ніж втричі — всього до п'яти одиниць, забезпечуючи колосальне зниження капітальних і операційних витрат комбінату.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Матвієнко С.А.. Звіт з переддипломної практики за освітньо-професійною програмою «Відкрита розробка родовищ» / О. М. Потніченко; ТОВ «Технічний університет «Метінвест Політехніка». – Запоріжжя, 2026. – 34 с.
2. Офіційний сайт ПрАТ «Північний ГЗК». URL: <https://sevgok.metinvestholding.com/ua>
3. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи, ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко - економічна оцінка та показники. Київ, «Міністерство промислової політики України», 2007.
4. Руйнування гірських порід енергією вибуху / за ред. Е. І. Єфремова. – Київ : Наук. думка, 1987. – 264 с.
5. Козаков Н. М., Закалинський В. М. Щодо ККД вибуху // Проблеми вибухової справи : зб. статей і доп. – 2002. – № 1. – С. 121–203.
6. Демидюк Г.П. О видимых проявлениях откольного механизма разрушения горных пород взрывом. – В кн.: Механизм разрушения горных пород взрывом. Київ: Наук. думка, 1971, - 364 с.
7. Перегудов В. В. Підвищення ефективності підривних робіт в складних гірничо-геологічних умовах залізородних родовищ : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.15.03 «Відкрита розробка родовищ корисних копалин» / В. В. Перегудов. – Кривий Ріг, 2012. – 20 с.
8. Мец Ю. С., Олійников А. І., Антонов А. Ю. Елементи теорії процесу вибухового розпушення гірських порід. – Кривий Ріг, 1987. – 17 с.
9. Ляшенко В. І. Буропідривні роботи на кар'єрах Кривбасу. Кривий Ріг : КНУ, 2015. 325 с.
10. Ляшенко В. І. Буропідривні роботи на кар'єрах Кривбасу. Кривий Ріг : КНУ, 2015. 325 с.
11. Hino K. Effect of discontinuity of rock on fragmentation // Journal of the Industrial Explosives Society, Japan. – 1957. – Vol. 18, № 3. – P. 229.

12. Paterson M. Experimental rock deformation. – New York : Springer, 1978. – 255 p.
13. Stepanov O. F., Peschanskaya N. N., Shepeizman V. V., Nikonov G. A. Longevity of solids at complex loading // International Journal of Fracture. – 1975. – P. 803–815.
14. Tomashevskii E. E., Zakrevskii V. A., Novak I. I., Korsukov V. E., Regel V. R., Pozdnyakov O. F., Slutsker A. I., Kuksenko V. S. Kinetic micromechanics of polymer fracture // International Journal of Fracture. – 1975. – P. 316–329.
15. Maerz N. H. Reconstructing 3-D block size distributions from 2-D measurements on sections // Proc. ISRM/Fragblast 5 Workshop and Short Course on Fragmentation Measurement. – Montreal : A. A. Balkema, 1996. – P. 39–43.
16. Maerz N. H., Palangio T. C., Franklin J. A. WipFrag image based granulometry system // Proc. Fragblast 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation. – Montreal, Quebec, Canada, 1996. – P. 91–99.
17. Paramonov G. P., Isheysky V. A. Influence of power characteristics of explosives on strength properties of pieces of the blown-up mountain weight // Proc. 8th Int. Conf. on Physical Problems of Rock Destruction. – Songzhuyuan, China : Metallurgical Industry Press, 2014. – P. 161–165.
18. Вовк О.О., Лучко І.А. Управління вибуховим імпульсом у породних масивах. – Київ: Наук. думка, 1985. – 216 с.
19. Шапурін О.В. Розрахунок параметрів буровибухових робіт. Навчальний посібник, Київ УМК ВО, 1990.
20. Собко Б.Ю. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин. Ч.1. Розкриття родовищ / Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков // Дніпро: Літограф. – 2017. – 205 с.
21. Касьян М. І. Технологія та безпека вибухових робіт у кар'єрах : навч. посібник / М. І. Касьян, О. А. Гірін. — Дніпро : Ліра. 2021. 348 с.

22. Сучасні технології буріння свердловин у міцних абразивних породах : навч. посібник / М. І. Касьян, О. А. Гірін, В. В. Коваленко. Дніпро : Ліра, 2020. 312 с.

23. Фролов О. О., Косенко Т. В. Відкриті гірничі роботи. Ч. І. Процеси відкритих гірничих робіт : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво». Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. 151 с.

24. Воробйов В. Д. Проектування підготовки гірничої маси до виймання : навчальний посібник / В. Д. Воробйов, А. В. Дриженко. — Дніпропетровськ : НГУ, 2012. 215 с.