

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

«Допущено до захисту»
Гарант ОПП

В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття освітнього ступеня магістра

за підсумками виконання
освітньо-професійної програми
«Новітні технології розробки родовищ корисних копалин»
за спеціальністю 184 Гірництво

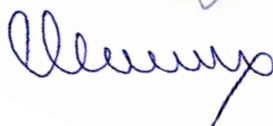
на тему «Дослідження шляхів зниження витрат на підготовку
гірських порід до виймання в умовах ПРАТ «Інгулецький ГЗК»»

Керівник роботи



Ігор ГРИГОР'ЄВ

Консультант від
бази практики



Дмитро МАЛИХ

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

Здобувач



Олександр ГЕРАСИМЧУК

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

Голова ЕК

Валерій СЛОБОДЯНЮК

Кривий Ріг
2024

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет	Гірничо-металургійний
Кафедра	гірничої справи
Ступінь вищої освіти	магістр
Спеціальність	184 Гірництво
ОПП	Новітні технології розробки родовищ корисних копалин

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант ОПП

В'ячеслав
КАМЕНЕЦЬ

«25» грудня 2023 р.

**ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРА**

Герасимчука Олександра Миколайовича

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

1. Тема роботи Дослідження шляхів зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання в умовах ПРАТ «Інгулецький ГЗК»

керівник роботи Григор'єв Ігор Євгенійович, доцент, канд. техн. наук,

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом Університету від 29.08. 2023 р. №137.1/29.08.2023

2. Термін подання роботи 08.01.2024 р.

3. Вихідні дані до роботи Навчальна література, державні стандарти з відкритих гірничих робіт, методична література з спеціальних дисциплін та дипломування, науково-дослідницькі роботи з тематики підготовки гірських порід до виймання, технологічні інструкції, дані ПРАТ «ІНГЗК» м. Кривий Ріг, результати експериментів та досліджень тощо

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань) Анотація. Зміст. Вступ. 1. Аналіз теоретичних основ щодо підготовки гірських порід до виймання. 2. Аналіз існуючих методів і досвіду кар'єрів кривбасу щодо вибухового розпушення залізородного масиву при його відпрацюванні високими уступами. 3. Аналітичні дослідження впливу питомої енергії вибухової речовини на розміри зон дроблення, тріщиноутворення і відколу. 4. Оцінка ефективності пропонованих рішень в умовах кар'єру ПРАТ «ІНГЗК». Висновки. Перелік використаних джерел. Додатки.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

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

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
Розділ 2	Малих Д.Ю. Директор з виробництва та планування ПРАТ «ІНГЗК»

7. Дата видачі завдання 05.12.2023

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Розділ 1. Аналіз теоретичних основ щодо підготовки гірських порід до виймання.	25.12.2023 – 28.12.2023
2	Розділ 2. Аналіз існуючих методів і досвіду кар'єрів кривбасу щодо вибухового розпушення залізородного масиву при його відпрацюванні високими уступами.	25.12.2023 – 28.12.2023
3	Розділ 3. Аналітичні дослідження впливу питомої енергії вибухової речовини на розміри зон дроблення, тріщиноутворення і відколу	28.12.2023 – 02.01.2024
4	Розділ 4. Оцінка ефективності пропонованих рішень в умовах кар'єру ПРАТ «ІНГЗК».	03. 01.2024 – 07.01.2024
5	Висновки, перелік посилань, вступ, зміст, реферат	07.01.2024 – 08.01.2024
6	Подання завершеної роботи. Перевірка на академічний плагіат	08.01.2024 – 10.01.2024
7	Остаточне оформлення роботи, презентаційного матеріалу, автореферату	10.01.2024 – 16.01.2024
8	Рецензування завершеної роботи. Захист	16.01.2024 – 24.01.2024

Здобувач

(Олександр ГЕРАСИМЧУК)

Керівник роботи

(Ігор ГРИГОР'ЄВ)

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ ТЕОРЕТИЧНИХ ОСНОВ ЩОДО ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ.....	8
1.1 Стан і перспективи інтенсифікації видобутку залізної руди глибокими кар'єрами.....	9
1.2 Сучасні уявлення про механізм розпушення гірських порід вибухом свердловинних зарядів.....	17
1.3 Поширення хвиль напружень в масиві гірських порід в залежності від умов підривання свердловин.....	23
РОЗДІЛ 2. АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ МЕТОДІВ І ДОСВІДУ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ ЩОДО ВИБУХОВОГО РОЗПУШЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОГО МАСИВУ ПРИ ЙОГО ВІДПРАЦЮВАННІ ВИСОКИМИ УСТУПАМИ.....	37
2.1 Руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів.....	41
2.2 Підривання високих уступів на неприбрану гірську масу.....	46
2.3 Метод котлових зарядів.....	49
2.4 Комбіновані свердловинні заряди вибухових речовин на залізорудних кар'єрах.....	52
РОЗДІЛ 3. АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПИТОМОЇ ЕНЕРГІЇ ВИБУХОВОЇ РЕЧОВИНИ НА РОЗМІРИ ЗОН ДРОБЛЕННЯ, ТРИЩИНОУТВОРЕННЯ І ВІДКОЛУ.....	56
3.1 Управління імпульсом вибуху при відбійці гірських порід на кар'єрах.....	56
3.2 Визначення розмірів зон вибухового навантаження з урахуванням конструктивних та енергетичних особливостей.....	61
РОЗДІЛ 4. ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ В УМОВАХ КАР'ЄРУ ПРАТ «ІНГЗК».....	73
ВИСНОВКИ І РЕКОМЕНДАЦІЇ.....	77
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	81

АНОТАЦІЯ

В роботі виконано ґрунтовний аналіз сучасного стану і перспектив інтенсифікації видобутку залізної руди глибокими кар'єрами, наведений актуальний стан уявлень про механізм розпушення гірських порід вибухом свердловинних зарядів. Проведено аналіз існуючих методів вибухового розпушення залізорудного масиву при його відпрацюванні високими уступами. Розглянуто коло питань руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів, підривання високих уступів на неприбрану гірську масу, метод котлових зарядів, а також комбіновані свердловинні заряди вибухових речовин на залізорудних кар'єрах. Виконаний аналіз ґрунтується на досвіді глибоких кар'єрів Кривбасу щодо підривання високих уступів. В роботі проведені аналітичні дослідження впливу питомої енергії вибухової речовини на розміри зон дроблення, тріщиноутворення і відколу, розглянуто управління імпульсом вибуху при відбійці гірських порід на кар'єрах, а також визначення розмірів зон вибухового навантаження з урахуванням конструктивних та енергетичних особливостей свердловинного заряду. Виконано оцінку ефективності пропонованих рішень, що послугувало для подальшої підготовки висновків і рекомендацій щодо зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання в умовах ПРАТ «Інгулецький ГЗК».

ВСТУП

Актуальність теми. У сучасних умовах світової економіки задля збереження конкурентоспроможності вітчизняних гірничовидобувних підприємств необхідне підтримання досягнутого рівня виробництва залізорудної сировини, а Інгuleцький ГЗК є одним з лідерів впровадження технічних і технологічних підходів для підвищення операційної ефективності роботи підприємства.

В той же час якість підготовки гірських порід до виймання прямим чином впливає на ефективність ведення всіх наступних технологічних процесів відкритих гірничих робіт.

Крім того, завданню екологічних та енергозберігаючих технологій у мінерально-сировинному секторі відповідає застосування високоуступної відбійки при відкритій розробці залізорудних родовищ.

Постановка проблеми. Проблема дослідження полягає у необхідності оптимізації технічних та технологічних процесів в Інгuleцькому ГЗК для підтримки конкурентоспроможності на тлі сучасних викликів світової економіки, зокрема, через підвищення ефективності підготовки гірських порід та впровадження екологічних і енергозберігаючих технологій.

Мета й завдання роботи. Підвищити ефективність підготовки гірських порід до виймання для умов кар'єру ПРАТ «Інгuleцький ГЗК» шляхом збільшення висоти уступу, що підринається. Для досягнення поставленої мети в роботі сформовані **основні задачі дослідження:**

1. Виконати аналіз теоретичної бази з питань вибухової підготовки гірських порід до виймання.
2. Проаналізувати досвід буровибухових робіт в глибоких залізорудних кар'єрах.
3. Визначити раціональні параметри буропідричних робіт і заходи, що сприяють підвищенню їх ефективності.

4. Оцінити ефективність шляхів зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання в умовах ПРАТ «Інгулецький ГЗК».

Об'єкт дослідження – процес підготовки гірських порід до виймання в глибоких залізородних кар'єрах.

Предмет дослідження – параметри буропідривних робіт глибоких в робочій зоні кар'єру.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає у зниженні витрат на підготовку гірських порід до виймання в умовах глибоких залізородних кар'єрів за рахунок розробки масиву високими уступами.

Методи дослідження: аналіз і синтез виробничого досвіду і теоретичних основ підготовки порід до виймання; методи статистичної та аналітичної обробки даних.

Наукове значення роботи полягає в узагальненні теоретичної бази і виробничого досвіду щодо пошуку оптимальних параметрів буропідривних робіт.

Практичне значення роботи полягає у розробці рекомендацій щодо визначення раціональної висоти уступу в кар'єрі Інгулецького ГЗК та оцінці технологічних заходів щодо зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання.

РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ ТЕОРЕТИЧНИХ ВІДОМОСТЕЙ ЩОДО ТЕОРІЇ ВИБУХОВОЇ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД

У сучасних умовах світової економіки задля збереження конкурентоспроможності вітчизняних підприємств чорної металургії необхідне підтримання досягнутого рівня виробництва залізорудної сировини. Вочевидь, завданню екологічних та енергозберігаючих технологій у мінерально-сировинному секторі відповідає застосування високоуступної відбійки при відкритій розробці залізорудних родовищ. Це дозволяє ліквідувати відставання розкривних робіт, збільшити продуктивність гірничого обладнання на 5-15%. Найбільш повне та економічне використання машин та механізмів при розробці залізорудних родовищ може бути досягнуто якісною вибухопідготовкою гірської маси.

З одного боку, застосування високоуступної технології призводить до підвищення раціонального використання пробурених свердловин, так само як і збільшення корисного використання енергії вибуху на дроблення. А з іншого боку разом з тим перед комплексом буровибухових робіт постає завдання, вирішення якого необхідне для отримання якісної підготовки підірваної гірської маси.

Кар'єр Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату відноситься до глибоких потужних кар'єрів. В той же час деякі його борти вже виходять на проектні контури, а робоча зона характеризується стисненими умовами ведення технологічних процесів. В таких умовах пошук шляхів оптимізації буровибухових робіт є складною і важливою задачею.

Аналіз існуючих способів буропідривних робіт, що застосовуються під час підривання високих уступів, відображає необхідність у вдосконаленні технологій, і зокрема, при розробці масиву високими

уступами, що забезпечують заданий ступінь дроблення та якісне опрацювання підшви цього уступу.

1.1 Стан і перспективи інтенсифікації видобутку залізної руди глибокими кар'єрами

Залізо, як хімічний елемент, є однією з основних складових у земній корі, і різною мірою присутнє в осадових утвореннях. Воно займає четверте місце за кількістю всіх елементів [1] і видобувається в невеликих кількостях на великих за площею родовищах у багатьох країнах. В даний час основу чорної металургії, як одну з основних галузей світової, і особливо вітчизняної промисловості, становлять залізні руди. Головним чином, видобута залізорудна сировина використовується для чавуну та сталі. Сталь – це сплав заліза та вуглецю, життєво важливий для світової економіки. Його унікальне поєднання міцності, універсальності, можливості вторинної переробки та низької вартості робить його ідеальним матеріалом для будівельної промисловості, суднобудування, автомобілебудування, залізничного будівництва, мостобудування, важкої промисловості, машинобудування. Відповідно до статистики Світової асоціації виробників сталі, показаної рис. 1.1, світове виробництво сирової сталі майже подвоїлося з 2000 року [2]. У порівнянні з 94% збільшенням світового виробництва сирової сталі в період з 2000 по 2013 рік, збільшення виробництва сталі, наприклад, у Китаї, за той же період становило майже 540%. Щоб задовольнити швидке зростання виробництва сирової сталі, останнім десятиліттям відбулося значне розширення світового виробництва залізної руди. Як видно з рис. 1.1, світовий видобуток залізняка збільшився з 1,043 млрд. тонн у 2010 році до 2,93 млрд. тонн у 2020 [3]. Китай є найбільшою країною - виробником

залізорудної продукції, яка видобуває близько 1,3 млрд. тонн у 2012 році, що становить близько 45% світового видобутку залізняку.

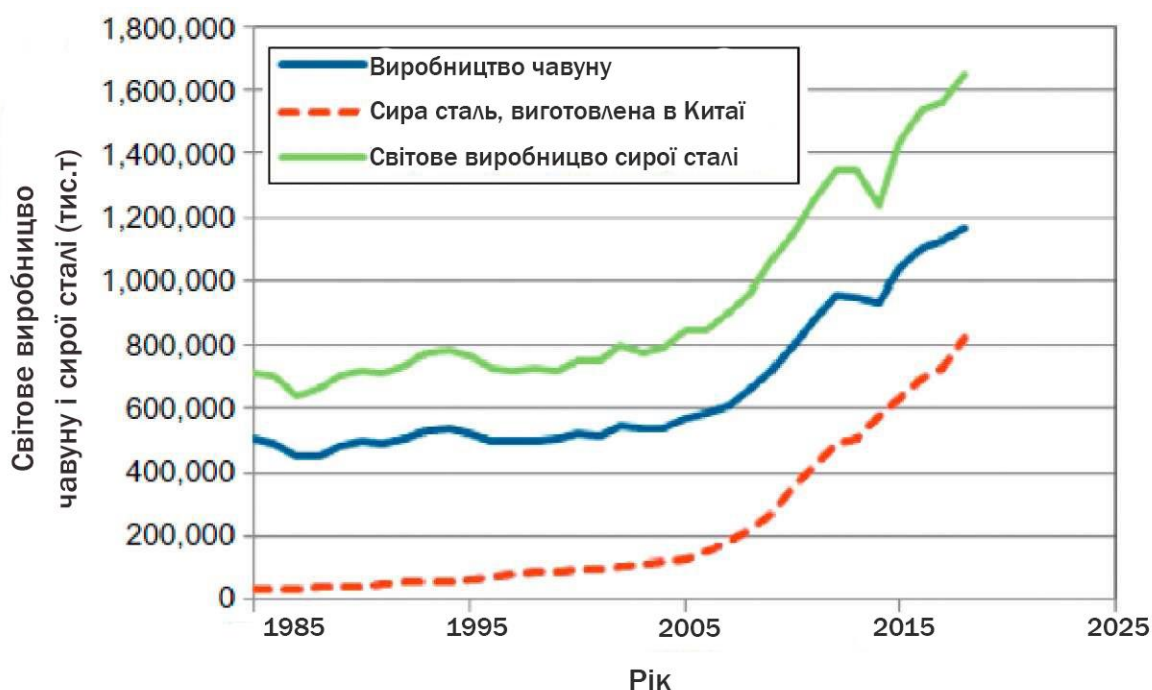


Рисунок 1.1 – Світова динаміка виробництва чавуну і сталі

Видобуток залізняку в основних країнах-виробниках сталі, як правило, підтримується суттєвими запасами залізняку, які технічно та економічно доцільно добувати. Австралія має найбільші запаси і вміст заліза у світі, за нею слідує Бразилія. Україна ж впевнено входить до першої десятки країн за запасами залізняку.

Крім обсягів видобутку, слід звернути увагу до тенденції світової економіки щодо вартості залізної руди. На зростання цін вплинуло посилення вимог у галузі екології при видобутку корисних копалин, закриття застарілих підприємств у Китаї. Це викликало підйом попиту на якісну залізорудну сировину, а також підвищення обсягів виробництва сталі та чавуну в більшості регіонів світу [4].

Для того щоб визначити шляхи інтенсифікації розробки родовищ залізняку, необхідно розглянути техніко-економічні показники вже існуючих найбільших гірничо-збагачувальних підприємств. Показники продуктивності гірничого обладнання різняться між підприємствами досить значно. Коефіцієнт використання екскаваторів становить 0,59-

0,69; залізничного транспорту – 0,5; автосамоскидів 0,51-0,75. На ці показники впливають наявність у парку підприємств зношених машин, не повна реалізація паспортних можливостей технологічного устаткування, неефективна організація видобутку. Зниження продуктивності гірничого транспорту пов'язане зі збільшенням глибини ведення гірничих робіт, що показали наукові дослідження [5-6].

Аналіз праць відомих вчених Н.В. Мельникова, В.В. Ржевського, К.М. Трубецького, А.І. Арсентьева, С.Д. Вікторова, М.Г. Новожилова, Г.О. Холоднякова та інших показав, що з найбільш перспективних напрямів підвищення ефективності при відкритій розробці корисних копалин є застосування високих уступів [7-9]. До найбільш істотних переваг таких уступів слід віднести покращення технологічних та техніко-економічних показників буропідричних робіт, можливість регулювання у широкому діапазоні режиму розкривних та видобувних робіт, а також зниження загальних та поточних обсягів виїмки пустих порід у кар'єрі. Нині скельні уступи висотою 23-27 метрів можна відпрацьовувати за традиційною технологією екскаваторами з великими лінійними параметрами ЕКГ-12,5 та ЕКГ-20. Дослідження показують, що розробку породи високими уступами можна розділити на три способи:

1. Буріння та підривання породи проводиться на всю висоту уступу, а екскавація здійснюється пошарово при висоті шару, що дорівнює висоті черпання екскаватора;

2. Буріння, підривання та прибирання гірничої маси виконують одночасно на всю висоту уступу;

3. Те саме, але із залишенням частково неприбраної маси [10].

На відкритих розробках вітчизняних ГЗК є досвід відпрацьовування уступів заввишки 20 метрів. На окремих кар'єрах проводилося експериментальне підривання уступів заввишки до 45 метрів [7]. На

Південному ГЗК (рис. 1.2) підривали уступи заввишки до 39 метрів, складені породами з коефіцієнтів міцності по Протод'яконову - 16.



Рис. 1.2 – Кар'єр Південного гірничо-збагачувального комбінату

На кар'єрі № 1 ЦГЗК підривали здвоєні та зтроєні розкривні уступи заввишки до 40 метрів [8]. Трирічна практика виробництва буровибухових робіт при високих уступах на підприємствах Новокриворізького комбінату дозволила зробити висновки про збільшення виходу гірничої маси з 1 метра свердловини, покращення якості дроблення, що досягається під час вибуху на неприбраний забій. Відомі дослідно-промислові вибухи уступів заввишки 30 метрів на родовищі Навої, результатом дослідів стало зниження негабариту та великих фракцій (500-1000мм) майже вдвічі. У зарубіжній практиці відомі три напрямки буровибухових робіт при високих уступах: обурення та підривання уступів на всю висоту (уступи до 60 метрів); роздільне обурювання окремих частин уступів заввишки до 90 метрів та підривання високих уступів камерними зарядами [11]. Висота уступу,

наприклад, на кар'єрі New Jersey, знаходиться в межах 55-58 метрів. Використовують свердловини діаметром 160 мм при сітці свердловин 5×6,5 м [12].

Після підривання розпушений масив при висоті розвалу до 26 метрів зазвичай відпрацьовується екскаваторами ЕКГ-8І; ЕКГ-12,5; ЕКГ-6,3ус на повну висоту вибою. При вищому розвалі останній відпрацьовується підступами. Вибої висотою до 34 метрів можна відпрацьовувати екскаваторами ЕКГ-20 і ЕКГ-15ус. Крім застосування кар'єрних екскаваторів, для відвантаження добре підірваних скельних порід на кар'єрах у ряді випадків використовуються розкривні екскаватори та драглайни [9].

Відповідно до типу вітчизняного обладнання та технології його застосування М.Г. Новожиловим запропоновано систематизацію уступів, складених скельними породами, що розробляються вибуховим розпушуванням, яка побудована з умови навантаження екскаватором транспортних засобів, що розміщуються на одному рівні стояння (табл. 1.1). А.Ю. Дриженко встановлено, що форма контурів та параметри кар'єру в плані, а також кут падіння пласта корисних копалин у межах 55-90° не істотно впливає на висоту розкривних уступів та технологію їх відпрацювання.

Таблиця 1.1 – Систематизація уступів

Група уступів	Систематизація за висотою	Тип гірничого обладнання			
		Екскаватори типу пряма лопата		Екскаватори типу зворотна лопата та драглайни	
		Кар'єрні	Розкривні	Кар'єрні	Розкривні
I	Уступи невеликої висоти до 10 м	Будівельні екскаватори з ковшом місткістю 1 - 3 м ³			
	Уступи середньої висоти (16-27 м)	ЕКГ-4 ЕКГ – 4,6	-	ЕГО - 4 ЕГО - 8	ЕШ – 5/45М ЕШ – 13/50
	Уступи вищі за середню висоту (16-27 м)	ЕКГ - 8і ЕКГ – 12,5 ЕКГ - 20	ЕКГ - 6 ус ЕВГ - 4	ЕГО - 4у ЕГО - 12 ЕГО - 15	ЕШ – 5/45 М ЕШ – 13/50
II	Високі уступи (28 – 60 м)	ЕГ - 40	ЕКГ - 16 ус ЕКГ - 6,3 ЕВГ - 10/50	-	ЕШ – 10/60 ЕШ – 40/85 ЕШ – 80/100

Техніко-економічний аналіз показує, що найменші витрати на виробництво буропідривних робіт відповідають висоті уступів 15-45 метрів залежно від способу підривання та типу вибухової речовини. Так, при використанні суцільної конструкції колонкового заряду та дорогих типів вибухових речовин (алюмотол, гранулотол) відповідає зменшенню висоти уступів, а економічніших (типу ігданітів, гранемітів) – висоті уступів 40-45 метрів (рис.1.3).

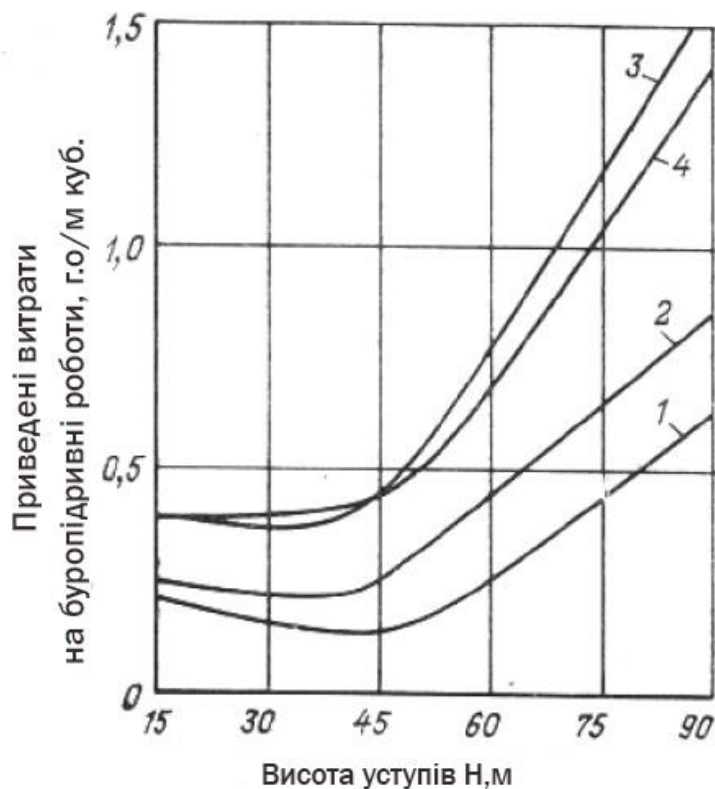


Рисунок 1.3 – Вплив висоти уступів на техніко-економічні показники буропідричних робіт під час підривання на підібраний забій (використані ВВ: 1- ігданіт; 2 - грамоніт 79/21; 3 – гранулотол; 4 – алюмотол)

Дослідженнями встановлено, що оптимальна висота уступів становить 24 – 45 метрів залежно від способу буропідричних та виймальних робіт та глибини розробки [13]. До глибини кар'єру 100-120 метрів доцільно відпрацьовувати уступи висотою 24-27 метрів суцільним вибоєм екскаваторами ЕКГ – 6,3ус та ЕГ-20. При багаторядному підриванні висота розвалу має перевищувати висоту уступа. У цьому забезпечуються необхідні темпи зниження гірничих робіт під час будівництва та освоєння проектної потужності кар'єру.

Основною проблемою при застосуванні способу розробки родовища високими уступами була складність навантаження екскаваторами через розвали гірничої маси після проведення буропідричних робіт, що перевищують висоту черпання екскаватора,

що призводить до порушення техніки безпеки. Вирішити це вдалося декількома способами, наприклад застосуванням екскаваторів зі збільшеною висотою черпання (ЕКГ - 20, ЕШ 13/50); розбиттям уступу на підступи; зміною параметрів буропідливних робіт.

М.В. Васильєвим розглядалося питання перспектив використання драглайнів у залізорудній промисловості, зокрема як варіант вирішення завдання інтенсифікації розкривних робіт, необхідність яких спричинена збільшенням глибини розробок. Драглайни пропонувалося використовувати для відпрацювання осадових порід у складних гідрогеологічних умовах із безпосереднім навантаженням у засоби залізничного та автомобільного транспорту. Застосування драглайнів на верхніх горизонтах кар'єрів дозволяє збільшити висоту уступу, що веде до покращення режиму гірничих робіт [14].

Савицький Є.В. у своїх працях обґрунтовує технологію розробки залізорудних родовищ високими уступами із застосуванням драглайнів, що дозволяє підвищити продуктивність технологічного комплексу обладнання кар'єру та знизити матеріальні, енергетичні та трудові витрати на його експлуатацію [15]. Головною ідеєю є застосування екскаваторів - драглайнів при відпрацюванні верхнім і нижнім черпанням високих уступів і навантаженні гірської маси в бункер, що дозволяє спростити завантаження локомотива і звести простої суміжних ланок практично до нуля. Перспективи застосування драглайнів у залізорудних кар'єрах докладно викладено у роботі [16] І.В. Дерев'яшкіна, в яких пропонується та обґрунтовується необхідність застосування високоуступної розробки залізорудних кар'єрів крокуючими екскаваторами, що дозволяє скоротити довжину пересувних шляхів у кар'єрі у 2-3 рази, підвищити продуктивність праці в 1,3 – 1,6 рази за економії експлуатаційних витрат.

1.2 Сучасні уявлення про механізм розпушення гірських порід вибухом свердловинних зарядів

Одне з основних завдань під час проведення вибухових робіт - отримати гірничу масу певного гранулометричного складу. Вирішення цієї задачі можливе лише на основі повного вивчення механізму руйнування середовища при накладанні імпульсивних навантажень, що дозволяє визначити оптимальні параметри імпульсу в конкретних гірничо-технічних умовах.

Уявлення про механізм руйнування гірничих порід вибухом детально розглянуто багатьма дослідниками. В результаті досягнуто більш чітке уявлення про механізм вибуху. Великий внесок у науку у цій галузі зробили як вітчизняні, так і закордонні вчені: Н.Ф. Суханов, М.М. Боресков, Н.А. Садовський, Я.Б. Зельдович, О.Є. Власов, Г.І. Покровський, Ф.А. Баум, О.Є. Власов, К.П. Станюкович, Г.П. Демідюк, С.Д. Вікторов, Н.М. Козаков, Е.І. Єфремов, О.М. Ханукаєв, В.А. Боровиков, Ч. Норен, К. Хіно, Р. Коул та ін [16-24].

Існуючі сучасні уявлення про фізичні процеси, які відбуваються під час руйнації гірських порід вибухом, переважно схожі. При вибуху середовища потенційна енергія заряду розподіляється між хвильовою і квазістатичною дією. 60-70% енергії трансформується на хвилю напружень і близько 30-40% енергії залишається у продуктах детонації [18].

Після вибухового розкладання сферичного заряду ВР на всі боки від зарядної камери починає поширюватися потужна ударна хвиля. Елементарний обсяг ΔV , який про загальний випадок може бути виділений у середовищі на деякій відстані R від заряду, буде стиснутий зусиллям σ_R (рис. 1.4), в нормальному і розтягнутому зусиллям σ_t в тангенціальному напрямку. У зоні дії ударних хвиль напруження по фронту хвилі перевищує модуль об'ємного стиснення середовища, а

самі нормальні напруження співвісні, завдяки чому порода поблизу заряду роздавлюється і переходить у текучий стан, утворюючи зону пластичних деформацій.

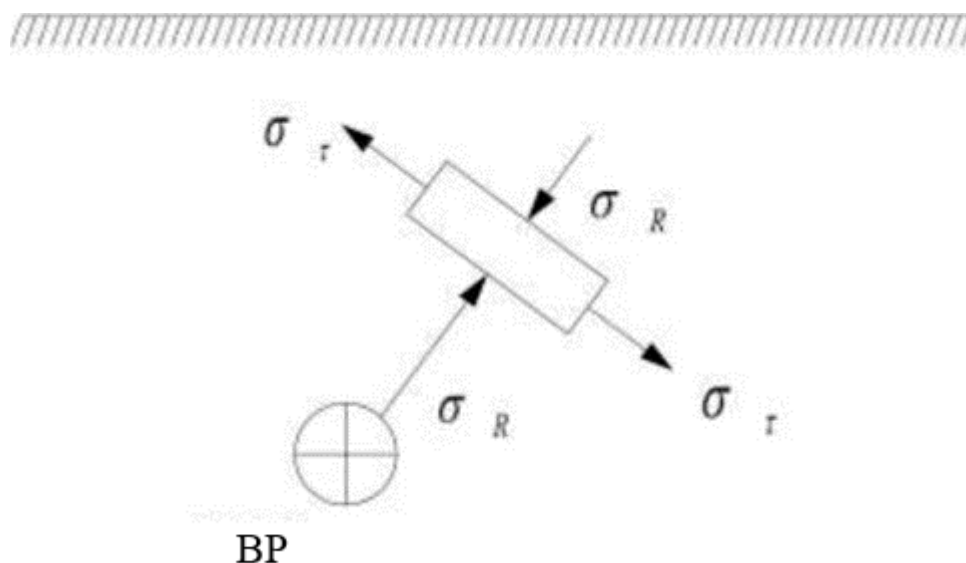


Рисунок 1.4 – Розподіл головних напружень під час вибуху заряду BP у середовищі під дією прямої хвилі стиснення.

Прояв цієї зони, як показують результати експериментальних досліджень, незначний і становить 3-7 радіусів заряду. При досить великому віддаленні від заряду співвісні нормальні напруження не можуть виконати досить помітного руйнування через те, що міцність більшості реальних матеріалів у стані всебічного стиску в 10-12 разів вище міцності їх в одновісному напруженому стані. Незважаючи на відносно невеликі геометричні розміри зони пластичних деформацій, що становить 0,2 -1% загального обсягу руйнувань, енергоємність її утворення дуже висока.

Подальше руйнування середовища при проходженні по масиву прямої хвилі стиснення можливе лише під дією зусиль розтягування σ_t в тому випадку, коли в результаті ослаблення зв'язків міцності внаслідок мікротріщиноутворення або за наявності досить інтенсивно розвиненої природної тріщини елементарний обсяг ΔV має можливість зміщуватися в тангенціальному напрямку. В цьому випадку в

середовищі утворюється система тріщин, що радіально розходяться від заряду у бік відкритої поверхні (рисунок 1.5). У разі ж, якщо рух ΔV в тангенціальному напрямку виключається, обсяг руйнування під впливом прямої хвилі стиснення обмежується лише утворенням зони пластичних деформацій.

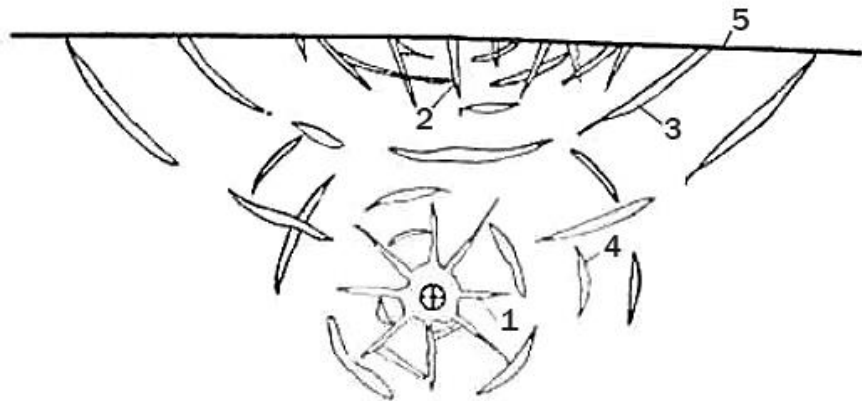


Рисунок 1.5 – Розподіл основних тріщин руйнування під час вибуху заряду ВР у середовищі під впливом: 1 - прямої хвилі стиснення; 2 - сил стиснення та розтягування; 3 – відбитих хвиль розтягування; 4 – хвиль розтягування; 5 – відкрита поверхня.

Таким чином, незважаючи на досить високу напругу на фронті ударної хвилі, обсяг руйнувань, вироблених нею, незначний внаслідок руйнування гірських порід у стані всебічного стиснення, коли міцність їх підвищується принаймні в 10-12 разів у порівнянні з міцністю в одновісному стані.

При подальшому поширенні по масиву трансформованої з ударної хвилі – хвилі стиснення, виникнення руйнувань можливе лише на межі розділу напівпростору, де σ_R зводиться в нуль, а дія тангенціальних напруг σ_T (рисунок 1.6), в результаті яких в масиві виникає система тріщин, перпендикулярних до відкритої поверхні. Інтенсивність росту та глибина проростання таких тріщин залежить головним чином від напруги σ_T , що діє на фронті хвилі стиснення на граничній відстані R , що дорівнює глибині закладення заряду на відкритій поверхні.

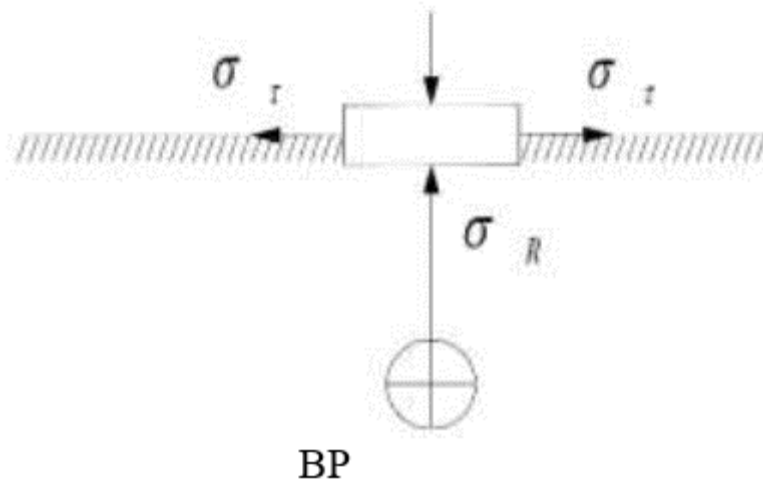


Рисунок 1.6 - Розподіл головних напружень під час вибуху заряду ВР у середовищі під впливом хвиль стиснення і розтягування межі розділу напівпростору

У міру проходження хвилі до межі розділу напівпростору тут пряма хвиля стиснення відбивається і перетворюється на відбиту хвилю розтягування з центром крутизни в дзеркально відбитому центрі заряду. При цьому елементарний об'єм ΔV піддається розтягуванню (рисунок 1.7), в результаті якого на межі розділу утворюється система відколових тріщин.

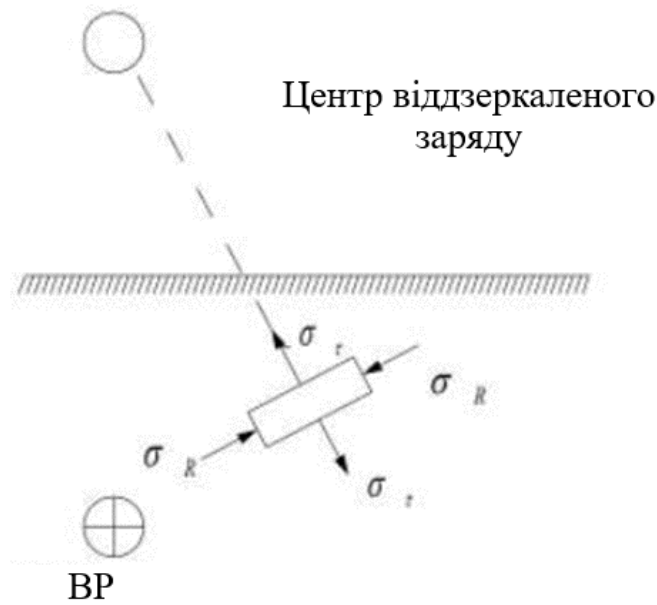


Рисунок 1.7 – Розподіл головних напружень під час вибуху заряду ВР у середовищі під впливом відбитих хвиль розтягування

По мірі поширення відбитої хвилі розтягування у бік масиву напруження по її фронту спадає. Обсяг руйнувань, виконаних нею, обмежений тим загальним запасом пружної енергії, який накопичений середовищем при проході хвилі стиснення межі розділу напівпростору. Внаслідок цього при значній глибині закладення заряду та різкому згасанні напруги на фронті хвилі стиснення масив опрацьовується неякісно. Відкольні явища, виконуючи значну роль процесі загального руйнування середовища, все ж таки є визначальними.

Крім розглянутих вище факторів, повне руйнування масиву істотно залежить від дії хвилі стиснення у фазі розрядження, що утворюється в результаті падіння тиску в газовому обсязі зарядної камери. Цей тиск призводить до того, що елементарний обсяг ΔV на відстані R , що не зруйнувався в процесі проходження по масиву прямої хвилі напруги через своє двоосьове стискування, інтенсивно руйнується при проходженні хвилі розтягнення під дією σ_t . Це є закономірним, якщо врахувати, що міцність гірничих порід на стиснення

у багато разів більша за міцність їх на розтягнення. При цьому під дією тангенційної напруги обсяг ΔV отримує рух у бік зарядної камери (рисунок 1.8), що призводить до утворення системи кільцевих тріщин, зміщених відносно один одного в залежності від радіальних і відкольних тріщин, що раніше утворилися (рисунок 1.5).

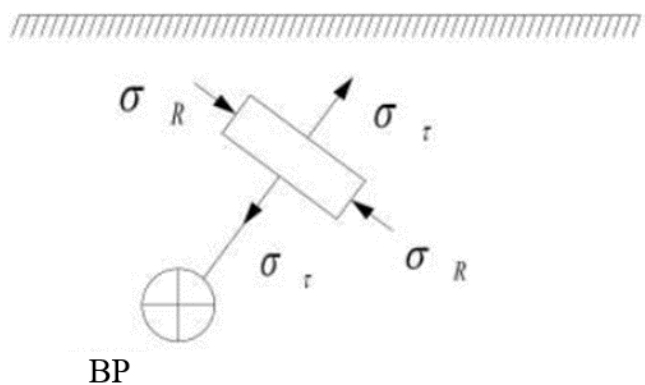


Рисунок 1.8 – Розподіл головної напруги під час вибуху заряду ВР у середовищі під впливом хвиль розтягування

Таким чином, процес руйнування масиву гірничих порід, обмеженого відкритою поверхнею, протікає не миттєво, а в період певного часу Δt , протягом якого система сил і напруг, що беруть участь у руйнуванні, значно змінюється в просторі. Однак, незважаючи на багатозначність напруг, що виникають, їх зміну в просторі і часі, інтерференцію і дифракцію хвиль, процес крихкого руйнування гірських порід вибухом з фізичної точки зору характеризується лише одним видом руйнування – відривом на відкриту поверхню під дією розтягуючих напруг, що досягаються найбільш легко. Це призводить до утворення виділеної вище системи тріщин, що розсікає масив гірських порід у процесі проходження ним хвилі напруги.

Досить просте пояснення механізму руйнування гірських порід вибухом з позиції механіки суцільного середовища значною мірою ускладнюється при врахуванні природних порушень гірських порід системою мікро-макротріщин.

Наявність цих тріщин веде до різкого перерозподілу діючих в середовищі напруг і викликаних ними деформацій. Дійсно, концентрація напруг стиснення по поверхні тріщини веде до її розвитку з порушенням суцільності середовища, що відразу переводить матеріал з напруженого стану стиснення в напружений стан розтягування, визначаючи надалі руйнування відривного характеру по площині даної мікротріщини. Завдяки цьому процес утворення початкових мікротріщин, що визначають утворення макротріщин, навіть у разі дії зусиль стиснення є все ж таки результатом дії тангенціальних напруг, тому орієнтація тріщин завжди перпендикулярна зусиллям σ_R . Отже, з фізичної точки зору, відбувається тільки один вид руйнування – відрив на відкриту поверхню. Поява такої відкритої поверхні цілком очевидна, якщо врахувати, що процес руйнування не є однотипним у часі свого протікання. Залежно від зовнішніх умов, і деформацій, що відбуваються, він може різко змінюватися від чистого зсуву, коли $\sigma_R/\sigma_T=1$, відразу ж на одновісне розтягування $\sigma_R/\sigma_T=2$, коли в результаті розвитку тріщин утворюється відкрита поверхня та спостерігається відрив частинок середовища [21].

1.3 Поширення хвиль напружень в масиві гірських порід в залежності від умов підривання свердловин

Вивчення закономірностей розподілу хвиль напружень, що збуджуються вибухом свердловинних зарядів у гірських породах, має важливе значення у різних галузях науки та техніки. Дослідженнями встановлено, що вони відіграють значну роль у процесі руйнування твердих порід [25-26].

Поширення вибухових хвиль у гірських породах здійснюється у формі ударних хвиль, хвиль напруги та сейсмічних хвиль. Оскільки дії ударних хвиль завершується в дуже обмеженому обсязі, що становить

у загальному обсязі дроблення гірських порід не більше 1%, а дія сейсмічних хвиль істотно не впливає на картину руйнування, то будуть розглянуті лише особливості поширення хвиль напруги в гірських породах.

Поширення хвиль напруги в гірських породах характеризується рядом параметрів, що істотно змінюються у просторі та часі. До параметрів хвиль напруги, що викликають кінцеву деформацію середовища, відносяться (рис. 1.9): максимальне напруження фронту хвилі $\sigma_{\max}$, Па; тривалість позитивної фази хвилі стиснення, t , с; час наростання напружень від 0 до $\max - t_n$, с; час спаду напружень від $\max$ до 0- t_s , с [25].

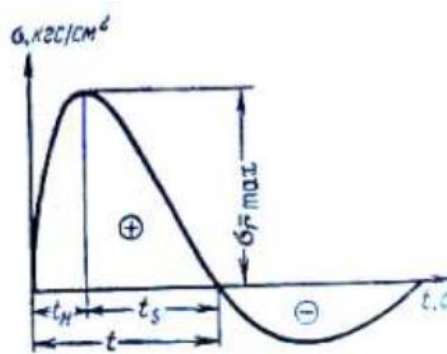


Рисунок 1.9 – Імпульс вибуху

Зазначені параметри залежать від характеристики середовищ, що руйнуються вибухом, умов детонації ВР, параметрів вибухового розкладання ВР і умов його розміщення в зарядній камері.

Крім зазначених вище основних параметрів хвилі напруги, істотне значення в оцінці процесів руйнування порід вибухом мають такі параметри, як: швидкість масового зміщення середовища в хвилі u , см/с; зміщення середовища у хвилі напруження s , см; імпульс хвилі напруження J кгс/см²*с; енергія хвилі напруження W , кгс*м/м².

Напруження на фронті хвилі – не єдиний критерій оцінки умов процесу руйнування. Максимальне напруження на фронті хвилі має першорядне значення у тому випадку, коли тривалість дії хвилі значно перевищує інші характерні проміжки часу процесу (наприклад, час деформації та руйнування середовища). Якщо ж тривалість фази хвилі стиснення значно менша від часу руйнування середовища, то максимальне напруження втрачає своє першорядне значення, і важливим фактором стає загальний імпульс навантаження [25, 26].

$$J = \int_0^t \sigma(r, t) dt, \text{кгс/см}^2 \quad (1.1)$$

Величина імпульсу зазвичай обчислюється в межах області початкового високого тиску шляхом інтегрування до довільної верхньої межі часу, що досить повно враховує характерні зміни тиску від часу в діапазоні, що становить значну частину початкової пікової величини. Критерієм вибору межі інтегрування за часом служить падіння тиску до деякого досить ефективного його значення, яке дорівнює приблизно 1/3 початкового максимального тиску.

Імпульс вибуху, характеризуючи в цілому дію заряду в деякому геометрично обмеженому середовищі, все ж таки не дає повного уявлення про можливе руйнування її вибухом. Таке уявлення може бути отримано виходячи із законів поширення та поглинання хвиль напруги в середовищі, що характеризується певними пружними константами.

Енергія хвиль напружень визначається енергією вибухового розкладання ВР та умовами її переходу в пружну енергію для порід різної характеристики, що визначає можливий напружений стан середовища та його тривалість, завдяки яким хвилею і виконується робота [27]. Зважаючи на це, енергія хвилі напруги може бути визначена як функція роботи, що здійснюється при переміщенні елементарної площадки на певну відстань у необмеженому середовищі. Тоді початкове рівняння енергії, що проходить через одиницю площі у

нормальному до фронту хвилі напрямку за час dt , може бути виражено наступним чином:

$$dW = d\sigma(r, t)du(r, t)dt \quad (1.2)$$

або

$$W = \int_0^t \sigma(r, t)u(r, t)dt, \text{ кгс*м/м}^2. \quad (1.3)$$

Зміна швидкості масового зміщення та напруги в часі з урахуванням їх максимального значення підпорядковується експоненційному закону виду [27]:

$$u = u_{max}e^{-\alpha(t-t_H)} \frac{\sin\beta t}{\sin\beta t_H}; \quad (1.4)$$

$$\sigma = \sigma_{max}e^{-\alpha(t-t_H)} \frac{\sin\beta t}{\sin\beta t_H}, \quad (1.5)$$

де $e^{-\alpha(t-t_H)}$ – експонента, що характеризує крутість наростання та спаду напруг чи швидкості;

α, β – коефіцієнти, що характеризують крутість наростання та спаду напруги чи швидкості.

Зміна максимальних нормальних напруг у просторі обернено пропорційно відносному радіусу $r'=R/r_0$ у ступені, що визначається формою геометричного розсіювання хвилі, пружними та пластичними властивостями середовища. У роботах [27-28] запропоновано ряд теоретичних та експериментальних залежностей щодо визначення характеру зміни напруг у часі та просторі при поширенні хвиль у різних середовищах.

Загальною особливістю хвиль напруги є те, що наростання напруг відбувається досить різко, а спад, як правило, має плавний характер; градієнт напруг в областях навантаження та розвантаження може бути оцінений відношенням величин $t_H/t_S=\Delta\sigma$. При градієнті напруги, близькому до 1,0 в середовищі спостерігається поширення гармонійних

коливань малої інтенсивності – сейсмічних хвиль; при $\Delta\sigma < 1,0$ – хвиль напруження. При зниженні градієнта напружень загасанні енергії хвиль збільшується через підвищення в'язкості середовища і, як наслідок цього, дисипативних втрат.

Характерною особливістю гірських порід є наявність у них природних мікро- та макротріщин [29]. При проходженні хвиль напруги від одиночного заряду на периферії його відбувається розкриття тріщин з частковим порушенням зв'язності структури середовища. Однак це не виключає можливості того, що розвиток природних мікротріщин, що почався, може бути зупинено через створення рівноважного стану між пружною енергією, накопиченою в середовищі, і поверхневою енергією тріщин, недостатньою для їх подальшого розвитку. Якщо ж у цей момент у зону руйнування буде якимось чином подано додаткову кількість енергії від нового джерела, слід очікувати більш повного руйнування середовища. У практиці вибухових робіт додаткова кількість енергії зазвичай надходить у середовище при груповому підриванні зарядів, яке може виконуватися миттєво чи послідовно. В окремих випадках додаткову кількість енергії може бути одержано від однієї і тієї ж системи групових зарядів шляхом застосування певних методів підривання [29-31].

Так, наприклад, технологічними особливостями ведення гірничих робіт передбачається обмеження зруйнованого обсягу принаймні однієї або двома відкритої поверхнями [30], від яких відбувається відбивання хвиль стиснення, їх перетворення на хвилі розтягування та подальше використання в процесі руйнування $1/6 - 2/6$ тієї енергії ВР, яка перейшла із заряду у середовище. По решті чотирьох-п'яти напрямків енергія вибуху розсіюється у вигляді сейсмічних коливань, що становить близько $4/5 - 5/6$ загального енергетичного потенціалу, переданого ВР у середовище. За умови повернення даної енергії в сферу руйнування є можливим досягнення розкриття природних мікро-

макротріщин середовища, а в окремих випадках і створення нових тріщин, що в цілому сприяє більш якісному дробленню масиву порід.

Повернення енергії хвиль напружень може бути досягнуто за рахунок створення навколо руйнованого масиву прошару порід з відмінною від основного середовища акустичною жорсткістю, що веде до відображення енергії хвиль напруги не від однієї-двох відкритих поверхонь, а від чотирьох-п'яти, підвищуючи цим використання потенційної енергії ВР, що перейшла в середу, до $5/6$. Таким чином, зміна граничних умов на внутрішньому контурі руйнування дозволяє суттєво підвищити обсяг передруйнування середовища, що покладено в основу розробки низки інженерних методів керування енергією вибуху.

Особливо значною мірою якість дроблення гірських порід вибухом може бути підвищено при використанні енергії, що подається в середовище при послідовному груповому підриванні серії зарядів з інтервалом впливу між ними, що визначається характером порід та умовами ведення вибухових робіт [30]. У цих умовах процес передруйнування масиву гірських порід значною мірою залежить від абсолютної напруги, що створюється в середовищі в результаті проходження хвиль напруги від вибуху першого заряду, так і від подальших збільшень напруги, що формуються в середовищі при послідовному підриванні зарядів. У цілому нині процес передруйнування середовища при груповому підриванні зарядів характеризується трьома основними параметрами:

- 1) збільшення пружної енергії деформації під час підривання наступної серії зарядів;

- 2) періодом часу від моменту підривання першої групи свердловин до моменту повного розкриття первинних тріщин передруйнування, відразу після якого повинен слідувати вибух другої серії, третьої і т. д. з тим, щоб була виключена можливість змикання тріщин;

3) взаємним розташуванням одного заряду щодо іншого та відкритих поверхонь, що обмежують руйнований обсяг.

При вибуху заряду ВР у масиві гірських порід, розсіченому системою природних мікромакротріщин (рис. 1.10, а), формується первинне поле напружень як наслідок дії прямих хвиль стиснення в напрямку від заряду до відкритої поверхні. При відображенні прямої хвилі стискування від вільної поверхні у масиві формується вторинне поле напружень як наслідок дії хвиль розтягувань у напрямі від відкритої поверхні до зарядної камери. У процесі формування зазначених полів напружень в середовищі відбувається розкриття природних мікромакротріщин та виникнення нових тріщин, внаслідок чого масив руйнується по серії тріщин (рис. 1.10, б) та процес завершується під дією тиску газоподібних продуктів вибуху (рис. 1.10, г).

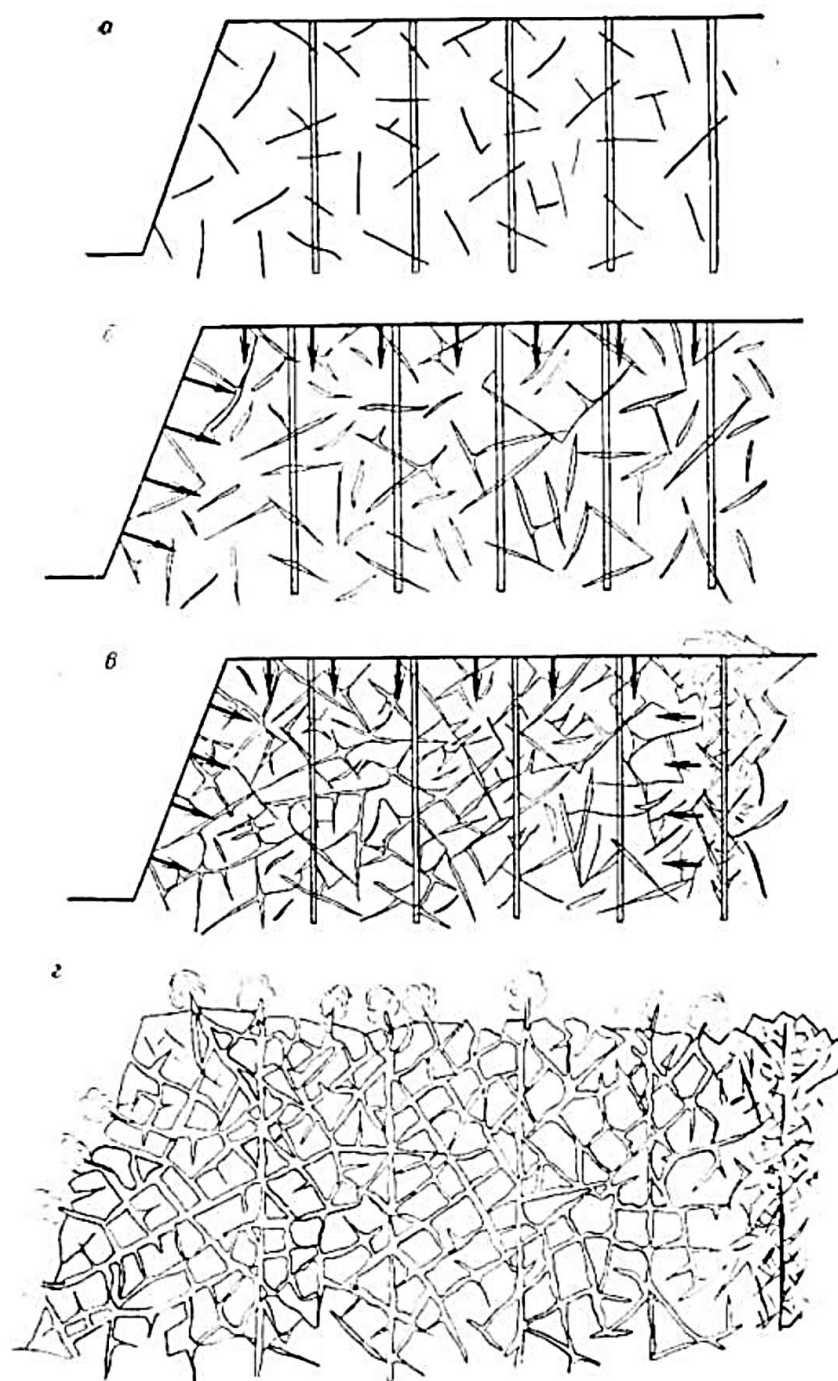


Рисунок 1.10 – Послідовність процесу руйнування масиву гірських порід вибухом.

Якщо в масиві гірських порід виділити деякий елементарний об'єм ΔV , що характеризується певною системою мікро-макротріщин (рис. 1.8, а), то при підриванні першого заряду дані тріщини почнуть розвиватися до критичного стану рівноваги і розкриваються нові, раніше не видимі

мікротріщини 1, 2, 3, 4, 5, 6 (рис. 1.11, б). У тому випадку, коли наступного вибуху не відбудеться, або він відбудеться за часом, що перевищує час зворотного змикання тріщин при зворотному процесі деформації, знову розкриті тріщини не отримають достатнього розвитку, і остаточне руйнування середовища, що завершується під дією тиску газоподібних продуктів вибуху, характеризується значним виходом негабаритних шматків, візуальний аналіз яких свідчить про наявність у них мікротріщин, подібних до тріщин 1, 2, 3, 4, 5, 6 на рисунку 1.11, б, які не встигли розвинути до остаточного порушення суцільності будови середовища.

Якщо ж вибух попередньої серії зарядів здійснюватися в часі, рівному часу остаточного розвитку первинних тріщин передруйнування до їх зворотного змикання, то через істотне збільшення обсягу енергії обсяг і якість передруйнування середовища можуть бути значно підвищеними [32]. Мікро-макротріщини при цьому остаточо змикаються між собою, розділяючи масив на ряд фракцій, а знову розкриті проростають на значну глибину. Крім того, в масиві порід може бути розкрита ще нова серія тріщин типу 1', 2', 3', 4', 5' (рис. 1.11, в). При подальшому розширенні газоподібних продуктів вибуху тріщини 1, 2, 3, 4, 5, 6 остаточо розвиваються, розчленовуючи масив на ряд фракцій, а тріщини 1', 2', 3', 4', 5' проростають ще на більшу глибину, готуючи масив для його остаточного руйнування в процесі розльоту підірваної гірської маси [32] (рисунок 1.11, г).

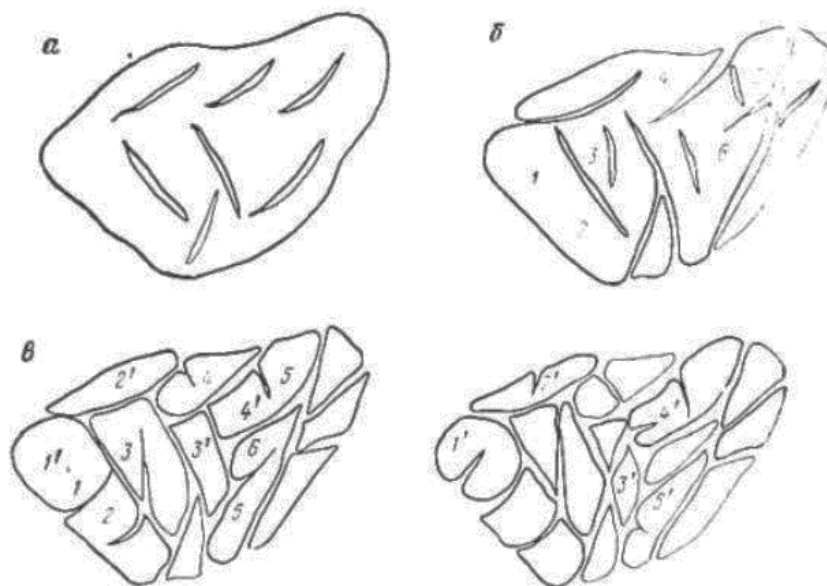


Рисунок 1.11 – Послідовність процесу руйнування елементарного обсягу порід вибухом.

З наведеного механізму розвитку мікро-макротріщин середовища, отриманого в результаті швидкісних кінозйомок процесу руйнування на масивах гірських порід і кам'яних моделях, видно, що наступна серія зарядів повинна бути підірвана відразу після розкриття тріщин в середовищі від вибуху попередньої серії зарядів, тобто час між послідовними вибухами має дорівнювати часу проростання тріщин до свого максимального значення [31]. Якщо час послідовного підривання зарядів дещо менше часу максимального проростання тріщин, то будуть спостерігатися мимовільні витрати енергії на зайве розкриття тріщин, яке могло б статися без додаткового збільшення енергії вибуху. Якщо ж час послідовного підривання зарядів дещо перевищує час максимального проростання тріщин, то можливе часткове змикання тріщин, що утворилися, що вимагатиме певної кількості енергії для їх попереднього розвитку до стану рівноваги, після якого настає період нового зростання тріщин. Таким чином, з енергетичних міркувань найбільш вигідно не миттєве, а послідовне підривання зарядів ВР з певним часом уповільнення наступного вибуху заряду ВР з певним

часом уповільнення наступного вибуху по відношенню до попереднього. Ця енергетична концепція в сучасній практиці підривних робіт реалізується у вигляді короткосповільненого підривання, зокрема багаторядного короткосповільненого підривання, сутність якого полягає саме в тому, що наступні заряди або ряди свердловин вибухають з певним, «коротким» уповільненням по відношенню до попередніх зарядів.

Оптимальне значення такого «короткого» уповільнення встановлюється на підставі обліку характеристики порід, можливої швидкості зростання тріщин та відстані до відкритої поверхні, у напрямку якої вони зростають (1.6):

$$t_3 = \frac{3,5 p}{3\sqrt{f^2}} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}} w 10^{-3}, \text{мс} \quad (1.6)$$

Аналіз даної залежності показує, що час послідовного короткосповільненого підривання зарядів ВР прямо пропорційно пружно-пластичним константам та відстані до вільної поверхні та обернено пропорційний міцності порід.

Важливою умовою досягнення заданого ступеня дроблення, поряд з числом зарядів та їх послідовним груповим підриванням, є встановлення параметрів просторового положення зарядів щодо відкритих поверхонь та один одного.

Так, автор роботи [30] доводить раціональне розташування сітки свердловин з урахуванням суперпозиції динамічних хвиль напруги. Він пропонує алгоритм побудови залежності $Q(\alpha)$, де Q – величина енергії, що йде на дроблення, α – кут між парою свердловин (рис. 1.12).

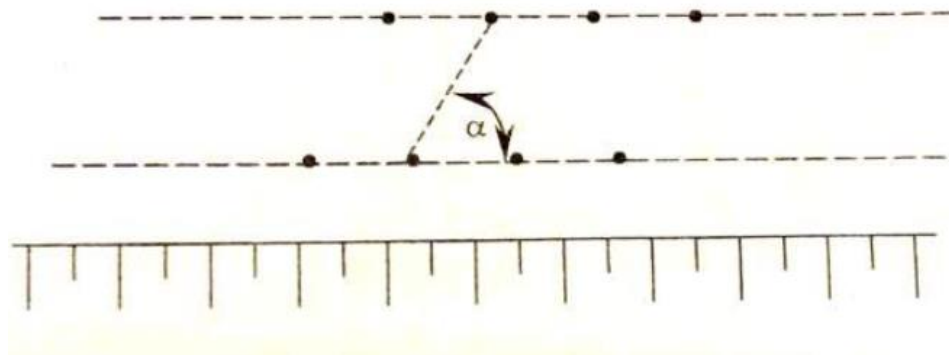


Рисунок 1.12 – Сітка свердловин із кутом 60°

Загальний характер самої залежності $O(\alpha)$ такий, що найбільш ефективно використання вибухової енергії можливе при застосуванні сітки з кутом, близьким до 60° (Рис. 1.13).

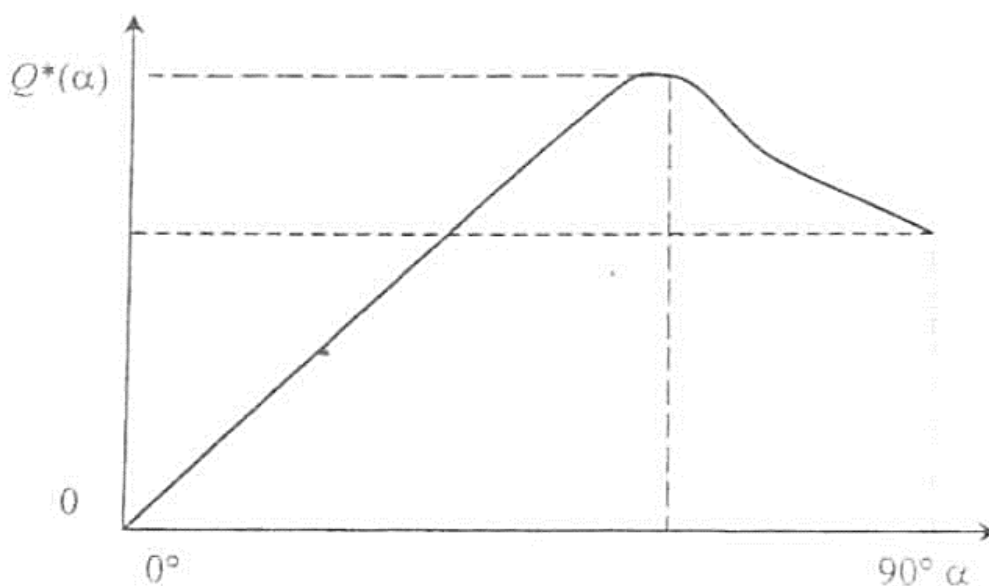


Рисунок 1.13 – Залежність використання вибухової енергії від сітки свердловин із заданим кутом.

В роботі [33] розглянуто вплив швидкості поширення хвиль напружень у гірському масиві на обсяг руйнації скельних порід. Встановлено залежність між середнім значенням швидкості розповсюдження поздовжніх хвиль та обсягом руйнування скельних порід. Автор приходить до висновку, що зміна швидкості поширення

поздовжньої хвилі напруження з 1000 до 6000 м/с призводить до збільшення об'єму підірваної гірничої маси в середньому в 2,2 рази незалежно від типу ВР.

Козаковим Н.М. [34] запропонована формула для визначення максимальної масової (U) швидкості у хвилі напружень на межі дії при вибуху свердловинного заряду в породі, що включає пружні властивості порід:

$$U = \frac{c \sigma_{сж} (1 - \mu^2)}{E \left(1 - \frac{0.12 \mu \Lambda}{R_d}\right)} \quad (1.7)$$

де $\sigma_{сж}$ – межа міцності порід на стиснення;

R_d - радіус випромінювання хвилі напруження;

E - модуль пружності;

μ – коефіцієнт Пуассона.

У роботі [53] розглянуто основні експериментальні дані про параметри хвиль напружень у ближній зоні вибуху:

1) при вибуху промислових ВР хвилі напружень у міцній гірській породі є слабкими. Співвідношення максимальної напруги в хвилі до модуля об'ємного стиснення K є досить малою величиною ($10^{-2} - 10^{-3}$)

Вочевидь, що «слабкість» хвилі пов'язана з малими деформаціями об'єму гірської породи, хвиля напруг визначає можливість передачі енергії вибуху середовищу. З погляду механіки деформованих середовищ цей факт означає, що з поширенні хвилі напружень деформації у хвилі не перевищують величин приблизно 10^{-3} .

2) хвиля напружень у ближній зоні є короткою, майже «ударною». Наростання максимальної амплітуди швидкості часток відбувається значно швидше, ніж відбувається її спад. Поблизу заряду хвиля напруг подібна до ударної хвилі в газі або рідині, на великих відстанях від заряду час наростання збільшується. З механічної точки зору це

еквівалентно тому, що зона наростання стиснення в хвилі напружень Δr набагато менша від загальної довжини зони стиснення навколо заряду: $\Delta r/r < r$, де r - пройдена хвилею відстань.

3) для міцних порід характерно, що вся хвиля напруження (включаючи час наближення, настання максимуму на даній відстані) поширюється зі швидкістю, близькою до швидкості поширення поздовжньої хвилі. Хоча і спостерігаються регулярні відхилення в запізнюванні максимуму в порівнянні зі вступом (збільшення запізнення з відстанню від заряду) та деякі загальні збільшення тривалості позитивної фази;

4) закони згасання максимальних значень у хвилі напружень з відстанню від заряду визначено експериментально. При цьому задовільним дотриманням законів геометричної подоби встановлені залежності загасання V_{rmax} від R для сферичних зарядів з показником ступеня рівним 1,6–1,8:

$$V_{rmax} = \frac{C}{(r/R_3)^n} \quad (1.8)$$

Проведений короткий аналіз основних робіт дає підставу акцентувати увагу на низці питань, які не знайшли достатньо точного пояснення або не дозволяють з достатньою для практики точністю оцінити параметри хвиль напружень для різних типів ВР, конструкцій зарядів, з урахуванням фізико-механічних властивостей порід, що руйнуються, та умов ініціювання зарядів.

Таким чином, для підвищення ефективності вибухових робіт необхідно враховувати напрямок ініціювання зарядів, положення бойовика та основні розрахункові елементи розташування заряду.

РОЗДІЛ 2. АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ МЕТОДІВ І ДОСВІДУ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ ЩОДО ВИБУХОВОГО РОЗПУШЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОГО МАСИВУ ПРИ ЙОГО ВІДПРАЦЮВАННІ ВИСОКИМИ УСТУПАМИ

Якість дроблення значною мірою залежить від повноти використання енергії вибухових речовин. Нині висота робочих уступів на залізорудних кар'єрах переважно становить 12-17 метрів. З гірничо-геологічних умов, вибуховості гірських порід, і навіть прийнятої висоти уступів вибирається величина перебуру свердловин і набійки. Довжина перебуру та набійки коливаються в широких межах: перебур - до 3 метрів; набійка - від 4 до 8 метрів. При висоті уступу 15 метрів довжина перебуру становить 3,5 метра, тобто 16% загальної довжини свердловини, колонка заряду досягає 10-12 метрів, на набійку залишається 4-8 метрів, або 20-40% свердловини. Отже, близько 40-50% довжини пробуреної свердловини не використовується для розміщення заряду і лише 40-60% - для раціонального розподілу заряду, що робить відбійку та дроблення. Таким чином, використання пробурених свердловин, як за обсягом, так і за висотою становить на залізорудних кар'єрах 25-35% і призводить до нерівномірного розподілу енергії в уступі. Таким чином, ми знову повертаємось до методу, що дозволяє підвищити рівень використання енергії вибуху з метою інтенсивного дроблення гірських порід – підривання високих уступів.

У практиці ведення вибухових робіт розроблено різні методи управління енергією вибуху свердловинного заряду, засновані на детальному вивченні та використанні фізичної сутності процесів, що протікають у масиві гірських порід та у самому циліндричному заряді вибухової речовини (ВР). Виконаний у попередньому параграфі аналіз показав, що в даний час є низка моделей, за допомогою яких досліджується дія вибуху на тверде середовище. Однак немає

закінченої думки, яка враховує всі процеси, що відбуваються під час вибуху заряду в середовищі.

О.Є. Власов припускає, що енергія вибуху передається середовищу миттєво, а потенційний рух середовища описується рівнянням Лапласа, рішення якого досить повно досліджено. Але в деяких випадках при вирішенні прикладних завдань виникають труднощі у відшуванні потенціалу поля початкових швидкостей, а отримані результати громіздкі та придатні лише для оцінки у відомому наближенні [35].

Відповідно до енергетичної теорії руйнування гірських порід Г.І. Покровського енергія вибуху передається середовищу миттєво внаслідок ударної дії продуктів детонації. Середовище руйнується переважно під впливом хвилі стиску [36]. З робіт Н.В. Мельникова випливає, що миттєва детонація заряду викликає в гірській породі хвилі стиснення і розтягування, що концентрично розповсюджуються [36].

О.М. Ханукаєв [36] вважає, що при вибуху основну роль у руйнуванні скельних порід відіграє на першому етапі руйнування ударна хвиля, а потім хвиля напруг, а допоміжну роль - та частина енергії продуктів вибуху, яка не перейшла в ударну хвилю руйнування і залежить від акустичної жорсткості породи.

У роботах Г.П. Демідюка [37] механізм руйнування гірських порід залежить від відношення величини лінії опору по підшві до діаметра заряду. При веденні вибухових робіт, коли напруги розтягування, що виникають при інтерференції падаючої хвилі та хвилі, відбитої від оголеної поверхні перевищують граничні значення, відбувається руйнування середовища відколом.

Велике поширення серед дослідників набули зонні моделі руйнування, коли все середовище умовно розбивається на окремі зони і поведінка матеріалу всередині цих зон описується різними рівняннями залежно від характеру руйнування. Теоретична схема дії вибуху в

твердій ріді в квазістатичному наближенні передбачає, що на заключній стадії розширення вибухової порожнини міцнісні властивості середовища відіграють вирішальну роль, і тиск газів усередині порожнини врівноважується напругою на її межі [37].

Розглянемо дію свердловинного заряду першого ряду на масив гірських порід. Свердловинний заряд на уступі при похилому схилі зустрічає нерівномірний опір середовища. Процес вибуху 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 хвилі і швидко згасають у міру поширення в масиві. Енергія вибуху непродуктивно витрачається на пластичні деформації та на переподрібнення середовища поблизу осередку вибуху, що призводить до відповідного зниження частини енергії, що витрачається на корисну роботу (дроблення). Результати досліджень [37] свідчать про те, що верхня частина уступу інтенсивно зруйнована під дією вибуху зарядів вищележачого горизонту і має знижену міцність. Крім зміни властивостей міцності масиву з глибиною змінюється навантаження на заряд і за рахунок сил гравітації. 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 (рис. 2.1). Очевидно, що найбільший опір дії вибуху свердловинний заряд має по підшві уступу, а при підриванні високих уступів це значення максимально, тому виникла гостра необхідність у вишукуванні такого методу вибухових робіт, при якому розпушена гірська маса мала б задану кускуватість в об'ємах, що забезпечують високопродуктивність машин та обладнання, а перевищення по підшві уступу мінімальні. Цей висновок підтверджується і натурними випробуваннями: відомий досвід підривання високих уступів на підібраний вибій на кар'єрах ПРАТ «Північний ГЗК» (Кривий Ріг).

Конструкції свердловин являли собою суцільні заряди вибухової речовини із набійкою із бурової дрібниці. Незважаючи на уявні сприятливі умови підривання на підібрані уступи (наявність вільних площин оголення), якість вибухів залишалася низькою, особливо в масиві першого ряду; перевищення по підосві становило від 1,5 до 3 метрів [38].

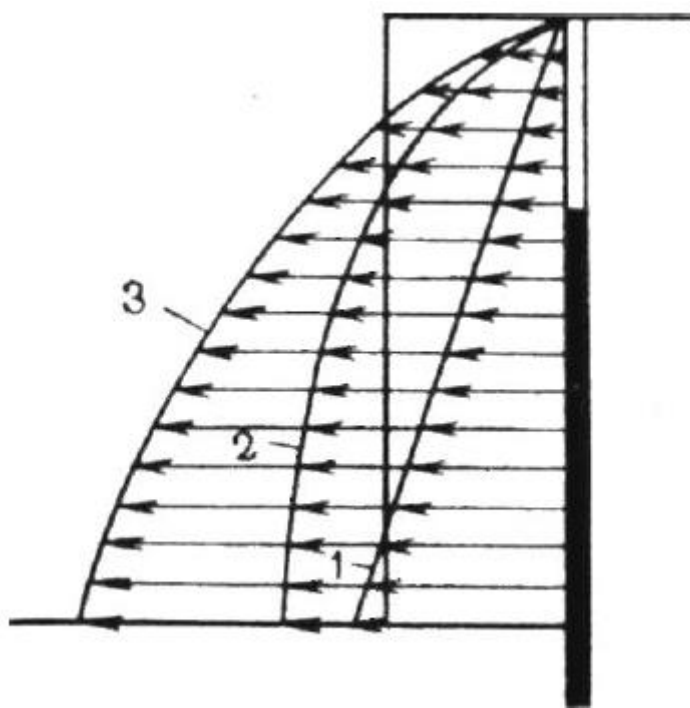


Рисунок 2.1 – Еюра розподілу навантаження на свердловинний заряд по висоті уступу: 1 – еюра сил гравітації; 2 - еюра зміни властивостей міцності порід; 3 - результуюча еюра повного опору дії вибуху

Зупинимосся на основних методах керування параметрами вибуху у породних масивах. Сучасні уявлення про механізм руйнування гірських порід засновані в цілому на передумові, що цей процес складається з двох стадій: докритичної, яка веде до зародження та повільного в'язкого зростання мікротріщин, і критичної, що супроводжується лавинним зростанням тріщин. При швидкопротікаючих процесах підростання мікротріщинуватості при

достатній енергії відбувається рівномірно по всьому об'єму, а кількість точок руйнації, що зароджуються, зростає зі зростанням швидкості їх протікання. Це створює умови для подрібнення в ближній зоні. При повільних навантаженнях рух дислокацій відбувається вздовж основних ліній ковзання, зумовлених яскраво вираженою структурною неоднорідністю породи чи наявністю мікродефектів. Викладене вище дозволяє говорити про те, що розробка оптимальних методів руйнування гірського масиву може проходити за такими напрямками: в першу чергу оптимізації швидкості навантаження як засобу регулювання руху мікродефектів для управління процесом тріщиноутворення та застосування різних технологічних прийомів, що дозволяють піддати масив неодноразовому навантаженню або нерівномірному навантаженню.

Таким чином, покладаючись на наведені методи управління дією вибуху, були розроблені такі способи підривання високих уступів на залізородних кар'єрах:

1. Руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів;
2. Вибух на неприбрану гірську масу;
3. Застосування методу котлових зарядів;
4. Застосування комбінованих свердловинних зарядів.

2.1 Руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів

Зміна параметрів системи розробки, зокрема застосування високих уступів, потребує, як було зазначено вище, збільшення величини лінії опору по підшві уступу. Виходячи із загальних вимог, що пред'являються до вибуху, якість руйнування порід по підшві уступу є суттєвим показником ефективності підривання. Похилі, парно-зближені

свердловинні заряди забезпечують якісніше дроблення порід по підшві уступу. Питання взаємодії зарядів присвячено багато робіт [17, 30, 37, 39]. Великий інтерес до вивчення цього питання викликаний різницею умов руйнування у сфері дії лінії зарядів й у напрямі лінії найменшого опору. Концентрація напруги по лінії двох або декількох зарядів призводить до виникнення тріщин у цьому напрямку, які в загальному процесі тріщиноутворення розвиваються раніше за інших.

Г.П. Демидюк, досліджуючи вплив коефіцієнта зближення зарядів на якість дроблення, висуває припущення про те, що до основних причин поліпшення опрацювання підшви і ступеня дроблення гірської породи відносяться збільшення відносної відстані між зарядами і зменшення величини відносної лінії опору по підшві [26]. Результати швидкісної кінозйомки процесу руйнування моделей показали, що збільшення відносної відстані між зарядами, що одночасно вибухають, призводить до значного зростання кінетичної енергії рухомої підірваної маси.

Ефективність застосування близько розташованих зарядів ВР також залежить від прийнятої відстані між ними, яка для конкретних гірничо-технічних умов має бути строго певної величини. При перевищенні оптимального значення можлива локалізація вибухових впливів та зниження ефекту вибуху спарених зарядів вибухових речовин. При застосуванні циліндричних зарядів у тріщинуватому анізотропному середовищі утворюється зона тріщиноутворення еліптичної форми з нерівномірно розподіленими параметрами поля квазістатичних напруг, фронт якого наближається до плоского. Створити такий фронт можна шляхом підривання щілинних зарядів або одночасним підриванням двох або кількох зближених зарядів. Причому при підриванні зближених зарядів плоский фронт хвилі напруг формуватиметься лише у разі чітко визначеної відстані між ними (рис. 2.2, 2.3).

За наявності оголеної поверхні та одночасного підривання близько розташованих зарядів вибухових речовин характер руйнування змінюється, і створюються розтягуючі напруження у тангенціальному напрямку.

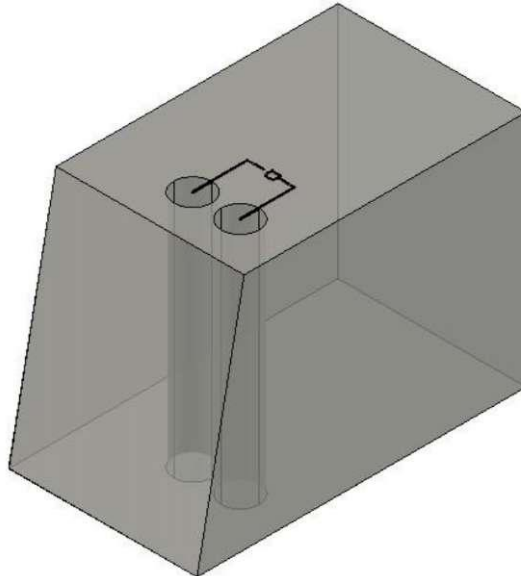


Рисунок 2.2 – Схема застосування парнозближених свердловинних зарядів

Величина параметра a , що характеризує оптимальну відстань між зближеними свердловинами, визначається 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 $\rho_{\text{вв}}$ - щільність вибухової речовини, кг/м³;

D – швидкість детонації вибухової речовини, м/с;

b - відстань між свердловинами у ряду, м;

J - відношення акустичних жорсткостей вибухової речовини та породи; σ_* – міцність породи на роздавлювання, Па;

W_n - величина лінії опору по підшві уступу, м.

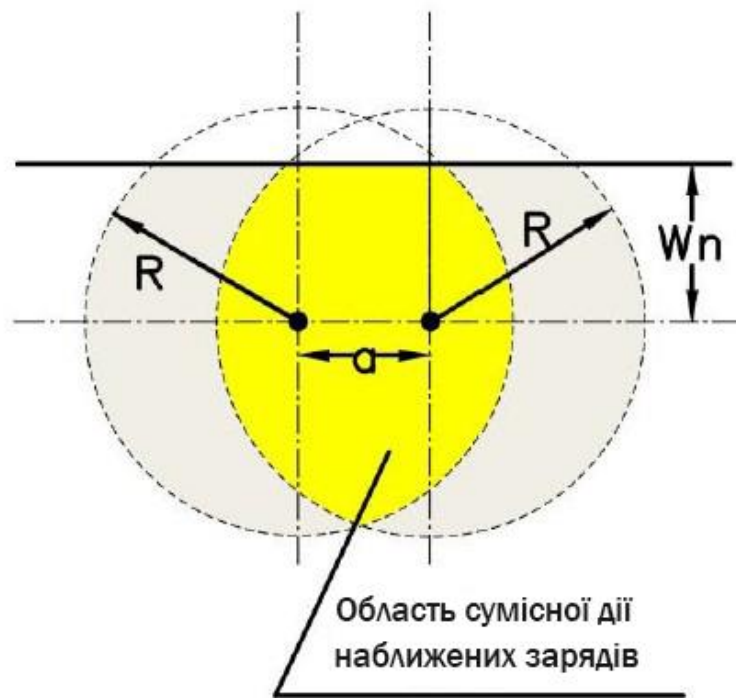


Рисунок 2.3 – Схема дії на маси зближених зарядів

Для руйнування масиву гірських порід по лінії найменшого опору потрібно певний проміжок часу поширення і розширення тріщин, рівний відношенню величини лінії опору по підшві уступу до подвоєної швидкості поширення тріщин [24].

Застосування групових зарядів, що розташовані в одну лінію в першому ряду, було випробувано в умовах південної групи кар'єрів України. Дослідження охоплювали велику кількість кар'єрів із різними гірничо-геологічними умовами. Зокрема, використовувалися групи з двох - трьох, іноді з чотирьох-п'яти зарядів, в результаті підривання відзначено ефективність подолання великих ЛОПП, але якість подрібнення погіршилася (вихід негабариту 9-12%) [33].

Результати теоретичних, лабораторних і промислових досліджень показують, що ефективним методом оптимізації ступеня дроблення гірничої маси і опрацювання великих величин ЛОПП є застосування похилих свердловинних зарядів [28]. Зі зростанням кута нахилу заряду умови деформування породи в цьому місці покращуються і

наближаються до випадку, коли нижній кінець заряду знаходиться вище за підшову уступу і кут відриву становить φ_m (рис.2.4 а). Руйнування у разі (рис. 2.4 б) відбувається під деяким кутом $\varphi < \varphi_m$.

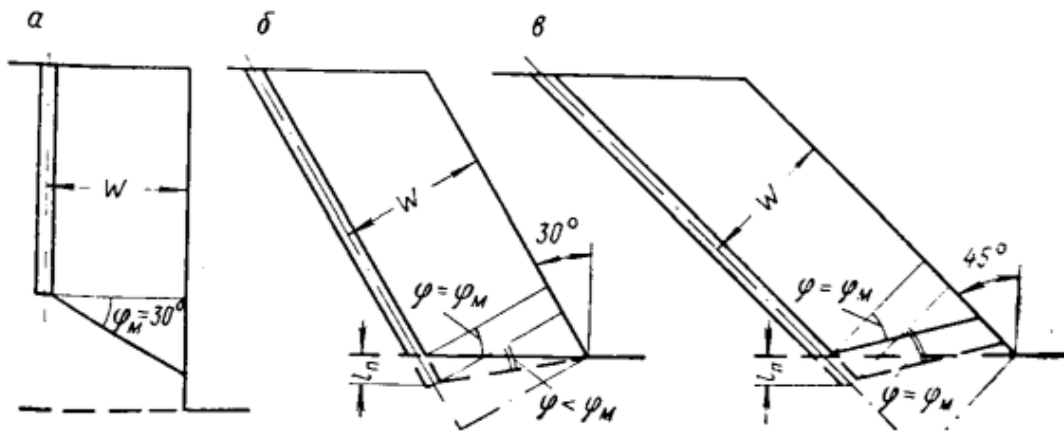


Рисунок 2.4 – Схема дії похилого заряду в нижній частині уступу

При подальшому збільшенні кута нахилу свердловини кут φ зростає, сягаючи φ_m . Очевидно, що при $\varphi = \varphi_m$ енергоємність руйнування буде мінімальною, а кут нахилу заряду, при якому дотримується ця рівність – оптимальним за умовами опрацювання нижньої частини масиву. Для постійних значень перебуру та лінії найменшого опору кути φ і $\alpha_{\text{опт}}$ визначаються за формулами:

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

$$\operatorname{tg} \alpha_{\text{опт}} = \operatorname{tg} \varphi_m + \frac{l_{\text{п.н.}}}{W}, \quad (2.3)$$

де l_n і $l_{\text{п.н.}}$ - вертикальна і похила довжина перебуру, м.

При вибуху похилих зарядів екіпотенційні поверхні розтягуючих напруг спрямовані паралельно укосу уступу, що створює рівномірність розподілу напруг у вибуховій частині середовища, і кращі умови для роботи з руйнування породи у верхній і особливо у нижній частинах уступу. Вивчення форми та розмірів обсягу дроблення на моделях, складених з бетонних блоків, показало, що зона руйнування по висоті

моделі має також спрямований характер і відповідає куту нахилу заряду [28].

Однак, методи збурення і підривання похилими свердловинними зарядами не отримали широкого промислового застосування на відкритих роботах з ряду об'єктивних технологічних причин (зниження продуктивності буріння, труднощі підтримки тривалої безпеки свердловин, обмежений діапазон кутів нахилу свердловин, підвищена трудомісткість заряджання похилих свердловин емульсійними вибуховими речовинами).

2.2 Підривання високих уступів на неприбрану гірську масу

Відомий досвід підривання високих уступів у затиснутому середовищі або на неприбраний забій. При підриванні в затиснутому середовищі процес тріщиноутворення відбувається більш рівномірно по всьому масиву, так як тріщини, розташовані поблизу заряду, повністю не розкриваються і практично не перешкоджають поширенню поля напруги до віддалених точок. При підриванні в затиснутому середовищі руйнування відбувається за рахунок стискаючих напруг, що вимагає збільшення потужності імпульсу. Високі силові параметри вибухового імпульсу необхідні для того, щоб радіальні тріщини розвинулися на великі відстані. Тому при підриванні в затиснутому середовищі істотної зміни в дробленні порівняно з підриванням на підібраний уступ не стається, якщо силові характеристики імпульсу будуть недостатньо високі, щоб забезпечити проростання тріщин на великі відстані.

Г. П. Демидюк [26] вважає, що процес впливу вибуху на породу в умовах затисненого середовища виключає можливість зміщення бічної поверхні уступу, обмежуючи тим самим дію вибуху в цьому напрямку. З іншого боку, набійка, що відокремлює заряд від горизонтальної

поверхні уступу, обмежує дію вибуху і в цьому напрямку, зводячи його до незначного підйому поверхні, її спучування та розпушування без розкиду окремих шматків та утворення звичайного розвалу підірваної гірської маси. Крім того, на його думку, при підриванні в цих умовах масиву з порядними мілісекундними уповільненнями не можуть утворюватися додаткові вільні поверхні, що відбивають хвилі стиснення і трансформують їх у хвилі розтягування.

З метою виявлення ступеня дроблення порід при підриванні уступів (рис. 2.5) заввишки 25—30 м на кар'єрах Інгuleцького та Центрального ГЗК було проведено дослідження щодо виміру гранулометричного складу підірваної гірничої маси. Вимірювання окремих фракцій (починаючи з довжини ребра 400 мм і вище) проводилися безпосередньо лінійним виміром.

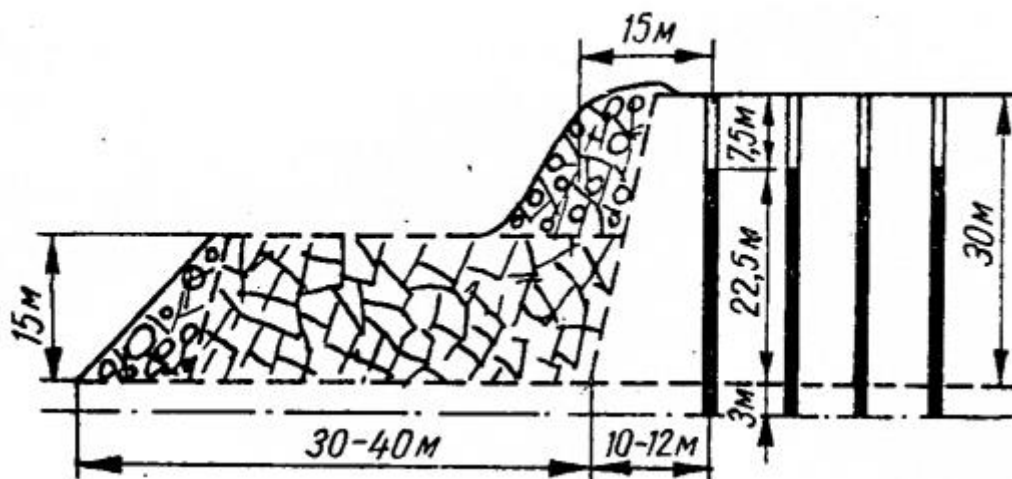


Рисунок 2.5 – Принципова схема підривання високих уступів на неприбрану гірську масу

В умовах кар'єру ЦГЗК [8] дослідженню підлягали вибої з породами різної міцності та структури (табл. 2.1). У вибоях з рудами міцністю $f = 10-12$ обмірювали 150 м^3 гірської маси. Виявилося, що лише трохи більше 4% гірської маси припадає на фракції вище 400 мм, а негабаритних блоків — лише 0,3%. При дослідженні гранулометричного складу підірваної окисленої руди виміряли 280 м^3 гірської маси. У цьому

вибої дроблення виявилося настільки інтенсивним, що фракції вище 400 мм не перевищували 1%.

Одночасно проводилися дослідження якості дроблення порід при підриванні високих уступів у затиснутому середовищі на кар'єрі Інгулецького ГЗК. Велика кількість вимірів не виявила у висадженій гірській масі фракції вище 500 мм. Річна практика підривання високих уступів у затиснутому середовищі на кар'єрі ІнГЗК [8] показала значне поліпшення ступеня дроблення в порівнянні з вибухами уступів заввишки 12-15 м. За гранулометричним складом більше 50% шматків підірваної гірської маси складається зі шматків з максимальною довжиною ребра більше 10-15 см. Шматки породи, що мають максимальну довжину ребра 50-70 см, не перевищують 2-3% всієї гірської маси.

Таблиця 2.1 – Гранулометричний склад підірваної гірської маси при різній висоті уступу на кар'єрі ІнГЗК, %

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

У цілому дослідно-промислові випробування на залізорудних кар'єрах ІнГЗК, ЦГЗКа показали, що дроблення гірських порід у результаті вибухів високих уступів нерівномірно; погане дроблення спостерігалось у першому ряді свердловин. При підриванні на підібраний уступ з нормальною питомою витратою ВР фракції понад 40 см становили 15,8% від загального обсягу підірваної гірничої маси; при

підриванні в затиснутому середовищі з нормальною питомою витратою ВР фракції понад 40 см становили 12,2%, що говорить про повніше використання енергії вибуху [15].

Як показали аналізи виробничих вибухів на кар'єрах Криворізького басейну, підривання дрібнотріщинуватих порід високої міцності в затиснутому середовищі призводило до поганого опрацювання підшви по перших рядах свердловин (перевищення 2-3 м, рідше 4 м). Досвід виконання буровибухових робіт на кар'єрі Південного ГЗК по дуже міцних породах показує, що не завжди відбувається достатня руйнація вибухового масиву саме в нижній частині уступу, де лінія найменшого опору досягає свого максимального значення.

При підриванні у затиснутому середовищі міцних монолітних порід мікропереміщень недостатньо для дроблення всього масиву. У цих випадках мають бути використані інші фактори, здатні у монолітному масиві створити умови для великих переміщень [7, 40].

2.3 Метод котлових зарядів

Застосування зарядів зі сферичними та циліндричними котлами в донній частині свердловини в основному поширене при вибуховому руйнуванні породних масивів, що містять пласти, які важко дробляться. При вибуху сферичного заряду радіальні тріщини у всіх напрямках розвиваються поступово, що покращує дроблення у нижній частині свердловини [40].

Зміна величини опору підшвою уступу в залежності від його висоти викликає необхідність зміни діаметра зарядів у вертикальних свердловинах першого ряду. Як відомо, найважливішим критерієм встановлення раціональних параметрів буропідривних робіт є форма та розміри зони руйнування порід під час вибуху циліндричного заряду. Розміри зони руйнування обумовлені величиною та характером

поширення руйнівних напружень. Критичний радіус зони руйнування в площині, перпендикулярній поздовжній від заряду, представляється як функція питомої енергії застосовуваної ВР Q_0 діаметра заряду d , довжини заряду l і властивостей порід, що характеризуються їх тимчасовим опором розриву σ_p .

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

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

Фроловим М.Ф. та Ленським В.В. [76] була запропонована формула розрахунку діаметра свердловини в основу якої покладено, що межа зони руйнування за наявності оголеної поверхні визначається рівністю суми розтягуючих напруг тимчасовому опору породи на розрив, і в якості достатньої умови дроблення уступу прийнято створення за його контуром напруг, що перевищують σ_p . Необхідні графічні пояснення вказані на рис. 2.6.

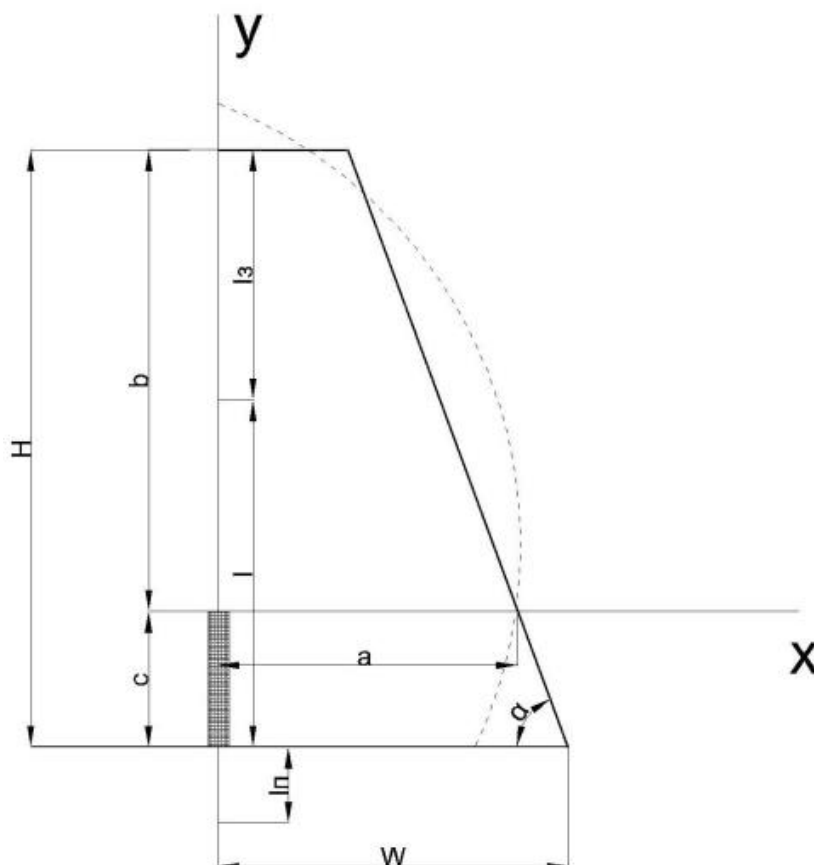


Рисунок 2.6 – Еквіпотенційна поверхня граничного напруження

Використовуючи вираз (1.5) в умовах залізорудних кар'єрів для порід, що важко підриваються, з урахуванням граничних умов діаметр свердловини повинен дорівнювати 350мм. Однак при вибуху свердловинного заряду діаметром 350мм к.п.д. вибуху значно знижується, оскільки для середньої та верхньої частини уступу достатньо 243 мм. Відповідно до виразу (1.4) радіус руйнування змінюється залежно від відстані від площини, перпендикулярної осі заряду до підшви уступу. Графічне зображення цієї залежності для уступів висотою 20 метрів показує, що діаметр заряду першого ряду свердловин змінюється від 120 до 350 мм (рис. 2.7).

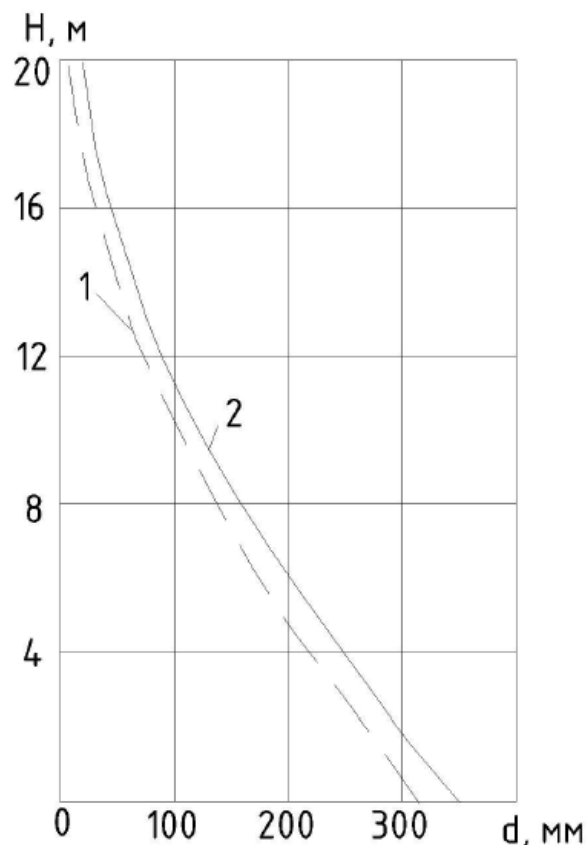


Рисунок 2.7 – Зміна діаметра заряду в залежності від висоти уступу: 1 – середньовибухові; 2 – породи, що важко підриваються

Комбінована технологія бурових робіт і в даний час досить відома на вітчизняних і закордонних залізорудних кар'єрах. Шарошкове буріння здійснюється верстатами СБШ-250МН з формуванням котлової порожнини діаметром 480мм та висотою до 10 метрів у нижній частині свердловини верстатами термічного розширення СБТ-400. Розміри котлової порожнини залежать від геологічного будови масиву та міцності порід. Як зазначається в роботах [65, 78] під час підривання уступу висотою понад 17 метрів, вогневе розширення в донній частині неможливе за технічною характеристикою наявних верстатів на підприємстві. Варто відзначити, що внаслідок швидкого зменшення напруження на фронті хвилі, на порівняно невеликих відстанях від заряду розвиток тріщин вже припиняється, через що виходить нерівномірне дроблення породи. Тому заряди даної конструкції застосовують за наявності в масиві пластів малої потужності та підвищеної міцності.

Крім того, використання котлових зарядів особливо на нижніх горизонтах кар'єру, в умовах підвищеної обводненості порід призводить до втрати стійкості пробурених свердловин. Досвід застосування зарядів змінного діаметра за висотою уступу на кар'єрах України описаний у роботі [41]. Загалом відзначається ефективність даного методу у монолітних породах при відпрацюванні родовищ уступами до 15 метрів.

2.4 Комбіновані свердловинні заряди вибухових речовин на залізорудних кар'єрах

Одним із методів підвищення коефіцієнта використання енергії вибуху є вибір раціональної конструкції заряду. Конструкція свердловинного заряду вибухової речовини визначає його геометричні, енергетичні та просторові параметри в масиві гірських порід, а також

забезпечує можливість керування часом передачі енергії вибуху заряду у навколишнє середовище. Одним із напрямів розробки конструкцій свердловинного заряду, згідно з роботою [42], що дозволяє долати великі величини ЛОПП та відповідно якісно опрацьовувати підосхву уступу, є заряди з повітряними проміжками. У лабораторії ІГД ім. Скочинського за допомогою моделювання вибуху досліджувався вплив повітряних та інертних порожнин на механізм дії вибуху.

Встановлено, що наявність повітряної порожнини у заряді призводить у початковий період до збільшення часу впливу вибуху на породу і зменшення швидкості розвитку порушення цілісності навколишнього середовища завдяки зниженню частини енергії вибуху, що витрачається в початковій стадії його розвитку. У подальший період часу, після 20 мсек і більше від початку вибуху, спостерігається зворотнє явище, тобто посилення дії вибуху при новій конструкції заряду [84]. Для підтвердження теоретичних та лабораторних результатів проводилися дослідження щодо підривання розосередженими зарядами високих уступів на залізрудних кар'єрах Криворізького басейну [38]. Конструкції застосовуваних свердловинних зарядів на кар'єрах ПРАТ «Південний ГЗК», ПРАТ «Центральний ГЗК» та кар'єрах ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» представлені на рис. 2.8.

Результати дослідних вибухів представлені у таблиці 2.2.

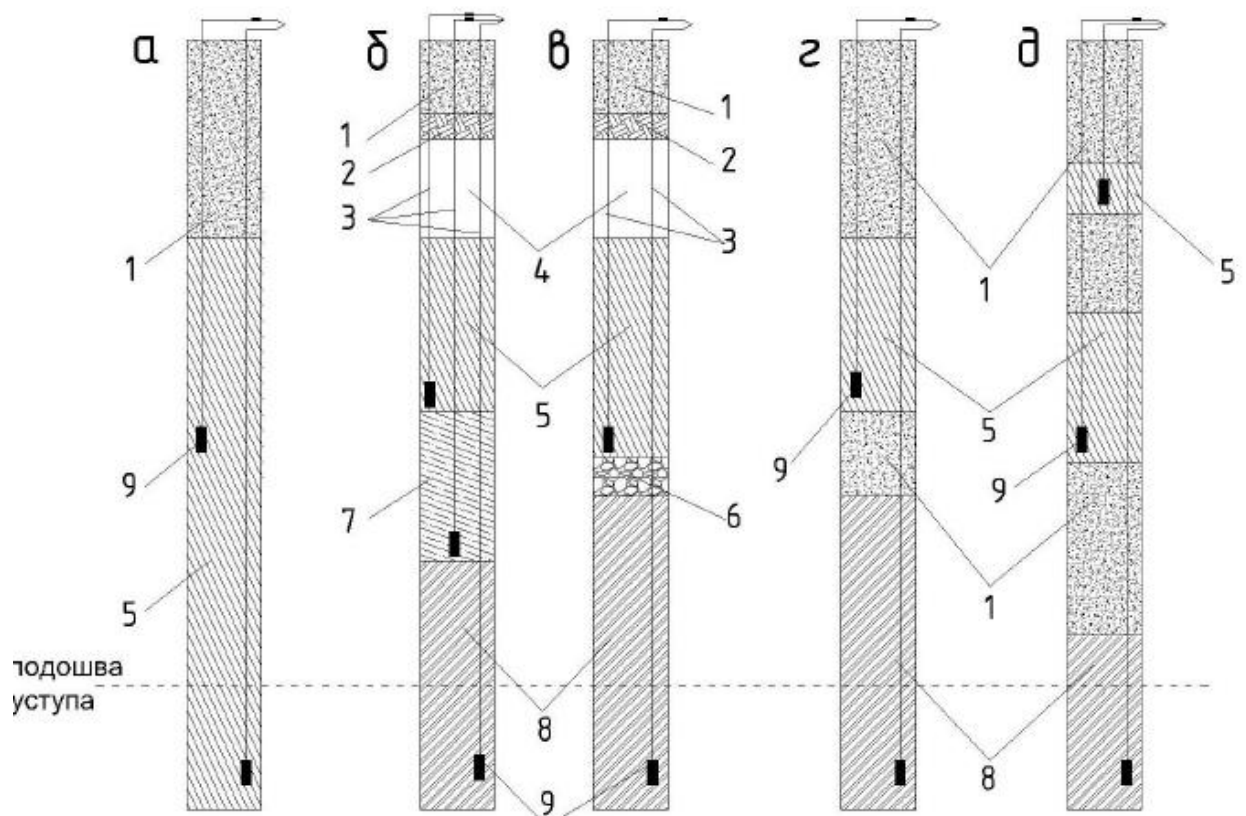


Рисунок 2.8 – Конструкції свердловинних зарядів (а - суцільні заряди; б - комбіновані з повітряним проміжком перед забійкою; в - комбіновані з повітряним проміжком перед забійкою та інертним між частинами; г - комбіновані з одного типу ВР розосереджені набійкою на дві частини; д - комбіновані заряди розосереджені набійкою на три частини; 1 – забійка; 2 – паперова пробка; 3 – нитка ДШ; 4 – повітряний проміжок; 5 – заряд ігданіта чи зерногрануліта; 6 – породна пробка; 7 – заряд тротилу; 8 – заряд алюмотола; 9 – проміжний детонатор).

Таблиця 2.2 – Показники дослідних вибухів високих уступів розосередженими зарядами

Кар'єр	Середня висота уступу, м	Кількість вибухових свердловин	Опір по підшві уступу, м	Перебур, 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

При застосуванні розосереджених зарядів свердловин з повітряними проміжками спостерігається заниження підшви уступу, можна відзначити поліпшення якості дроблення в нижній і верхній частинах уступу [43]. Висота повітряних проміжків та їх кількість залежить від конкретних гірничо-геологічних умов. Досвідом встановлено, що сумарна висота повітряних проміжків має коливатись у межах 0,17 – 0,35 від довжини всього заряду в свердловині; причому менше значення рекомендується застосовувати у міцніших породах [43]. Однак застосування розглянутих конструкцій комбінованого заряду має ряд недоліків: застосування різних типів вибухових речовин підвищує час на заряджання свердловин; при ініціювання нижньої частини заряду від детонуючого шнура вигоряє частина верхнього заряду, внаслідок чого погіршується дроблення; складність формування повітряних проміжків, як і донної частини заряду; розосередження по всій довжині свердловини.

РОЗДІЛ 3. АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПИТОМОЇ ЕНЕРГІЇ ВИБУХОВОЇ РЕЧОВИНИ НА РОЗМІРИ ЗОН ДРОБЛЕННЯ, ТРІЩИНОУТВОРЕННЯ І ВІДКОЛУ

3.1 Управління імпульсом вибуху при відбійці гірських порід на кар'єрах

Вибух у твердому середовищі характеризується різноманітним процесом і явищем, що протікають. Матеріал середовища має складну будову, численні мікро- та макротріщини, неоднорідності, різні структурні та текстурні порушення. Щоб визначити область ефективного використання різних методів або способів підривних робіт на відкритих розробках, розглянемо окремі параметри, що характеризують процес. Заряд вибухової речовини і умови її підривання характеризуються вагою, щільністю і питомою енергією вибухової речовини, формою, конструкцією, величиною і якістю набійки, а також кількістю газоподібних продуктів, що утворюються детонації. Крім того, є ряд інших залежних параметрів (швидкість детонації, тиск на фронті хвилі детонації), які є найважливішими характеристиками процесу. Перелічені параметри заряду визначають параметри ударної хвилі, що виникає, кількість газоподібних продуктів детонації і тривалість застосування навантаження. При взаємодії хвилі детонації з середовищем параметри процесу руйнування можна доповнити кутом зустрічі хвилі детонації зі стінкою свердловини.

Гірські породи у свою чергу, характеризуються модулем пружності, щільністю при різних видах навантаження (стиснення, розтягування, згин), коефіцієнтом Пуассона, ударною стисливістю, тріщинуватістю, а також залежними параметрами (швидкістю поширення поздовжніх і поперечних хвиль, акустичною жорсткістю тощо).

Інтенсивність дроблення гірської породи характеризується частотою зароджень тріщин, швидкістю їх поширення, тривалістю існування руйнуючих напруг. Характер процесу руйнування

визначається параметрами хвилі напруг, що виникає в результаті заломлення ударної детонаційної хвилі, квазістатичним тиском і дією, що розклинює, газоподібних продуктів вибуху, що проникають у тріщини, що утворюються або вже існуючі, зміною поля напруг в процесі вибуху.

Параметри імпульсу тиску в зарядній камері визначають параметри поля напруг, які істотно впливають на процес руйнування. Параметри вибухового імпульсу визначаються багатьма факторами, такими як тип вибухової речовини, якість набійки та конструкція заряду. Як показав аналіз теоретичних та експериментальних робіт у галузі руйнування вибухом, комбінація тимчасових (якість набійки, довжина заряду) та силових (конструкція заряду, вага та тип вибухової речовини) характеристик імпульсу дозволяє досягти суттєвого підвищення ефективності БВР на залізородних кар'єрах. Нижче наводяться результати теоретичних досліджень, які дозволяють краще зрозуміти геометрію зони вибухового навантаження на масив гірських порід.

$$I = \int_0^{\tau} p(t) dt \quad (3.1)$$

На формування початкових параметрів вибухового імпульсу впливають як режим збудження і руху детонаційної хвилі (що залежить у свою чергу від властивостей вибухової речовини, конструкції заряду), так і умови передачі імпульсу навколишньому середовищу (безпосереднім контактом або через проміжне середовище), властивості середовища, послідовність підривання зарядів.

При відображенні плоскої хвилі детонації від стінки заряду довжиною, ініційованого з боку вільного кінця, закон зміни тиску у стінки може бути сформульований у вигляді:

$$p = \frac{64}{27} p_n \left(\frac{l}{Dt} \right)^3 \quad (3.2)$$

де p_n - тиск на фронті детонаційної хвилі, Па;

D – швидкість детонації, м/с.

Повний імпульс заряду перетином s можна обчислити з виразу:

$$I = \int_{l/D}^{\infty} p dt = \frac{32}{27} sp_n \frac{l}{D} \quad (3.3)$$

Максимальний тиск на стінку зарядної камери визначається як:

$$p_n = \frac{1}{4} \rho_{ss} D^2 \quad (3.4)$$

де ρ_{ss} - щільність вибухової речовини, кг/м³.

Використовуючи вирази (3.2) та (3.3), отримуємо:

$$I = \frac{8}{27} sp_{ss} \frac{l}{D} = \frac{8}{27} mD \quad (3.5)$$

де $m = sp_{ss}l$ – маса заряду вибухової речовини, кг.

Імпульс, що зумовлює місцеву дію вибуху, передається перешкоді за порівняно короткий проміжок часу $2l/D$, що відповідає часу пробігу хвилі розрідження по заряду. Точність підрахунку значень імпульсу залежить від точності значень максимального тиску, яка суттєво залежить від співвідношення між щільністю та стисливістю продуктів детонації та середовища.

Приймаючи рух відбитої хвилі продуктів детонації і ударної хвилі в щільному середовищі ізентропним, закон руху межі з-поміж них описується рівняннями (3.6). Ізентропний зв'язок між тиском і щільністю продуктів детонації для щільного середовища:

$$\bar{p} = \bar{A} \left[\left(\frac{\bar{c}}{\bar{c}_0} \right)^{2n/(n-1)} - 1 \right], \quad (3.6)$$

де c – швидкість звуку в необуреному середовищі, м/с;

з c_0 – поточна швидкість звуку в щільному середовищі, м/с;

A і B – константи, що залежать від властивостей вибухових речовин.

Початкова швидкість межі розділу визначається з рівняння:

$$B(D - u_0)^3 = \bar{A} \left[\left(1 + \frac{n-1}{2\bar{c}_0} u_0 \right)^{\frac{2n}{n-1}} - 1 \right] \quad (3.7)$$

а початковий тиск на межі середовищ – із співвідношення:

$$p_0 = p_n \left(\frac{D - u_0}{c_n} \right)^3, \quad (3.8)$$

де A і n - коефіцієнти, що визначаються для кожного середовища з дослідів;

c_n – початкова швидкість звуку у продуктах миттєвої детонації, м/с;

$c_n = 3D/4$.

Закон одномірного руху фронту ударної хвилі в щільному середовищі в акустичному наближенні має вигляд:

$$D_0 = \frac{1}{2} [(X - x_1)(t - t_1) + \pi_0 + \tau_0], \quad (3.9)$$

де X - координата фронту ударної хвилі в щільному середовищі; $x_1 = x_1(u)$, $t_1 = t_1(u)$ - співвідношення на межі розділу в щільному середовищі;

u_0 , c_0 – масова швидкість та швидкість звуку перед фронтом хвилі.

Чисельне інтегрування диференціального рівняння закону руху межі розділу середовищ дозволило отримати дані, апроксимація яких має вигляд ступеневої залежності:

$$\frac{u}{D} = \frac{u_0}{D} \left(\frac{x}{Dt} \right)^\beta, \quad (3.10)$$

де u_0 - початкова швидкість межі розділу;

β – константа, що характеризує властивості заряду та перешкоди.

Залежність тиску на контактній поверхні p_x від часу можна представити як:

$$\frac{p_x}{p_n} = \frac{64}{27} \left(\frac{l}{Dt} \right) \frac{\left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3}{\left\{ 1 - \frac{u_0}{D} \left(1 - \left(\frac{l}{Dt} \right)^{\beta-1} \right) \right\}^{3\beta/(\beta-1)}} \quad (3.11)$$

Для випадку, коли середовище стикуване ($u_0/D > 0$), у момент виходу фронту детонаційної хвилі на поверхню перешкоди $t_0 = l/D$ маємо:

$$p_0 = \frac{16}{27} \rho_{BB} D^2 \left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3 \cong 0.59 \rho_{BB} D^2 \left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3 \quad (3.12)$$

Аналіз цих виразів та ряду дослідних даних показує, що імпульс вибуху слабо залежить від механічних властивостей твердої перешкоди, зокрема від стисливості, у той час як максимальний тиск на перешкоді залежить від її властивостей. Імпульс заряду вибухової речовини можна збільшити за рахунок зміни густини заряду. Виходячи з міркувань про пропорційність імпульсу швидкості детонації, та швидкості детонації щільності заряду, отримуємо співвідношення:

$$I = \frac{8}{27} mD = \frac{8}{27} mA \rho_{BB}^n = k \rho_{BB}^n \quad (3.13)$$

У роботах [93, 94] зміну параметрів імпульсу пропонується змінити застосуванням вибухових речовин із різною питомою енергією q . У такому випадку імпульс тиску на стінку свердловини може бути виражений через масу M_0 і енергію E_0 вибухової речовини в свердловині:

$$I = \frac{16}{27} \sqrt{M_0 \cdot E_0} = \frac{16}{27} E_0 \sqrt{\frac{1}{q}} \quad (3.14)$$

З цього виразу можна дійти висновку, що величина імпульсу вище для вибухової речовини з меншою питомою енергією, але за більшої маси заряду, і навпаки. Ці висновки підкріплені експериментальними та дослідними даними [27, 44].

Відомо, що газоподібні продукти вибуху, що утворилися, мають високу температуру і знаходяться під дуже високим тиском, визначають повну ідеальну роботу вибуху при їх адіабатичному розширенні до атмосферного тиску. Таким чином, керування параметрами імпульсу є найважливішим завданням, вирішення якого здійсненне за допомогою зміни часових (якість набійки, довжина заряду) і силових (вага і тип вибухової речовини) характеристик імпульсу. Як було зазначено раніше, підривання високих уступів на родовищах залізняка призводить до формування великих ліній опору по підшві, необхідно в першу чергу змінити величину імпульсу за допомогою розміщення в зарядній порожнині комбінованого профільованого заряду вибухової речовини.

Для дослідження динамічного впливу на масив комбінованої за конструкцією свердловинного заряду, колонка розбивається на дві частини через складність математичного опису процесів, що одночасно відбуваються у вибуховій порожнині. Далі розглянемо методики визначення розмірів зон вибухового навантаження для магнетитових, гематит-магнетитових і малорудних кварцитів (на прикладі Ігулецького родовища).

3.2 Визначення розмірів зон вибухового навантаження з урахуванням конструктивних та енергетичних особливостей свердловинного заряду

Процес руйнування гірських порід визначається системою, що складається із заряду вибухової речовини та навколишнього твердого середовища. Високий тиск газів, що утворюються під час вибуху в зарядній камері, діючи на її стінки, викликає їх зміщення та деформацію, яка поширюється у вигляді хвилі зі швидкістю, що визначається фізико-механічними властивостями середовища. В області, охопленої дією хвилі, середовище перебуває у напруженому стані.

При вибуховому навантаженні частки середовища залучаються до руху, і зона їх охоплення збільшується з поширенням фронту збурень. Якщо відносне зміщення частинок перевищує критичне, то середовище, що безпосередньо прилягає до заряду вибухової речовини, руйнується окремо під дією стискаючих зусиль в умовах всебічного стиснення. На незначно віддалених відстанях середовище руйнується також в умовах всебічного стиснення внаслідок тангенційної напруги. У цих зонах з'являються радіальні тріщини із поширенням від заряду (рис. 3.1).

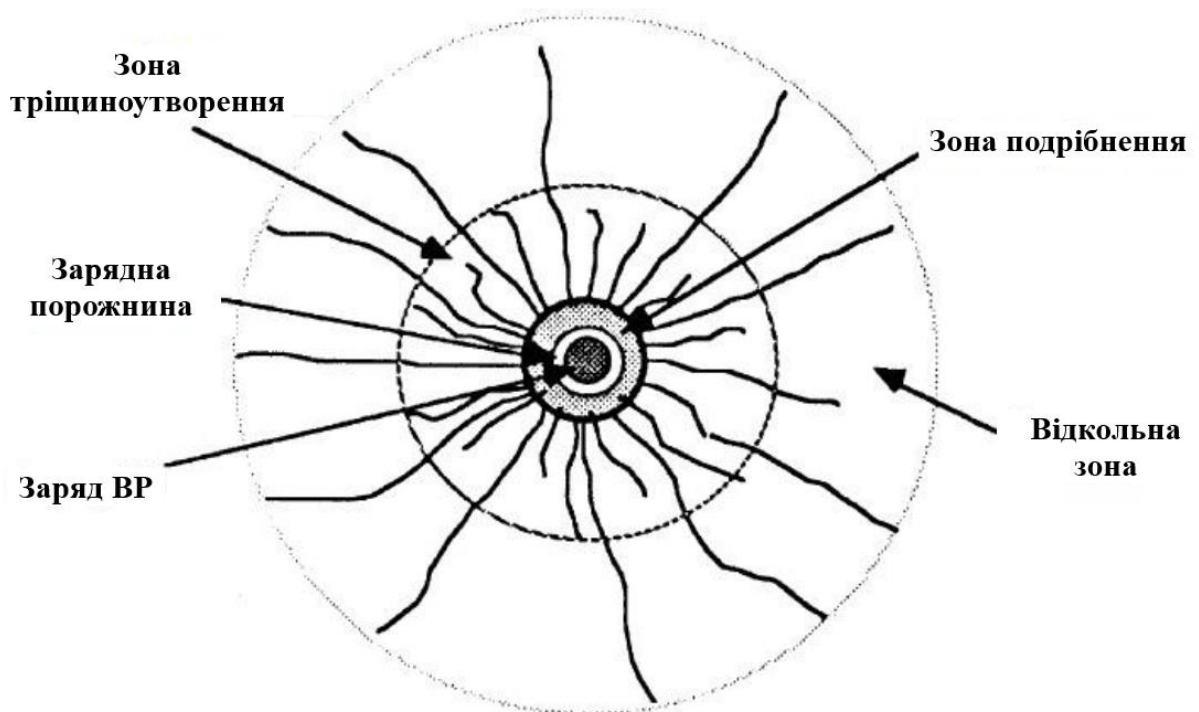


Рисунок 3.1 – Схематичне зображення зон дроблення, тріщиноутворення та відколу, викликаних вибухом заряду ВР у породі

На даному етапі у дисертаційній роботі розраховуються розміри зон дроблення та тріщиноутворення. Розміри порожнини вибуху, зон дроблення та тріщиноутворення прийнято характеризувати радіусом порожнини вибуху R_0 , радіусом зони дроблення $R_{др}$ та радіусом зони тріщиноутворення $R_{тр}$.

Для визначення розмірів зон руйнування гірської породи вибухом подовженого циліндричного заряду використовуються різні методики, короткі пояснення кожної з яких наводиться нижче [45-49].

Розрахунок зон руйнування за методикою І.П. Ванягіна, В.О. Боровікова

Величина зони дроблення визначається за умови:

$$\sigma_{сдв, max}(\bar{R}_{др}) = \frac{\sigma_{r max}(\bar{R}_{др}) - \sigma_{\varphi max}(\bar{R}_{др})}{2} \geq [\sigma_{сдв}^{\partial н}] \quad (3.15)$$

$R_{др}$ – відносний радіус дроблення;

$R_{0з}^*$ – еквівалентний радіус заряду;

$\gamma_{вв}$ – щільність заряду, кг/м³;

$Q_{вр}$ – теплота вибухового перетворення вибухової речовини;

λ – коефіцієнт форми заряду, 0,5 – для циліндричного заряду.

Динамічну межу міцності породи на зсув можна визначити за таким виразом:

$$[\sigma_{сдв}^{\partial н}] = \sigma_{сдв}^o + \frac{\mu_* P_{oc}}{1 + \frac{\mu_* P_{oc}}{\sigma_{сдв}^p - \sigma_{сдв}^0}} \quad (3.16)$$

де μ – коефіцієнт внутрішнього тертя;

$\sigma_{сдв}^0$ – межа міцності на зсув при атмосферному тиску;

$\sigma_{сдв}^p$ – межа міцності на зсув при всебічному гідростатичному тиску;

P_{oc} – залишковий тиск у зарядній порожнині;

$$P_{oc} = 8,5 \cdot 10^8 k_p \left(\frac{R_{03}}{R_{0max}} \right)^{2,5} = 13,7 k_p (\rho_n c_s^2)^{0,73} \quad (3.17)$$

де k_p – коефіцієнт перерахунку початкового тиску продуктів вибуху;

$$k_p = \frac{\gamma_{BB} D_{BB}^2}{\gamma_{mp} D_{mp}^2}, \quad (3.18)$$

$\gamma_{тр}$ – щільність еталонної вибухової речовини (тротилу);

$D_{тр}$ – швидкість детонації еталонної ВР, м/с.

Рівняння для визначення радіуса зони подрібнення має наступний вигляд:

$$\frac{1,1 \rho_n c_p}{\bar{R}_{dp}^{1,4}} (1 - [c_1 + c_2 \bar{R}_{dp}]) = 2 [\sigma_{сдс}^{\partial n}] \quad (3.19)$$

Розміри зони тріщиноутворення $R_{тр}$ визначається максимальною амплітудою тангенціальної складової хвилі напруження у фазі розтягнення $\sigma_{ф max}$ і динамічною межею міцності породи на розтягнення $\sigma_{раст}^{дн}$, тобто:

$$\sigma_{\varphi max}(\bar{R}_{mp}) \geq [\sigma_{раст}^{\partial n}] \quad (3.20)$$

Динамічна межа міцності розраховується як:

$$[\sigma_{раст}^{\partial n}] = \kappa_{раст}^{дин} \cdot [\sigma_{раст}^{ст}]. \quad (3.21)$$

де $\kappa_{отр}^{дин}$ – коефіцієнт динамічності.

Рівняння для визначення радіуса зони тріщиноутворення набуватиме вигляд виразу (3.22):

$$\frac{c_1 + c_2 \bar{R}_{mp}}{\bar{R}_{mp}^{1,1}} = \frac{[\sigma_{раст}^{\partial n}]}{0,545 \rho_n c_p} \quad (3.22)$$

Розрахунок зон руйнування за методикою Б.М. Кутузова та О.П. Андрієвського

Радіус зони деформації визначається за виразом (3.33):

$$R_{cm} = d \cdot \sqrt{\frac{\rho_{вв} \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{сж}}}, \text{ м} \quad (3.33)$$

$\rho_{вв}$ - щільність ВР у свердловині, кг/м³;

d - діаметр заряду, м;

$\sigma_{сж}$ - межа міцності на одновісне стискання, Па;

D - швидкість детонації ВР, м/с.

Радіус зони тріщиноутворення:

$$R_{mp} = 1,4 \cdot R_{cm} \sqrt{\frac{P_n \cdot r_0}{R_{cm} \cdot \sigma}}, \text{ м} \quad (3.34)$$

де P_n – тиск від продуктів детонації, Па;

r_0 - радіус заряду, м;

σ - межа міцності породи на срозтягнення чи зріз, Па;

Тиск продуктів детонації визначається з виразу (3.35):

$$P_n = \frac{\rho_{вв} \cdot D^2}{2 \cdot (n + 1)}, \text{ Па} \quad (3.35)$$

де n – показник ізоентропи продуктів детонації.

Розрахунок зон руйнування за методикою М.Ф. Друкованого, В.В. Реви та інших

Радіус зони дрібного дроблення визначається по формулі:

$$R_{м.др} = r_0 \cdot \left(\frac{P_n}{-\left(\frac{k}{f}\right) + \left[\sigma_c + \left(\frac{k}{f}\right)\right] \cdot \left[\frac{\mu}{\sigma_{сж} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}}\right)} \right]^{\frac{f}{1+f}}} \right)^{\frac{1}{2 \cdot f}} \cdot \sqrt{\frac{\mu}{\sigma_{сж} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}}\right)}}, \text{ м}$$

(3.36)

де r_0 - радіус свердловини, м;

P_H – тиск продуктів детонації, Па;

k – зчеплення, Па;

$\sigma_{\text{раст}}$ – межа міцності на розтягнення, Па;

f – коефіцієнт внутрішнього тертя;

μ – коефіцієнт Ламе (співпадає з модулем зсуву);

$\sigma_{\text{сж}}$ – межа міцності на стиснення, Па.

$$R_{\text{тр}} = \left(\frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{раст}}} \right) \cdot R_{\text{м.др}}, \text{ м} \quad (3.37)$$

Розрахунок зон руйнування за методикою Б.Р. Ракішева

Розрахунок розмірів зон тріщиноутворення від підривання свердловинних зарядів ґрунтується на моделі поетапного розвитку вибуху в масиві порід.

Радіус зони роздавлювання розраховується із наступного виразу [45]:

$$R_{\text{см}} = r_{\text{нд}} \cdot \left(\frac{\rho_0 \cdot C_p^2}{5 \cdot \sigma_{\text{сж}}} \right)^{0,5}, \text{ м} \quad (3.38)$$

де C_p – швидкість розповсюдження поздовжньої хвилі в породі, м/с;

$r_{\text{нд}}$ – максимальний радіус вибухової порожнини, м.

Радіус зони тріщиноутворення визначається із залежності:

$$R_{\text{тр}} = R_{\text{см}} \cdot \frac{\nu}{1 + \nu} \cdot \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{раст}}}, \text{ м} \quad (3.39)$$

Відкольна зона

Розміри зони відколу h можна обчислити з умови збігу сумарної напруги в прямій і відбитій від поверхні хвилі динамічній межі міцності на відрив [50]:

$$[\sigma_{\text{отп}}^{\text{дн}}] = -\sigma_{r \text{ max}}(W + h) + \sigma_{r \text{ max}}(W + h) \cdot F(r, t) \quad (3.40)$$

де $-\sigma_{r \text{ max}}(W+h)$ – максимальна напруга у відбитій хвилі, Па;

$\sigma_{r\max}(W+h)$ – максимальна напруга у прямій хвилі, Па;

$F(r, t)$ - функція, що описує форму хвилі напруги.

Відома методика для розрахунку зон відколу, описана в роботі [50]. Суть полягає в наступному: явище вибуху гірської породи розглядалося у двовимірній задачі. Передбачалося, що порода є однорідною та ізотропною, без будь-яких геологічних структур. На малюнку 3.2 показано, що радіальна напруга σ_r зменшується зі збільшенням відстані від вибухової свердловини.

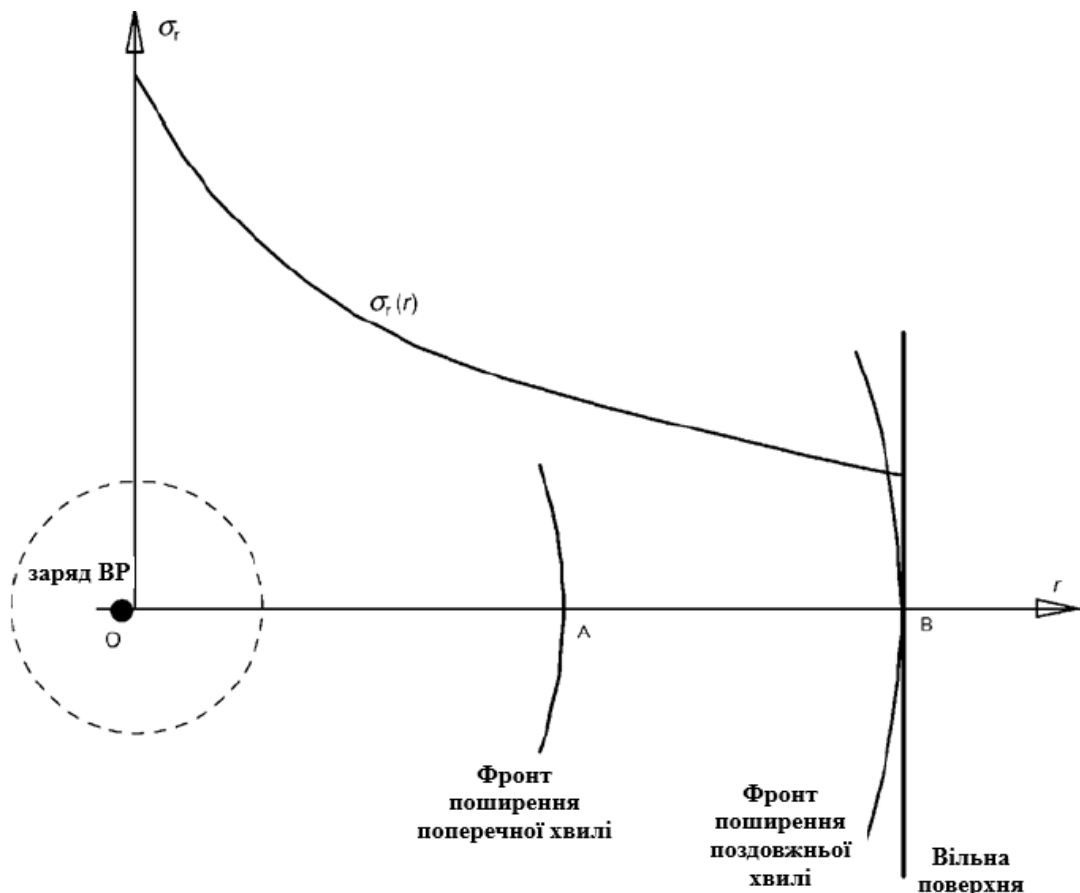


Рисунок 3.2 – Схема до розрахунку параметрів відкольної зони

Також для спрощення нехтують впливом поперечної (S) хвилі, а розглядають тільки поздовжню хвилю (P). Це пов'язано з тим, що S-хвиля рухається набагато повільніше, ніж P-хвиля. Наприклад, якщо коефіцієнт Пуассона дорівнює 0,25, швидкість S-хвилі становить 58 % від швидкості P-хвилі. Згідно з наведеною схемою було розглянуто два випадки. Перший випадок стосується великої відстані між зарядом вибухової речовини та вільною поверхнею, за умови, що радіальна

складова хвилі напруги σ_{rs} у вільній поверхні менше, ніж динамічна міцність на розтягнення σ_{td} породи; другий випадок відповідає такій відстані між вибуховою свердловиною і вільною поверхнею, що $\sigma_{rs} > \sigma_{td}$. Ці два випадки показані рис. 3.3 .

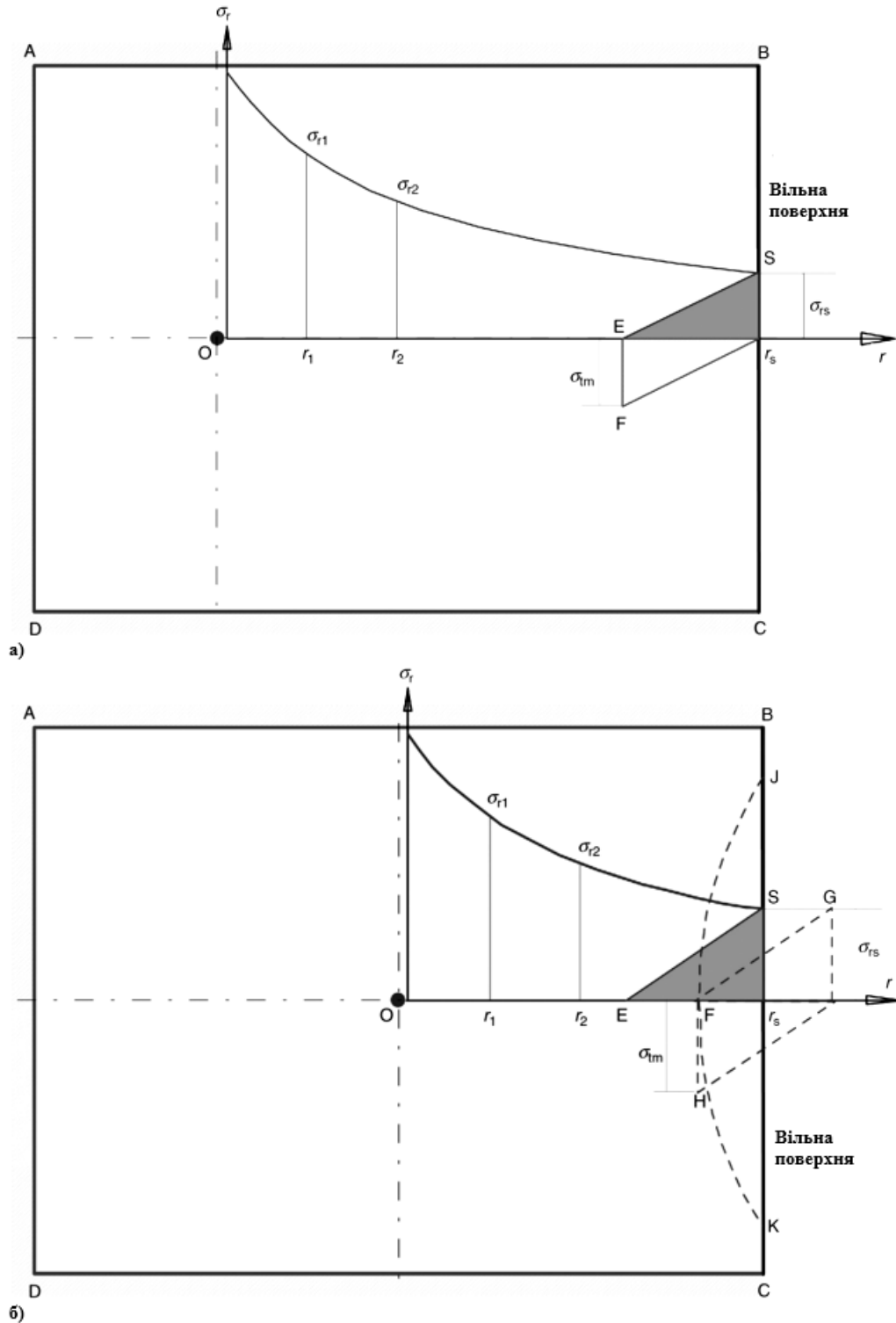


Рисунок 3.3 – Хвилі напружень поблизу вільної поверхні на різних відстанях від вибухової свердловини: а) $\sigma_{rs} < \sigma_{td}$. б) $\sigma_{rs} \geq \sigma_{td}$.

Передбачається, що вибухова свердловина в точці О близька тільки до однієї вільної поверхні В-С, при цьому вона набагато далі від інших поверхонь. Таким чином, на поверхнях А – В, А – D і D – С не виникає тріщин або відколів, оскільки хвилі розтягування, що виникають на цих вільних поверхнях, дуже малі, щоб викликати тріщину в породі.

Іншими словами, руйнування або сколювання породи через хвилі розтягуючої напруги може відбуватися тільки поблизу вільної поверхні В – С.

Перший випадок показаний на малюнку 3.3 а , в якому трикутник над віссю r являє поздовжню хвилю стиснення (або Р-хвилю), коли її фронт досягає вільної поверхні В – С, а трикутник під віссю r утворює хвиля, що розтягує, коли її фронт досягає позиції в точці Е на осі r . Оскільки в цьому випадку $\sigma_{rs} < \sigma_{td}$, амплітуда EF хвилі розтягування ніколи не буде дорівнювати або переважати динамічну міцність на розтягнення σ_{td} . Як наслідок, у першому випадку відколу не буде. Тобто коли хвиля стиснення приходить на вільну поверхню вона повністю відбивається від хвилі розтягування, і ця хвиля розтягування повертається назад до породи у вигляді сейсмічної хвилі. Другий випадок показаний малюнку 3.3 б.

Амплітуда радіальної складової хвилі напруги σ_{rs} на вільній поверхні дорівнює динамічній міцності σ_{td} породи, відбувається формування зони відколоутворення поблизу вільної поверхні. Заштрихований трикутник над віссю r представляє поздовжню хвилю стиснення (або Р -хвилю), коли її фронт досягає вільної поверхні В – С.

Пунктирний трикутник над віссю r відображає положення хвилі стиснення (у правій частині вільної поверхні показана тільки передбачувана позиція), а пунктирний трикутник нижче осі r - положення хвилі розтягування. У той же час положення фронту хвилі, що розтягує, в масиві породи показано кривою JFK . У цьому випадку $\sigma_{rs} = \sigma_{td}$,

амплітуда хвилі розтягування в точці F вже досягла динамічної міцності на розтяг σ_{td} . Інакше кажучи, зона відколоутворення починається у точці F. Можливо, шар відколу сформується приблизно по лінії JFK. Варто відзначити, що в результаті підривання заряду у вільної поверхні може сформуватися один або декілька відкольних шарів, залежно від факторів, таких як форма хвилі стиснення та відношення амплітуди хвилі стиснення динамічної міцності породи на розтяг.

Таким чином, кількість відкольних шарів можна знайти з умови (3.41):

$$n_{отк} = \frac{\sigma_{ст}}{\left| \sigma_{отр}^{дин} \right|} \quad (3.41)$$

де σ_{rs} – амплітуда радіальної складової хвилі напруження на відстані лінії найменшого опору від заряду, Па.

Товщина відкольної зони:

$$\delta = \frac{1}{2 \cdot n_{отк}} \cdot \lambda, \text{ м} \quad (3.42)$$

де λ – довжина хвилі напруження, м.

Далі згідно наведених методик для висоти уступу 20 м для гірських порід Інгулецького ГЗК виконаємо розрахунок розмірів зон подрібнення, відкольних шарів і лінії найменшого опору і зведемо результати у таблицю 3.1.

Таблиця 3.1 – Значення розмірів зон подрібнення, відкольних шарів і лінії найменшого опору* для порід Інгалецького ГЗК

Зони руйнування	Результати розрахунків по приведеним методикам			
	Кутузов Б.М., Андрієвський О.П.	Друкований М.Ф.	Ракішев Б.Р.	Боровіков В.О., Ванягін І.П.
Магнетитові кварцити				
R _{др}	1,29/1,46	1,55/1,68	2,66/2,83	1,87/2,11
R _{тр}	6,77/8,14	2,54/2,74	2,77/2,94	6,23/7,61
h _{від}	1,31/2,08	1,31/2,08	1,31/2,08	1,31/2,08
W	8,08/10,22	3,85/4,82	4,08/5,02	7,56/9,69
Гематит-магнетитові кварцити				
R _{др}	1,07/1,33	1,35/1,61	2,11/2,34	1,54/1,91
R _{тр}	5,39/7,42	2,33/2,77	2,51/2,79	4,83/7,02
h _{від}	1,76/2,51	1,76/2,51	1,76/2,51	1,76/2,51
W	7,15/9,93	4,09/5,28	4,27/5,30	6,59/9,53
Безрудні кварцити				
R _{др}	1,01/1,2	1,20/1,37	1,86/2,03	1,43/1,83
R _{тр}	4,84/6,21	2,01/2,29	2,36/2,57	4,32/5,75
h _{від}	2,17/2,94	2,17/2,94	2,17/2,94	2,17/2,94
W	7,01/9,15	4,18/5,23	4,53/5,51	6,49/8,69

* через дріб вказані значення для суцільного заряду/розподіленого заряду

Виконані таким чином розрахунки вказують на великі розбіжності у методиках підрахунку зони руйнування, що в подальшому має визначати сітку вибухових свердловин. Пояснюється це різним набором факторів, що в різній мірі враховуються у даних методиках. Однак для всіх методик, використання розподіленого заряду сприяє збільшенню

зони руйнування гірських порід при відпрацюванні блоку високими уступами.

Проведені розрахунки свідчать про необхідність виконання натурних досліджень і промислових експериментів для конкретизації параметрів зони руйнування в умовах кар'єру Інгулецького ГЗК.

РОЗДІЛ 4. ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ В УМОВАХ КАР'ЄРУ ПРАТ «ІНГЗК»

Для оцінки зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання шляхом підривання високих уступів оцінимо ефективність роботи бурових верстатів для висот уступів від 15 до 30 м.

Для цього виконаємо розрахунки продуктивності бурових верстатів УСБШ-250 та Atlas Copco Pit Viper-271E, що присутні у парку бурового обладнання Інгuleцького кар'єру. Результати розрахунків зведемо в таблицю 4.1.

При підрахунку продуктивності бурових верстатів для різних висот уступів слід приймати до уваги технічну можливість буріння свердловин такої глибини. В залежності від кількості штанг верстат УСБШ-250 здатний бурити свердловини глибиною 32, 47 та 55 м, а Atlas Copco Pit Viper-271E – до 32 м.

Значення тривалості основних і допоміжних операцій приймаємо згідно хронометражу, проведеного на обраному підприємстві.

Результати розрахунків візуалізовано на графіку рис. 4.1.

Таблиця 4.1 – Розрахунок продуктивності бурових верстатів для різних висот уступів

	H=15м		H=20м		H=24м		H=28м		H=30м	
	УСБШ-250	PitViper-271E	УСБШ-250	PitViper-271E	УСБШ-250	PitViper-271E	УСБШ-250	PitViper-271E	УСБШ-250	PitViper-271E
Змінна продуктивність, м/зм	31,27	99,03	33,50	101,33	34,84	102,49	35,92	103,33	36,59	103,90
Технічна продуктивність, м/год	0,08	0,24	0,08	0,25	0,09	0,25	0,09	0,25	0,09	0,25
Тривалість зміни, хв	480	480	480	480	480	480	480	480	480	480
Коефіцієнт використання	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Час буріння свердловини	200,8	67,3	253,0	87,9	301,0	106,8	342,5	123,7	369,3	134,7
Тривалість переїзду, хв	21	2,7	21	2,7	21	2,7	21	2,7	21	2,7
Тривалість власне буріння, хв/св	150,0	62,6	198,5	82,8	242,6	101,2	282,4	117,8	308,8	128,8
Тривалість підготовчо-завершальних операцій, хв/св	18,5	1,7	18,5	1,7	18,5	1,7	18,5	1,7	18,5	1,7
Тривалість додаткових операцій, хв/св	32,3	3,1	36,0	3,4	39,9	3,9	41,6	4,2	42,0	4,2
Швидкість буріння, м/хв	0,11	0,27	0,11	0,27	0,11	0,27	0,11	0,27	0,11	0,27

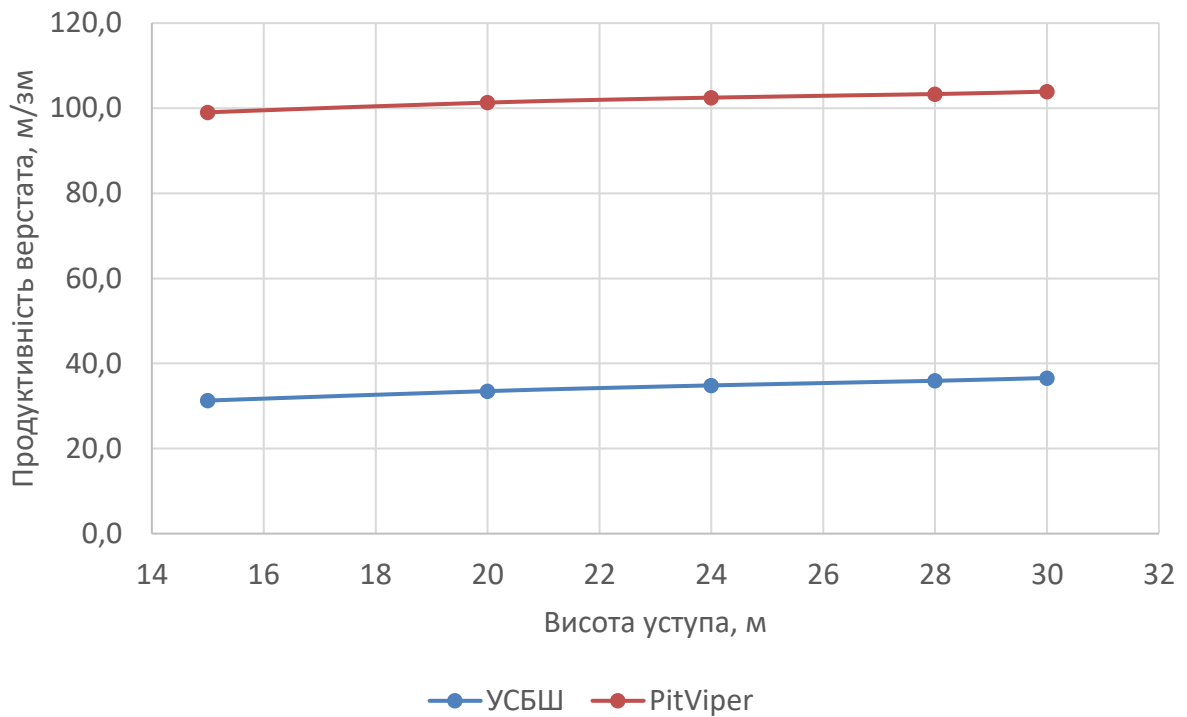


Рисунок 4.1 – Графік залежності експлуатаційної продуктивності бурових верстатів від висоти уступу, що підривається

Із розрахунків і наведеного графіку видно, що при збільшенні висоти уступу з 15 до 30 м продуктивність верстата УСБШ-250 зростає на 17%, що при парку у 9 машин дозволяє вивести одну з роботи. Продуктивність верстата Atlas Copco Pit Viper-271E може бути збільшена на 5%. Таке мале зростання продуктивності верстата Pit Viper-271E пояснюється тим, що в його робочому циклі частка часу чистого буріння більша, ніж у верстата УСБШ-250, а тому скорочення часу переміщень верстатів також буде меншим.

Також слід відмітити, що зростання продуктивності бурового обладнання буде досягатися і за рахунок скорочення простоїв через масові вибухи, адже об'єм підірваної гірської маси за один вибух буде зростати пропорційно висоті уступу.

І хоча питання впливу висоти уступу на суміжні технологічні процеси виходить за межі даної кваліфікаційної роботи, слід зазначити деякі переваги даного технічного рішення:

1. Підвищення обсягу підірваних порід скорочує частоту масових вибухів в кар'єрі, що зменшує простої обладнання і, як наслідок, підвищує поточність виробництва;
2. Використання високих уступів передбачає застосування більш потужних екскаваторів, що дозволяє концентрувати гірничі роботи на меншій ділянці виробленого простору;
3. Більш потужне обладнання сприяє інтенсифікації відкритих гірничих робіт;
4. Збільшення висоти уступу призводить до зменшення коефіцієнту подовження траси технологічного транспорту.

ВИСНОВКИ І РЕКОМЕНДАЦІЇ

Питаннями теорії вибуху і оптимізації параметрів буро-вибухових робіт займалися Н.Ф. Суханов, М.М. Боресков, Н.А. Садовський, Я.Б. Зельдович, О.Є. Власов, Г.І. Покровський, Ф.А. Баум, О.Є. Власов, К.П. Станюкович, Г.П. Демідюк, С.Д. Вікторов, Н.М. Козаков, Е.І. Єфремов, О.М. Ханукаєв, В.А. Боровиков, Ч. Норен, К. Хіно, Р. Коул, Кутузов Б.М., Андрієвський О.П., Друкований М.Ф., Ракішев Б.Р., Боровіков В.О., Ванягін І.П. та інші видатні вчені.

На основі виконаного огляду та аналізу теоретичних досліджень та досвіду підривання масивів гірських порід, а також виконаних аналітичних розрахунків можна зробити наступні висновки:

1. Використання високих уступів при відкритій розробці характеризується значною ефективністю, особливо в умовах залізорудних кар'єрів. До найбільш істотних переваг таких уступів слід віднести поліпшення технологічних та техніко-економічних показників гірничого обладнання.

2. Практикою ведення буропідривних робіт на уступах заввишки 20-30 метрів виявлено такі проблеми: великий вихід великих фракцій; завищення підшви уступу до 4 метрів. Причиною незадовільних результатів є формування великих за величиною, труднопереборних ліній найменшого опору підшви уступу.

3. Серед розглянутих способів вирішення завдання якісного опрацювання підшви уступу в сукупності із забезпеченням заданого ступеня дроблення, найперспективнішим вбачається управління енергією вибуху шляхом використання розподіленого заряду із проміжками з інертного матеріалу.

4. Наведено основні методики розрахунку розмірів зон дроблення, тріщиноутворення, відколу з урахуванням характеристик вибухових речовин, що використовуються, та фізико-технічних

властивостей гірських порід. Оцінено ефективність використання технології підривання розподіленого заряду за запропонованими методиками.

5. Виявлено, що при збільшенні висоти уступу з 15 до 30 м продуктивність верстата УСБШ-250 зростає на 17%, що в умовах роботи кар'єру Інгулецького ГЗК на проектну потужність дозволяє скоротити парк бурового обладнання верстатів УСБШ-250 на одну одиницю.

6. Продуктивність верстата Atlas Copco Pit Viper-271E при збільшенні висоти уступу з 15 до 30 м може бути підвищена на 5%. Таке мале зростання продуктивності верстата Pit Viper-271E пояснюється тим, що в його робочому циклі частка часу чистого буріння більша, ніж у верстата УСБШ-250, а тому скорочення часу переміщень верстатів також буде меншим.

Подальші наукові дослідження будуть направлені на проведення промислових експериментів щодо підготовки порід до виймання підриванням високими уступами. Також планується більш ґрунтовне вивчення впливу збільшення висоти уступу на ефективність інших технологічних процесів.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ:

1. Smith S.F. Structural Stability, Support and Excavation Aspects of Mine Openings in Stratified Iron Ore Deposits. // PhD Thesis, University of Nottingham. - 1990 - 144pp.
2. World Steel Association, 2020, World steel short range outlook 2020–2021: Brussels, Belgium, World Steel Association, April 13. [Електронний ресурс] <https://www.worldsteel.org/media-centre/press-releases/2016/worldsteel-Short-Range-Outlook-2020-2021.html+&cd=1&hl=en&ct=clnk&gl=us>.
3. U.S. Geological Survey minerals yearbook - 2020. [Електронний ресурс] https://www.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/index.html#mcs.
4. Metalloinvest, 2022. Annual report. [Електронний ресурс] <http://ar2022.metalloinvest.com/reports/metalloinvest/ann...gb/2080.html>
5. Блізнюков В.Г. Гірнича справа / В.Г. Блізнюков, С.О. Луценко, А.М. Пижик – 3-е вид., перероб. і доп. – Кривий Ріг: Видавець ФО-П Чернявський Д.О. – 2014. – 424 с., з іл.
6. Собко Б.Ю. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин. Системи відкритої розробки родовищ / Б.Ю. Соб-ко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложников ; М-во освіти і науки України, НТУ «Дніпровська політехніка». – Д. : НГУ, 2020. – 239 с.
7. Швець Є.М. Оптимізація вибухового подрібнення скельних порід на залізорудних кар'єрах: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.03 „Відкрита розробка родовищ корисних копалин” / Є. М. Швець. – Кривий Ріг, 2013. – 23 с.
8. Друкованный, М.Ф. Взрывание спаренных уступов на ГОКах Кривбасса / М.Ф. Друкованный, М.Г. Новожилов, Э.И. Ефремов и др // Metallургическая и горнодобывающая промышленность. – 1963. - №2. – С.10-33.

9. Куценко, В.И. Исследование технологии выемки скальных пород на глубоких карьерах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. / Куценко Владимир Ильич – Днепропетровск, 1981. – 20 с.
10. Mosin, A.E. On the damage zone surrounding a single blasthole. // Proceedings 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting - 1986. - №.5 - Pp.22-34.
11. Roskamp, M. Steinbruchverhältnisse in den USA. / M. Roskamp, W. Oerter // Naturstein ind. - 1973. - №1-2. - Pp.29-34.
12. Buki, P. Tightening the best on production cost / P. Buki, B. Nischk // Il Pit and Quarry. – 1986.–№ 3. – Pp. 38–44.
13. Собко Б.Ю. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин. Розкриття родовищ / Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков // Дніпро: Літограф. – 2017. – 205 с.
14. Кривда, В.В. Влияние эксплуатационно-технических параметров автосамосвала на параметры систем разработки глубокого железорудного карьера / В.В. Кривда // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. трудов.– Днепропетровск, 2014.– №115 .– С. 156–163.
15. Пригунов, А.С. Современное состояние и перспективы применения циклично-поточной технологии открытой разработки в Кривбассе /А.С. Пригунов, И.Л. Гуменик // Горный журнал. – 2003. - № 4. – С. 62 - 65.
16. Деревяшкин, И.В. Рациональные условия применения драглайнов при строительстве глубоких карьеров // Маркшейдерский вестник, 2009. – №2. – С. 14 - 20.
17. 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.
18. Charles Noren. Blasting experiments in granite rock. Quarterly of Colorado. School of Mines. Vol. 51, № 3, 1956, P. - 215.

19. Kumao Hino. Effect of discontinuity of rock on fragmentation. Journal of the industrial explosives society, Japan. Vol. 18, № 4, 1957. P. - 229.
20. Paterson M., Experimental Rock Deformation. - Spring, New York, 1978. – P. 255.
21. Stepanov O.F., N.N.Peschanskaya, V.V. Shepeizman and G.A.Nikonov. Longevity of solids at complex loading. // Int. J.of Fracture - 1975. P. - 803-815.
22. 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.//Int.J. of Fracture - 1975. P. - 316 – 329.
23. 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, Publi.A.A.Balkema, 1996. - P. 39-43.
24. Maerz, N. H., Palangio, T. C., and Franklin, J. A., WipFrag image based granulometry system. Proceedings of the FRAGBLAST5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada, 1996. - P. 91-99.
25. Paramonov G.P. Influence of power characteristics of explosives on strength properties of pieces of the blown-up mountain weight. / G.P. Paramonov, V.A. Isheysky // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Songzhuyuan, China. Metallurgical Industry Press. 2014. - P. 161- 165.
26. Вовк О.О., Лучко І.А. Управління вибуховим імпульсом у породних масивах. – Київ: Наук. думка, 1985. – 216 с.
27. Демидюк Г.П. Управление действием взрыва при горных работах. Сб. научные основы технологии открытых горных работ. Київ: Наука. 1969, - с. 48 – 63.
28. Leng, Z., Fan, Y., Gao, Q., & Hu, Y. (2020a). Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes

in open-pit mine. International Journal of Mining Science and Technology, 30(3), 373–380. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.03.010>

28. Yuanjuan, Z. (2014). Study on Attenuation Law of Open-pit Bench Blasting Vibration. Procedia Engineering, 84, 868–872. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2014.10.508>

29. Rock Fracture and Blasting: Theory and Applications. // Oxford: B-H/Elsevier Science, 2016. – 345p.

30. Djordjevic, N. Two-component of blast fragmentation / N. Djordjevic // Proceedings of the Sixth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast. – South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, South Africa, 1999. – Pp. 213–219.

31. Esen, S. Modeling the size of the crushed zone around a blasthole / S. Esen, I. Onederra, H.A. Bilgin // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2003. – V.40. – Pp. 485–495.

32. Drukovanyi, M.F. Calculation of fracture zones created by exploding cylindrical charges in ledge rocks / M.F. Drukovanyi, V.S. Kravtsov, Y.E. Chernyavskii, V.V. Reva // Soviet Mining Science. – 1976. – №12(3). – Pp. 292-295.

33. Bai, R., Zhang, P., Zhang, Z., Sun, X., Fei, H., Bao, S., Hu, G., & Li, W. (2023). Optimization of blasting parameters and prediction of vibration effects in open pit mines based on deep neural networks. Alexandria Engineering Journal, 70, 261–271. <https://doi.org/10.1016/j.aej.2023.02.043>

34. Козаков Н.М., Закалинський В.М. Щодо КПД вибуху // Проблеми вибухової справи. Збірник статей і доповідей №1, 2002, - с. 203 - 121.

35. Перегудов В.В. Підвищення ефективності підривних робіт в складних гірничо-геологічних умовах залізрудних родовищ: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.03 „Відкрита розробка родовищ корисних копалин” / В. В. Перегудов. – Кривий Ріг, 2012. – 20 с.

36. Мец, Ю.С. Елементи теорії процесу вибухового розпушення гірських порід // Ю.С. Мец, А.И. Олійников, А.Ю. Антонов – Кривий Ріг, 1987. – 17 с.
37. Kononenko, M., & Khomenko, O. (2021). New theory for the rock mass destruction by blasting. Mining of Mineral Deposits, 15(2), 111–123. <https://doi.org/10.33271/mining15.02.111>
38. Исследование эффективности взрывания высоких уступов на карьерах НКГОКа / В.Д. Петренко, В.Ф. Джос, В.Д. Сиротенко, А.И. Капитоненко, Б.И. Дубсон // Акад. наук УССР, институт геотехнічної механіки. – Дніпропетровськ, 1987. – 18 с.
39. Кравцов, В.С. Распределение квазистатических напряжений в среде при взрыве парносближенных зарядов / В.С. Кравцов, Н.П. Рева, Ю.Е. Чернявский // Механика и разрушение горных пород. – Київ: Наук. думка, 1976. – С. 54-60.
40. Руйнування гірських порід енергією вибуху // Під ред. Е.І. Єфремова. – К.: Наук. думка, 1987. – 264 с.
41. Темний, В.П. О влиянии диаметра заряда на эффективность открытых горных работ / В.П. Темний, А.В. Шапурин // Разработка рудных месторождений. – 2010. – Вып. 93 – С.77-81.
42. Бизов В.Ф., Федоренко П.Й. Вибухові роботи. – Т. Х.- Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 247 с. з іл..
43. Воробьев, В.Д. Обоснование параметров и эффективность инертных промежутков в скважинных зарядах взрывчатых веществ / В.Д. Воробьев, А.И. Кондратьев // Вісник України. – 1993. – №6. – С. 27-28.
44. Kozyrev, S.A., Vlasova, E.A., & Sokolov, A.V. (2020). Estimation of factual energetics of emulsion explosives by experimental detonation velocity test data. Gornyi Zhurnal, (9), 47-53. <http://doi.org/10.17580/gzh.2020.09.06>

45. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. С.239.
46. Onederra, I., Esen, S. & Jankovic, A. 2004. Estimation of fines generated by blasting – applications for the mining and quarrying industries. Mining Tech Trans Inst Min Metall A:113, A1-A11.
47. Ozkahraman H.T. Breakage mechanisms and an encouraging correlation between the Bond parameters and the friability value. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, vol.110. pp. 153–159.
48. Persson P, Holmberg R, Lee J. Rock blasting and explosives engineering. Florida, USA: CRC Press, 1993. p. 101, 106, 107.
49. Saharan, M.R. & Mitri, H.S. 2008. Numerical procedure for dynamic simulation of discrete fractures due to blasting. Rock Mechanics and Rock Engineering, 41(5): 641–670.
50. Yang J.H., Lu W.B., Chen M., Yan P. & Li P. Rjco. An equivalent simulation method for whole time-history blasting vibration / 10th Int Symp. on Rock Fragmentation by Blasting: 473-483. New Delhi, India.