

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
КАФЕДРА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до випускної роботи

на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра
зі спеціальності 184 “Гірництво” ОПП «Відкриті гірничі роботи»

На тему: **«Вивчення способів зниження витрат на підготовку гірських
порід до виймання в умовах залізородних родовищ Кривбасу»**

Виконав ст. групи ГІВ-23-1м _____ /Баєнко М.В./

Керівник _____ /Швець Є.М./

Завідувач кафедри _____ /Жуков С.О./

Кривий Ріг

2024 р.

РЕФЕРАТ

Магістерська робота на тему «**Вивчення способів зниження витрат на підготовку гірських порід до виймання в умовах залізорудних родовищ Кривбасу**» викладена на 63 стр., містить 15 рис., 4 таблиці, 48 джерел літератури.

Актуальність теми зумовлена важливістю оптимізації витрат у гірничодобувній промисловості як однієї з найбільш ресурсоємкої галузі загалом і в сучасних кризових умовах зокрема. При цьому залізорудні родовища Кривбасу є ключовими для металургійної промисловості України, забезпечуючи значну частину сировини для внутрішнього та зовнішнього ринків споживання. А ефективне управління витратами на підготовку гірських порід до виймання може суттєво підвищити конкурентоспроможність вітчизняних підприємств, знизити виробничі витрати та підвищити рентабельність виробництва.

Таким чином, пошук способів зниження витрат на буропідrivні роботи не лише сприяє економічному розвитку гірничодобувних підприємств, але й має значний вплив на стійкий розвиток регіону в цілому. Оптимізація виробничих процесів і впровадження новітніх технологій сприяють підвищенню продуктивності праці, зниженню собівартості продукції та поліпшенню екологічної ситуації, що є важливими факторами для забезпечення сталого розвитку гірничодобувної галузі України.

Мета роботи полягає у зниженні витрат на виконання буропідrivних робіт у потужних кар'єрах Кривбасу за рахунок збільшення висоти уступу у скельних породах. Для досягнення поставленої мети в роботі сформовані **основні задачі дослідження:**

1. Проаналізувати теоретичні відомості і досвід виконання буропідrivних робіт у потужних кар'єрах.

2. Дослідити методи визначення раціональних параметрів буровибухових робіт і організаційні заходи щодо підвищення операційної ефективності процесу.

3. Виконати технологічну оцінку розглянутих шляхів мінімізації витрат при підготовці порід до виймання.

Об'єкт дослідження – буропідривні роботи у потужних залізородних кар'єрах.

Предмет дослідження – технологічні параметри буропідривних робіт глибоких залізородних кар'єрів.

Ідея роботи полягає у визначенні раціональних значень висоти уступу, що підривається, для зменшення витрат на підготовку порід глибоких залізородних кар'єрів до виймання.

Методи дослідження: аналіз і синтез виробничого досвіду і теоретичних відомостей і практичного досвіду виконання буропідривних робіт; методи статистичної та аналітичної обробки даних, методи математичного моделювання.

Наукове значення роботи полягає в узагальненні теоретичних відомостей і практичного досвіду визначення раціональних значень параметрів буровибухових робіт.

Практичне значення роботи полягає у винесенні рекомендацій для визначення раціонального значення висот уступів потужних залізородних кар'єрів Кривбасу та пропозиції підходів по зменшенню витрат на буропідривні роботи.

БУРОПІДРИВНІ РОБОТИ, ВИСОТА УСТУПУ, ПАРАМЕТРИ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ, ОПЕРАЦІЙНА ЕФЕКТИВНІСТЬ, ЗАЛІЗОРУДНІ КАР'ЄРИ.

ЗМІСТ

ВСТУП	5
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ І ТЕНДЕНЦІЙ ІНЖЕНЕРНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ ВИБУХОВИМ СПОСОБОМ	6
РОЗДІЛ 2. АНАЛІЗ ДОСВІДУ ВИБУХОВОЇ ПІДГОТОВКИ ПОРІД ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ	15
2.1 Руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів	18
2.2 Підривання високих уступів на неприбрану гірську масу	23
2.3 Метод котлових зарядів	26
2.4 Комбіновані свердловинні заряди вибухових речовин на залізородних кар'єрах	30
РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАУКОВОГО СУПРОВОДУ ЩОДО ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ЗОН РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД	35
3.1 Сучасні уявлення про методи управління вибуховим імпульсом	35
3.2 Дослідження параметрів зон вибухового навантаження з урахуванням особливостей циліндричного заряду	40
РОЗДІЛ 4. ТЕХНОЛОГІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗБІЛЬШЕННЯ ВИСОТИ УСТУПУ ПРИ ПІДРИВАННІ ГІРСЬКИХ ПОРІД В УМОВАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ	52
ВИСНОВКИ І РЕКОМЕНДАЦІЇ	56
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	58

ВСТУП

Для забезпечення конкурентоспроможності українських гірничо-переробних підприємств у сучасній глобальній економіці необхідно зберігати стійкий рівень виробництва залізної руди при мінімізації витрат на її видобуток. Одним з ефективних методів є пошук технологічних підходів з позицій впровадження енергоефективних технологій, зокрема застосування високих уступів на відкритих гірничих роботах. Це допомагає прискорити розкривні роботи та підвищити ефективність гірничого обладнання на 5-15%. Досягнення максимальної продуктивності та економічності використання техніки при видобутку залізної руди можливе через вдосконалену підготовку гірських порід до виймання.

Крім того, в умовах постійного зростання цін на енергоресурси та матеріали, оптимізація витрат на підготовку порід до виймання стає ще більш важливою. Пошук технологічних підходів, що дозволяють зменшити витрати на буропідривні роботи і підвищити продуктивність основного обладнання, сприяє покращенню техніко-економічних показників роботи підприємства. Це особливо актуально для Кривбасу, де складні гірничо-геологічні умови та великі обсяги видобутку вимагають постійного вдосконалення технологічних процесів.

В своїй переважній більшості залізородні кар'єри Кривбасу вважаються глибокими і потужними кар'єрами, оскільки їх геометричні розміри і виробничі потужності зіставні з найбільшими кар'єрами світу. Не дивлячись на це, а іноді – і як наслідок, верхні зони бортів кар'єрів вже виходять на свої кінцеві контури. Закономірним чином це призводить до затиснення робочої зони, що ускладнює проведення підготовки гірських порід до виймання.

Таким чином, проблема розробки робочих зон кар'єрів, що складені міцними скельними гірськими породами набирає особливої гостроти, а питання подальшого вдосконалення технологій відпрацювання масиву для

забезпечення найкращих показників якості підготовки порід до виймання – набуває значної актуальності.

РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ І ТЕНДЕНЦІЙ ІНЖЕНЕРНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПІДГОТОВКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ ВИБУХОВИМ СПОСОБОМ

Залізні руди є однією з найбільш поширених корисних копалин у світі як за обсягами видобутку та споживання, так і за поширенням у земній корі [1]. Географія видобутку залізняку простягається по всьому світу, видобувається він 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 залізородна 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. Так, на рис. 1.1 наведена динаміка світового виробництва сирої сталі. З графіку видно подвійний ріст відносно показників 2000 року [2], а зростання виробництва у Китаї є ще більш стрімким – понад 5 разів. Як видно з рис. 1.1, світовий видобуток залізняку збільшився з 1,043 млрд. тонн у 2010 році до 2,93 млрд. тонн у 2020 [3]. Китай є найбільшою країною-виробником залізородної продукції, яка видобуває близько 1,3 млрд. тонн у 2012 році, що становить близько 45% світового видобутку залізняку.

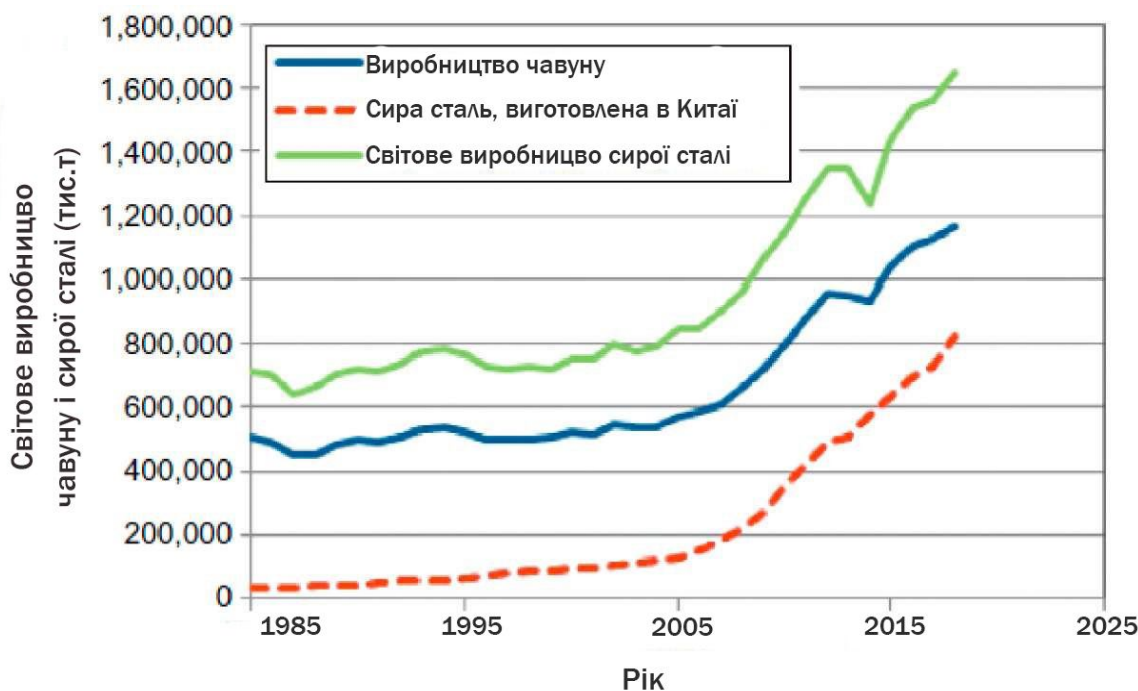


Рис. 1.1 – Світова динаміка виробництва чавуну і сталі

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 багатьох вчених показав [7-9], що застосування високих уступів є одним із найперспективніших напрямів для підвищення ефективності відкритої розробки родовищ корисних копалин. Цей підхід забезпечує суттєві переваги, зокрема покращення технологічних процесів і техніко-економічних показників буровибухових робіт, значно розширює можливості регулювання режимів розкривних та видобувних операцій, а також сприяє зниженню обсягів розробки пустих порід, як у поточному періоді, так і в перспективі. На сучасному етапі скельні уступи висотою 23–27 метрів успішно відпрацьовуються із використанням традиційних технологій, які передбачають застосування екскаваторів великої вантажопідйомності, таких як ЕКГ-12,5 і ЕКГ-20. Водночас дослідження свідчать, що розробка порід за допомогою високих уступів може здійснюватися трьома основними методами, кожен із яких має свої особливості та переваги:

1. Породи буряться та підриваються по всій висоті уступу, а видобуток матеріалу проводиться поетапно, знімаючи шари, висота яких відповідає робочому діапазону екскаватора.

2. Всі технологічні процеси виконуються на повну висоту підірваного уступу;

3. Аналогічно методу 2, однак із витриманням неприбраної стінки [10].

На вітчизняних гірничо-збагачувальних комбінатах накопичено досвід розробки уступів висотою до 20 метрів. Крім того, на деяких підприємствах мали місце промислові експерименти на уступах, висота яких досягала 45 метрів [7]. На Південному ГЗК (рис. 1.2) підривали гірничу масу при висоті

уступу майже 40 метрів. Характерно, що міцність порід масиву досягала коефіцієнтів міцності по Протод'яконову - 16.



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

Цікавим є досвід Центрального гірничо-збагачувального комбінату, зокрема кар'єру №1, де здійснювали підривання розкривних уступів, об'єднаних у здвоєні та зтроєні блоки, висотою до 40 метрів [8]. Три роки роботи з високими уступами на підприємствах Новокриворізького комбінату показали значні переваги: зокрема, збільшення кількості гірничої маси, отриманої з кожного метра пробуреної свердловини, а також поліпшення якості подрібнення породи, що стало можливим завдяки підриванню на неочищених вибоях. На родовищі Навої були проведені експериментально-промислові підриви уступів висотою 30 метрів, що продемонстрували високу ефективність у зменшенні обсягів негабаритних фракцій породи (500–1000 мм), скоротивши їх майже вдвічі. У світовій практиці розроблено три ключові підходи до буровибухових робіт на високих уступах: комплексне буріння та підривання на всю висоту уступу (до 60 метрів); сегментоване

буріння окремих частин уступу з висотою до 90 метрів; і застосування камерних зарядів для підривання високих уступів [11]. Як приклад, на кар'єрі New Jersey реалізовано схему роботи з уступами заввишки 55–58 метрів, де використовуються свердловини діаметром 160 мм із сіткою розташування 5×6,5 м [12].

В результаті виконання вибухових робіт і розпушення порід масив із висотою розвалу до 26 метрів зазвичай обробляється технологічними виймально-навантажувальними машинами (в більшості випадків, ЕКГ-8І, ЕКГ-10 або ЕКГ-6,3ус), які можуть охоплювати всю висоту фронту робіт. У ситуаціях, коли висота розвалу перевищує цей рівень, застосовують ступінчастий підхід, розділяючи масив на окремі шари для поетапного відпрацювання. Для розробки вибоїв заввишки до 34 метрів залучають високопродуктивні машини із більшими робочими параметрами, зокрема ЕКГ-20 і ЕКГ-15ус. У деяких кар'єрах, поряд із кар'єрними екскаваторами, для завантаження добре підготовлених скельних порід іноді використовуються розкривні екскаватори та драглайни, що дозволяє оптимізувати роботу у специфічних умовах [9].

З огляду на особливості вітчизняного обладнання та специфіку його використання, М.Г. Новожилов розробив класифікацію уступів із скельних порід, що піддаються розпушуванню вибуховим методом. Ця систематизація базується на принципі організації навантаження екскаватором, при якому транспортні засоби розташовуються на одній висоті з місцем його стоянки. (табл. 1.1).

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 висотою до 10 м	Малопотужні екскаватори (місткість 1 - 3 м ³)			
	Уступи середньої висоти (16-27 м)	ЕКГ-4	-	ЕГО - 4	ЕШ – 5/45М
		ЕКГ – 4,6		ЕГО - 8	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	

Оптимальні витрати на виконання буропідривних робіт досягаються при висоті уступів у межах 15–45 метрів. Це підтверджується і відповідними техніко-економічними дослідженнями. Застосування суцільних колонкових зарядів у поєднанні з вибуховими матеріалами високої вартості, такими як алюмотол або гранулотол, потребує зменшення висоти уступів, що зумовлено необхідністю оптимізації витрат та ефективності вибухового розпушення. У той же час використання більш доступних вибухових речовин, наприклад, ігданітів чи гранемітів, дозволяє досягти максимальної економічної доцільності при роботі з уступами висотою 40–45 метрів, що обумовлено їхньою здатністю забезпечувати якісне дроблення породи на більшому масштабі (рис.1.3).

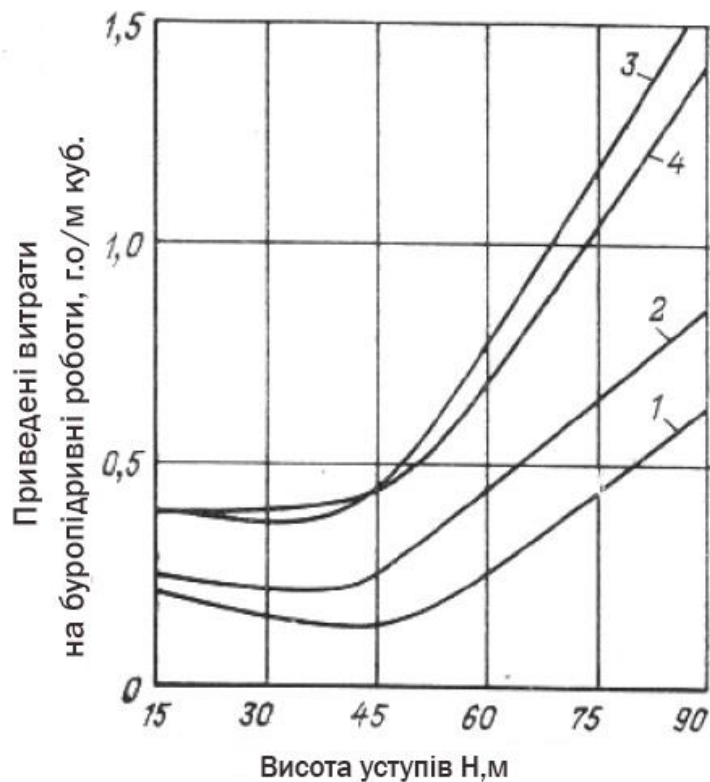


Рис. 1.3 – Вплив висоти уступів на техніко-економічні показники буропідривної роботи під час підривання на підібраний забій (використані ВВ: 1- ігданіт; 2 - грамоніт 79/21; 3 – гранулотол; 4 – алюмотол)

Результати наукових досліджень вказують на те, що найефективніша висота уступів коливається в межах 24-45 метрів. Конкретне значення цього параметра залежить від обраної технології видобутку та глибини розробки родовища. Для кар'єрів глибиною до 120 метрів доцільно застосовувати суцільний вибій за допомогою екскаваторів ЕКГ-6,3ус та ЕГ-20 при висоті уступів 24-27 метрів [13]. Такий підхід забезпечує оптимальне співвідношення продуктивності та витрат. У випадку використання багаторядного підривання висота уступу повинна бути меншою за висоту розвалу. Це необхідно для забезпечення необхідних темпів проведення гірничих робіт на етапах будівництва та освоєння проектної потужності кар'єру. Одним з найбільш складних завдань при використанні технології розробки родовищ високими уступами є утруднення процесу завантаження

гірської маси екскаваторами. Це пов'язано з утворенням після вибухових робіт високих розвалів, які перевищують робочі параметри екскаваторів. Така ситуація створює додаткові ризики для безпечного проведення гірничих робіт.

Для вирішення цієї проблеми були розроблені та успішно застосовані наступні інженерні рішення:

Використання екскаваторів зі збільшеною висотою черпання: Застосування екскаваторів моделей ЕКГ-20, ЕШ 13/50 та інших аналогів дозволяє ефективно здійснювати завантаження гірської маси з високих уступів.

Розділення високого уступу на декілька менших за висотою підступів суттєво спрощує процес навантаження та знижує ризики, пов'язані з нестабільністю розвалів.

Ретельний підбір параметрів буропідривних робіт, таких як схема свердловин, тип вибухової речовини та її заряджання, дозволяє формувати розвали оптимальної висоти та конфігурації, що полегшує роботу екскаваторів.

Запропоновані технічні рішення дозволяють ефективно усунути проблему, пов'язану з навантаженням гірської маси з високих уступів, та забезпечити безпечне і продуктивне ведення гірничих робіт.

М.В. Васильєв детально розглянув потенціал використання драглайнів у залізорудній промисловості. В тому числі, він запропонував застосовувати драглайни для прискорення ведення розкривних робіт, особливо актуальному при збільшенні глибини кар'єрів. Автор пропонував використовувати драглайни для відпрацювання осадових порід в умовах ускладненої підземної води, з подальшим безпосереднім навантаженням матеріалу в залізничний або автомобільний транспорт [14].

У своїх дослідженнях Є.В. Савицький пропонує технологію розробки залізорудних родовищ із використанням високих уступів та драглайнів.

Такий підхід сприяє підвищенню ефективності функціонування технологічного комплексу кар'єрного обладнання, водночас забезпечуючи зниження витрат на матеріали, енергію та трудові ресурси під час його експлуатації [15]. Основна концепція полягає у використанні драглайнів для розробки високих уступів із застосуванням верхнього та нижнього черпання, що забезпечує завантаження гірничої маси в бункери. Такий підхід оптимізує процес завантаження локомотивів і майже повністю усуває простої в роботі суміжних ланок технологічного циклу. Детальне обґрунтування перспектив використання драглайнів у залізорудних кар'єрах наведено в дослідженні І.В. Дерев'яшкіна [16]. У роботі розглянуто переваги високоуступної розробки із застосуванням крокуючих екскаваторів, що дозволяє зменшити довжину пересувних шляхів у кар'єрі в 2–3 рази, підвищити продуктивність праці на 30–60% і суттєво знизити експлуатаційні витрати.

РОЗДІЛ 2. АНАЛІЗ ДОСВІДУ ВИБУХОВОЇ ПІДГОТОВКИ ПОРІД ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ

Розглянемо взаємодію свердловинного заряду першого ряду з масивом гірських порід. Умови вибуху на уступі з похилим схилом характеризуються нерівномірним опором порід, що створює складну динаміку енергії вибуху. Процес вибуху супроводжується нерівномірним вивільненням енергії, зумовленим як властивостями середовища, так і природою самого вибуху. Вибухові хвилі, що виникають у породі, мають високу інтенсивність тиску на початковому етапі, однак швидко втрачають свою потужність у міру поширення в масиві.

Велика частина енергії вибуху не використовується ефективно: значні втрати відбуваються через пластичні деформації породи та надмірне подрібнення матеріалу поблизу осередку вибуху. Ці процеси значно знижують частку енергії, яка могла б бути спрямована на виконання основної задачі — оптимального дроблення порід. Таким чином, нерівномірний розподіл опору середовища і непродуктивне витрачання енергії вибуху істотно впливають на ефективність використання вибухових зарядів. Дослідження [17] засвідчують, що вибухова дія зарядів, розташованих на вищележачих горизонтах, суттєво впливає на верхні шари уступу, спричиняючи їх інтенсивне руйнування і значне зниження міцності. У міру збільшення глибини змінюються не лише фізико-механічні властивості гірських порід, але й зростає навантаження на вибуховий заряд під впливом гравітаційних сил. Загальний характер розподілу навантаження вздовж висоти уступу, що враховує зміну міцності порід та додаткові навантаження від гравітації, відображається у вигляді плавної кривої (рис. 2.1).

Найвищий опір впливу вибуху зосереджується в зоні підшви уступу, а при підриванні високих уступів цей показник досягає максимального значення. У таких умовах виникає необхідність у розробці ефективних методів ведення вибухових робіт, які б забезпечували отримання розпушеної маси з чітко контрольованою кускуватістю, оптимальною для високопродуктивної техніки, водночас мінімізуючи перевищення в зоні підшви уступу.

Практичні випробування підтверджують ці висновки. Зокрема, на кар'єрах ПРАТ «Північний ГЗК» (Кривий Ріг) успішно реалізовано досвід підривання високих уступів із формуванням вибою, що відповідає заданим вимогам. Результати таких експериментів свідчать про перспективність застосування подібних методик для підвищення ефективності вибухових робіт і продуктивності гірничо-транспортного обладнання.

Свердловини були заповнені суцільними зарядами вибухової речовини, а як набійку використовували буровий шлам. Хоча умови для підривання на підготовлені уступи, зокрема наявність вільних площин оголення, виглядали оптимальними, результати залишалися незадовільними. Це особливо стосувалося масиву першого ряду, де якість дроблення порід була низькою, а перевищення в зоні підшви сягало значних значень — від 1,5 до 3 метрів. [18-22].

Розглянемо ключові методи управління параметрами вибуху у породних масивах. Сьогоднішні концепції руйнування гірського масиву базуються на припущенні, що цей процес проходить у дві стадії. Перша, докритична стадія, характеризується виникненням і поступовим в'язким зростанням мікротріщин. На другій, критичній стадії, відбувається лавиноподібне розширення цих тріщин.

У разі швидкоплинних процесів, коли забезпечується достатня енергія, зростання мікротріщин відбувається рівномірно по всьому об'єму породи, а кількість точок, у яких починається руйнування, збільшується із

прискоренням процесу. Це створює сприятливі умови для ефективного подрібнення в ближній зоні вибуху.

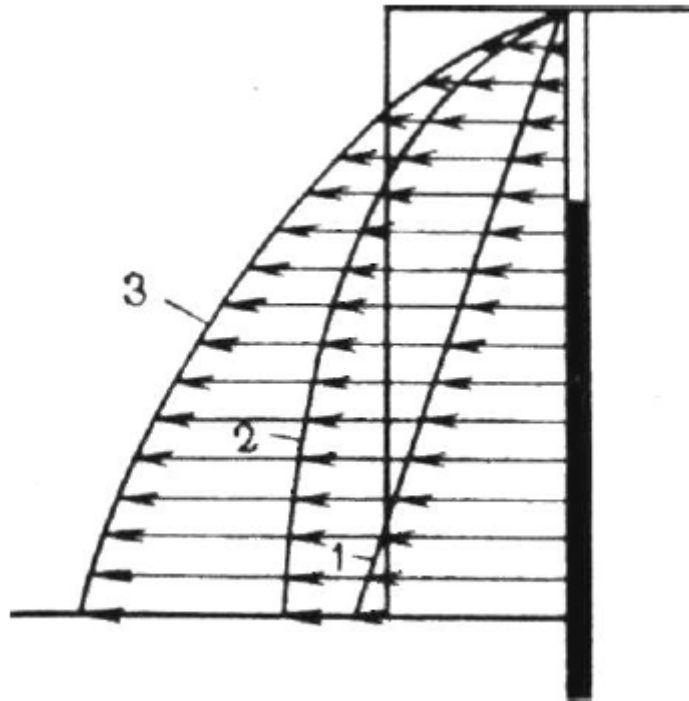


Рис. 2.1 – Епюра розподілу навантаження на свердловинний заряд по висоті уступу: 1 – епюра сил гравітації; 2 - епюра зміни властивостей міцності порід; 3 - результуюча епюра повного опору дії вибуху

Натомість при повільному навантаженні рух дислокацій здійснюється уздовж основних ліній ковзання, які визначаються структурною неоднорідністю породи або наявністю мікрodefектів у її масиві. Такий механізм є менш енергоємним, однак залежить від фізико-механічних характеристик матеріалу та особливостей його внутрішньої структури. З вищевикладеного випливає, що розробка оптимальних підходів до руйнування гірського масиву може бути спрямована на кілька ключових аспектів. Перш за все, це оптимізація швидкості навантаження як інструменту регулювання руху мікрodefектів, що дозволяє керувати

процесом утворення тріщин. Додатково ефективність можна підвищити через застосування технологічних прийомів, які передбачають багаторазове або нерівномірне навантаження масиву.

Виходячи з цих принципів управління дією вибуху, були розроблені наступні методи підривання високих уступів у залізородних кар'єрах:

1. Використання парно-наближених і похилих свердловинних зарядів для руйнування гірських порід;
2. Підривання на неприбраній гірській масі;
3. Застосування котлових зарядів;
4. Використання комбінованих свердловинних зарядів.

Кожен із цих методів спрямований на підвищення ефективності дроблення та зниження витрат за умов різноманітних геологічних і технічних обмежень.

2.1 Використання похилих і парно-наближених 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, 23-29]. 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 підосви і ступеня дроблення гірської породи відносяться збільшення відносної відстані між зарядами і зменшення величини відносної лінії опору по підосві [24]. 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.

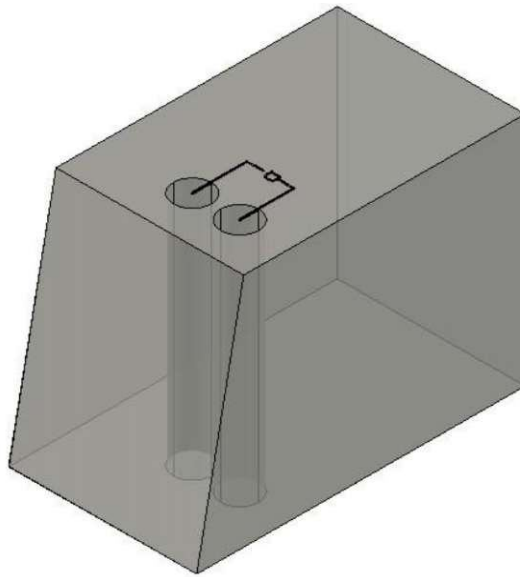


Рис. 2.2 – Схема застосування парнозближених свердловинних зарядів

Величина параметра a , що характеризує оптимальну відстань між зближеними свердловинами, визначається за формулою:

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

де $\rho_{вр}$ - 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.

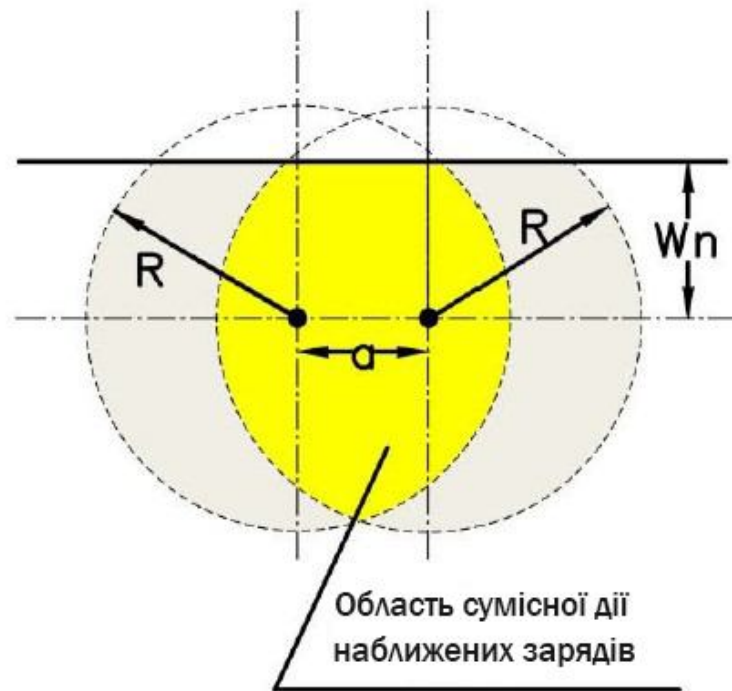


Рис. 2.3 – Схема дії на маси зближених зарядів

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%) [32].

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 підшву уступу і кут відриву становить φ_M (рис.2.4 а). Руйнування у разі (рис. 2.4 б) відбувається під деяким кутом $\varphi < \varphi_M$.

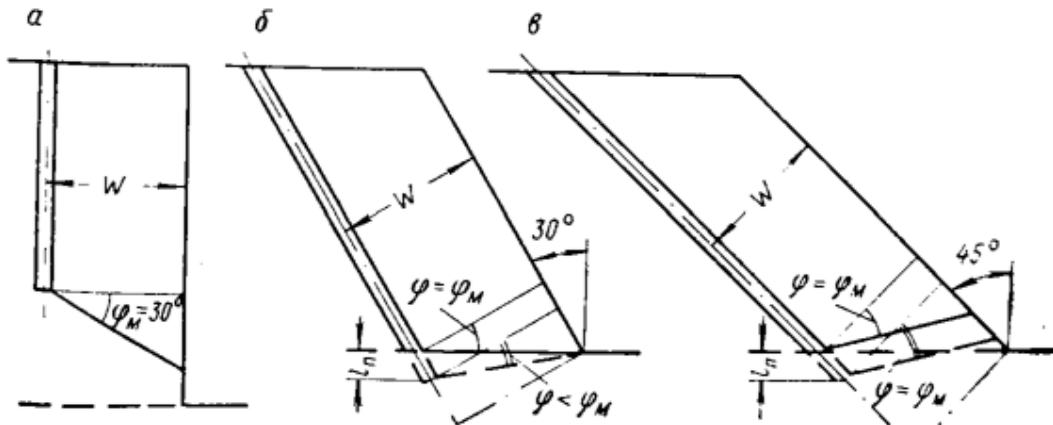


Рисунок 2.4 – Схема дії похилого заряду в нижній частині уступу

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:

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

$$\operatorname{tg} \alpha_{\text{опт}} = \operatorname{tg} \varphi_M + \frac{l_{nn}}{W}, \quad (2.3)$$

де l_n і l_{nn} - 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 Використання підпірної стінки при підриванні високих уступів

Емпіричні напрацювання щодо буропідривних робіт високих уступів у затиснутому середовищі або на невідвантаженому вибої виявляють характерні закономірності розвитку тріщиноутворення в породному масиві. У затиснутому середовищі формування тріщин відбувається більш рівномірно по всьому об'єму породи, оскільки тріщини, що виникають поблизу заряду, не досягають повного розкриття. Це дозволяє полю напруг вільно поширюватися у віддалені частини масиву, мінімізуючи локальні перешкоди, які могли б зупинити процес руйнування.

Руйнування в таких умовах здійснюється переважно завдяки стискаючим напруженням, що створює додаткові вимоги до потужності вибухового імпульсу. Для досягнення ефективного руйнування та значного поширення радіальних тріщин у породі вибухові заряди повинні забезпечувати високі енергетичні параметри. Якщо ж імпульс не досягає

необхідної потужності, тріщини не розвиваються на достатню глибину, і характер дроблення у затиснутому середовищі майже не відрізняється від підривання на підготовленому уступі.

Таким чином, ефективність підривання у затиснутому середовищі безпосередньо залежить від інтенсивності вибухового навантаження, оскільки лише за умов достатньої енергії можливо забезпечити повномасштабне розпушення породи та досягнення оптимального дроблення. Г. П. Демидюк [24] висловлює думку, що вибух у затиснутому середовищі суттєво обмежує просторовий вплив на породу. Неможливість зміщення бічної поверхні уступу блокує розширення дії вибуху в горизонтальному напрямку, тоді як набійка, яка ізолює заряд від горизонтальної поверхні, суттєво зменшує інтенсивність вибухового впливу у вертикальному напрямі. У результаті цього дія вибуху зводиться до незначного спучування та розпушення поверхні, без формування розкиду уламків і звичного розвалу підірваної маси.

Демидюк також наголошує, що при підриванні із застосуванням порядкових мілісекундних уповільнень у таких умовах неможливо створити додаткові вільні поверхні, які могли б відбивати хвилі стиснення і трансформувати їх у хвилі розтягування. Відсутність цього механізму значно обмежує ефективність руйнування породи, оскільки енергетичний потенціал вибуху не реалізується повною мірою через обмежену динаміку поширення напружень у породному масиві.

Для встановлення міри подрібнення масиву в ході буровибухової підготовки уступів (рис. 2.5) заввишки 25—30 м на кар'єрах Інгулецького та Центрального ГЗК було проведено дослідження щодо встановлення гранулометричного складу розвалу.

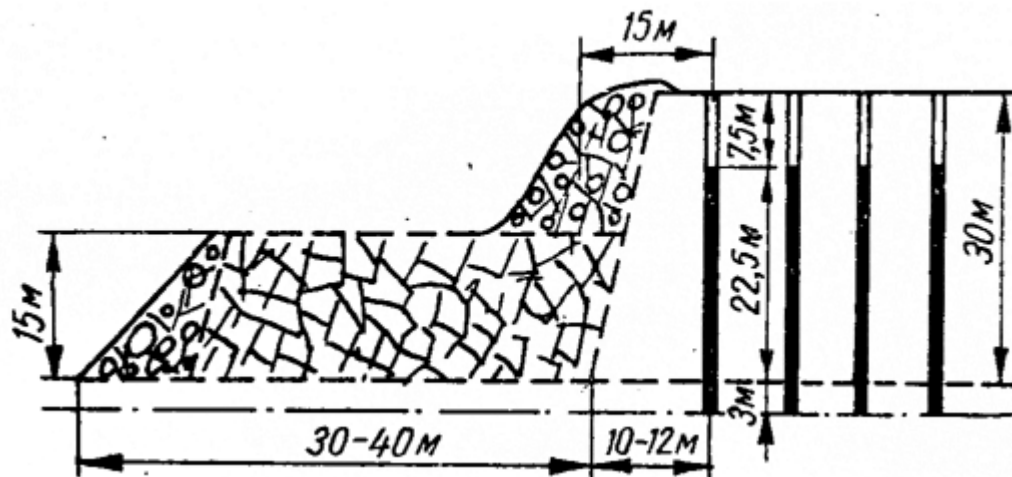


Рис. 2.5 – Принципова схема ведення буропідривних робіт на неприбрану гірську масу

В умовах кар'єру ЦГЗК [8] дослідженню підлягали бурові блоки порід змінної міцності й структури (табл. 2.1). У вибоях із рудами міцністю від 10 до 12 було виконано заміри 150 м³ гірничої маси. Результати показали, що частка фракцій розміром понад 400 мм становила трохи більше 4%, а вихід негабариту становив менше 0,3%. У ході дослідження гранулометричного складу підірваної окисленої руди було проаналізовано 310 м³ гірничої маси маси. В другому випадку якість підготовку виявилася значно вищою: фракції понад 400 мм становили менше ніж 1% від загального обсягу.

Досвід річної експлуатації підривання високих уступів у затиснутому середовищі на кар'єрі ІнГЗК [8] продемонстрував значне покращення якості дроблення породи порівняно з вибухами на уступах висотою 12–15 метрів. Аналіз гранулометричного складу показав, що понад 50% підірваної гірської маси складається з уламків, довжина ребра яких становить 10–15 см. Водночас частка більших кусків породи, з довжиною ребра 60 см, є незначною і становить менше 3% від загального обсягу.

Таблиця 2.1 – Фракційний розподіл розвалу гірничих порід 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

Дослідно-промислові випробування, проведені на залізрудних кар'єрах ІнГЗК і ЦГЗК, виявили нерівномірність дроблення порід під час підривання високих уступів. Особливо низька якість дроблення спостерігалася у зоні першого ряду свердловин.

При підриванні на підготовленому уступі з нормальною питомою витратою вибухових речовин частка уламків із розмірами понад 40 см становила 15,8% від загального обсягу підірваної гірничої маси. Натомість підривання в затиснутому середовищі за тих самих умов забезпечило кращі результати: фракції понад 40 см становили лише 12,2%. Це свідчить про більш ефективне використання енергії вибуху в затиснутому середовищі [15]. Аналіз виробничих вибухів на кар'єрах Криворізького басейну виявив, що підривання дрібнотріщинуватих порід високої міцності в умовах затиснутого середовища часто супроводжується недостатнім опрацюванням підосви уступу у зоні перших рядів свердловин. Перевищення у цій зоні досягали 2–3 м, а в окремих випадках навіть 4 м.

Досвід виконання буровибухових робіт на кар'єрі Південного ГЗК при розробці дуже міцних порід свідчить про те, що руйнування вибухового масиву в нижній частині уступу не завжди є достатнім. Це пояснюється тим, що саме в цій зоні лінія найменшого опору досягає свого максимального значення, що ускладнює ефективне дроблення порід. При підриванні у

затиснутому середовищі міцних монолітних порід мікропереміщень недостатньо для дроблення всього масиву [7, 28-31].

2.3 Використання котлових зарядів

Застосування вибухових зарядів із сферичними та циліндричними камерами в донній частині свердловин є ключовим методом для ефективного руйнування породних масивів, особливо тих, що містять шари зі значною стійкістю до дроблення. Сферичні заряди, завдяки своїй геометрії, створюють умови для рівномірного поширення радіальних тріщин у різних напрямках. Цей процес характеризується поступовим розвитком тріщин, що дозволяє досягти якіснішого дроблення в найскладнішій зоні — нижній частині свердловини. Таким чином, використання зарядів із донними камерами не лише покращує ефективність вибуху, але й сприяє оптимальному подрібненню порід у найбільш критичних ділянках масиву [33-41].

Максимальний радіус зони руйнування в площині, що перпендикулярна заряду, може бути інтерпретована як функція питомої енергії застосовуваної ВР, діаметра заряду, його довжини і фізико-механічних властивостей гірських порід. Взаємодія цих факторів формує зону руйнування, де радіальні тріщини досягають своєї межі, зумовленої як інтенсивністю вибухового імпульсу, так і внутрішньою структурою породного масиву. Таким чином, критичний радіус залежить не лише від енергетичних характеристик заряду, але й від здатності породи поглинати енергію та перетворювати її в механічну роботу для подрібнення матеріалу.

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

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

Автори у роботі [38] розробили аналітичний підхід розрахунку діаметра свердловини в основу ґрунтується на принципі, що межа зони руйнування у разі наявності вільної поверхні визначається умовою рівності сумарних розтягуючих напружень тимчасовому опору породи на розрив. При цьому достатньою умовою для ефективного дроблення уступу вважається створення напружень, що перевищують, уздовж його контуру.

Графічна ілюстрація взаємодії силового впливу заряду з породним масивом і пояснення принципу роботи наведені на рис. 2.6. Цей підхід дозволяє врахувати взаємозв'язок між геометричними параметрами свердловини, енергетичними характеристиками вибуху та механічними властивостями порід, забезпечуючи точніший розрахунок для досягнення оптимального руйнування.

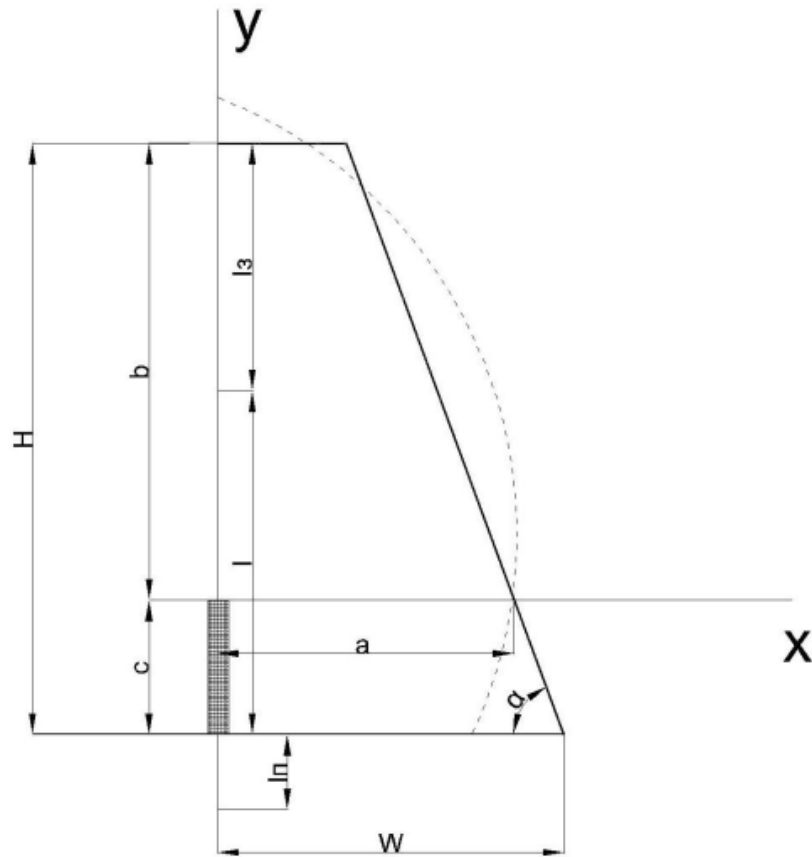


Рис. 2.6 – Еквіпотенційна поверхня граничного напруження

Використовуючи вираз (1.5) в умовах залізорудних кар'єрів для порід, що важко підриваються повинен дорівнювати 350мм. Проте підривання заряду з таким зарядом призводить до зниження к.п.д. вибуху. Відповідно до виразу (1.4) зона подрібнення коригується по мірі віддалення від перпендикулярної до уступу площини. Дана залежність візуалізується на рис. 2.7.

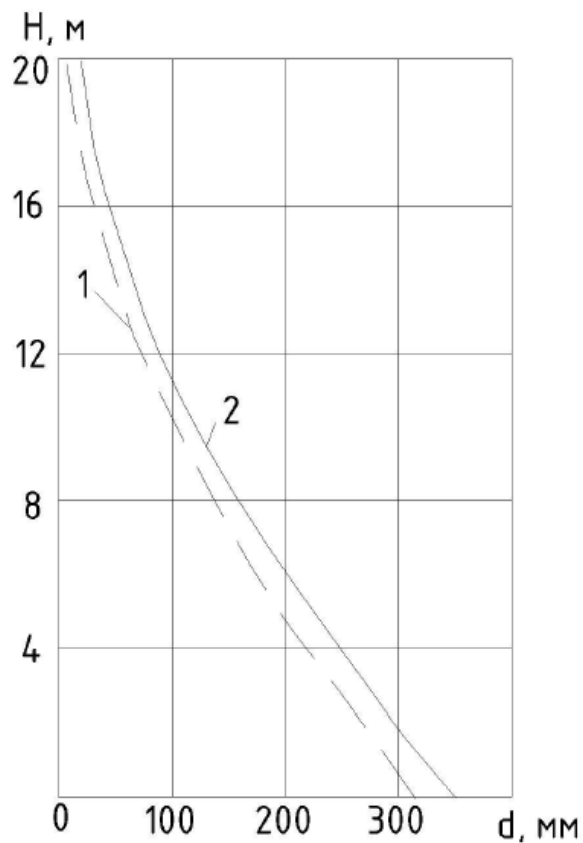


Рис. 2.7 – Зміна діаметра заряду в залежності від висоти уступу: 1 – середньовибухові; 2 – породи, що важко підриваються

Комбінована технологія бурових робіт і в даний час досить відома на вітчизняних і закордонних залізрудних кар'єрах. Геометричні параметри котлової порожнини залежать від просторової будови масиву та його фізико-механічних властивостей. При підриванні уступів висотою понад 16 м створення розширень у донній частині свердловини є технічно недосяжним через обмеження параметрів наявного бурового обладнання. Слід зауважити, що напруження вибухової хвилі суттєво знижується на коротких відстанях від заряду, що перешкоджає подальшому поширенню тріщин. Це обумовлює нерівномірність дроблення породи, зокрема у віддалених зонах масиву.

Такі заряди доцільно використовувати в умовах, коли масив містить пласти підвищеної міцності або невеликої потужності. У таких випадках

зосередження енергії вибуху на певних ділянках дозволяє досягти необхідного ступеня дроблення навіть за технічних обмежень обладнання.

Досвід застосування зарядів змінного діаметра за висотою уступу на кар'єрах України описаний у роботі [41].

2.4 Метод комбінованих зарядів свердловинного типу в умовах кар'єрів Кривбасу

Підвищення коефіцієнта використання енергії вибуху значною мірою залежить від вибору оптимальної конструкції заряду, яка визначає не лише геометрію та просторові параметри, але й енергетичну конфігурацію взаємодії з породним масивом. Конструкція свердловинного заряду слугує ключовим інструментом для ефективного управління процесом вибуху, оскільки саме вона забезпечує контроль над часом і напрямом передачі енергії вибуху у навколишнє середовище.

Раціонально спроектований заряд дозволяє оптимізувати енергетичну концентрацію в масиві, забезпечуючи рівномірне дроблення та мінімізуючи втрати енергії на непродуктивні процеси, такі як утворення надмірних деформацій або непотрібного подрібнення. Крім того, правильний вибір конструкції дозволяє адаптувати параметри заряду до специфічних властивостей гірських порід, таких як міцність, тріщинуватість або неоднорідність, підвищуючи загальну ефективність буровибухових робіт. Одним із напрямів розробки конструкцій свердловинного заряду, згідно з роботою [42], є заряди з повітряними проміжками. Згідно з дослідженнями, наведеними в роботі [42], одним із перспективних напрямів удосконалення конструкцій свердловинного заряду є впровадження зарядів із повітряними проміжками. Така конструкція дозволяє ефективно справлятися з великими значеннями лінії найменшого опору підшви уступу (ЛОПП), забезпечуючи якісне дроблення породи в донній частині. Повітряні проміжки сприяють

оптимізації передачі вибухової енергії, створюючи додаткові умови для концентрації напружень у критичних зонах, що підвищує ефективність руйнування гірського масиву.

Для верифікації теоретичних положень та результатів лабораторних експериментів було організовано серію польових досліджень з підривання високих уступів із використанням розосереджених зарядів на залізородних кар'єрах Криворізького басейну [36]. Ці дослідження мали на меті перевірити ефективність запропонованих конструкцій зарядів у реальних виробничих умовах та оцінити їх вплив на рівномірність дроблення порід і якість руйнування масиву.

Експериментальні роботи проводилися на кар'єрах ПРАТ «Південний ГЗК», ПРАТ «Центральний ГЗК» та ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Для кожного об'єкта було розроблено та випробувано спеціальні конструкції свердловинних зарядів, адаптовані до геологічних та технологічних умов конкретного кар'єру. Детальна геометрія та структурні особливості застосовуваних зарядів відображені на рис. 2.8, де представлені різні варіанти розташування вибухової речовини та конфігурації повітряних проміжків для оптимізації вибухового впливу.

Результати досліджень підтвердили, що використання розосереджених зарядів сприяє покращенню дроблення порід, забезпечує рівномірніше руйнування масиву та дозволяє зменшити перевищення у зоні підшви уступу. Ці висновки є важливим кроком для вдосконалення буровибухових технологій у залізородній промисловості. Результати дослідних вибухів представлені у таблиці 2.2.

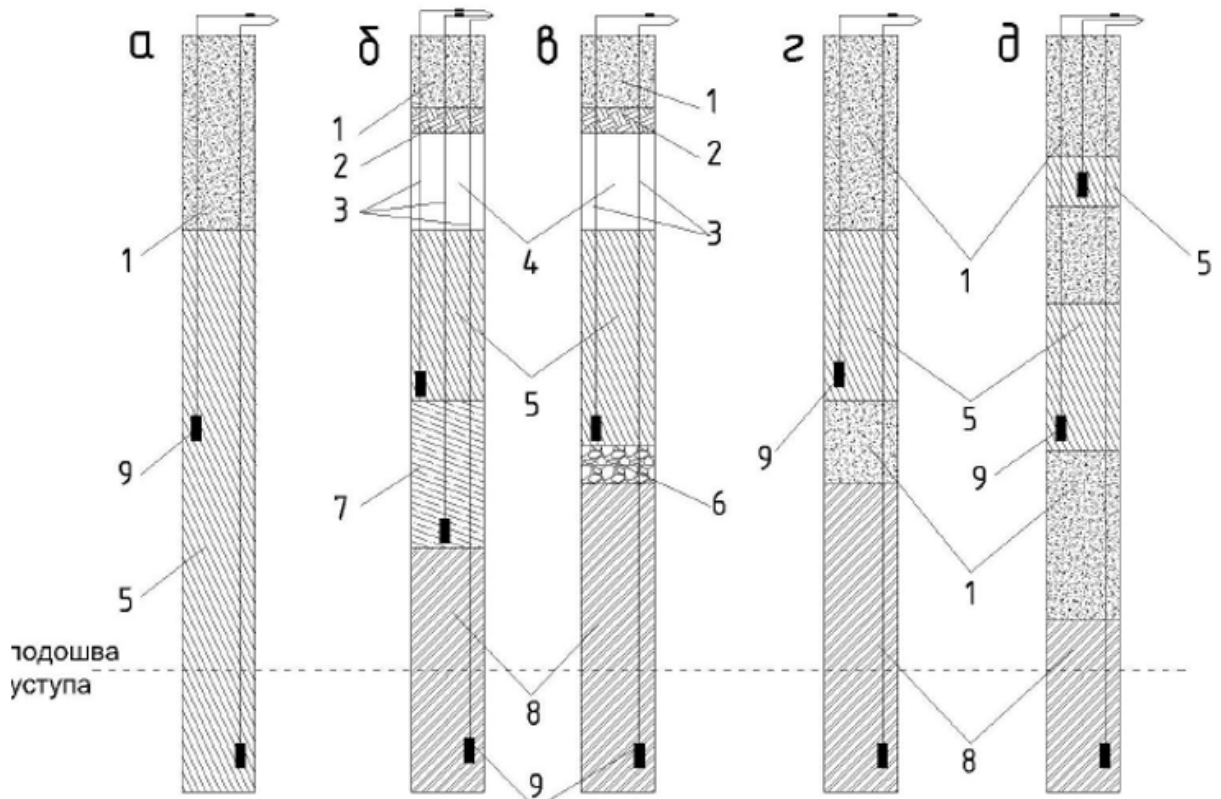


Рис. 2.8 – Конструкції свердловинних зарядів (а - суцільні заряди; б - комбіновані з повітряним проміжком перед забійкою; в - комбіновані з повітряним проміжком перед забійкою та інертним між частинами; г - комбіновані з одного типу ВР розосереджені набійкою на дві частини; д - комбіновані заряди розосереджені 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 – Результати експериментальних вибухів високих уступів розділеними вибуховими зарядами

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

Застосування розосереджених свердловинних зарядів із повітряними проміжками демонструє значні переваги, зокрема поліпшення якості дроблення в нижній та верхній частинах уступу, а також зменшення перевищень у зоні підшви [43]. Висота та кількість повітряних проміжків визначаються специфічними гірничо-геологічними умовами. Згідно з практичними спостереженнями, сумарна висота повітряних проміжків має становити 0,17–0,35 довжини всього заряду, причому менші значення рекомендовані для міцніших порід [43].

Однак, використання комбінованих конструкцій зарядів має певні недоліки. Одним із них є збільшення часу на заряджання свердловин через потребу в застосуванні різних типів вибухових речовин. Крім того, при ініціюванні нижньої частини заряду за допомогою детонуючого шнура може відбуватися вигорання частини верхнього заряду, що негативно впливає на якість дроблення порід. Формування повітряних проміжків та донної частини заряду також є технічно складним процесом, що потребує високої точності

виконання. Додаткові труднощі виникають через необхідність рівномірного розосередження вибухової речовини по всій довжині свердловини, що ускладнює реалізацію такого підходу в польових умовах.

Попри ці обмеження, метод має значний потенціал, якщо його адаптувати до конкретних умов і вдосконалити технічні аспекти виконання.

РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАУКОВОГО СУПРОВОДУ ЩОДО ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ЗОН РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ

3.1 Сучасні уявлення про методи управління вибуховим імпульсом

Вибух у твердому середовищі характеризується різноманітними процесами та явищами, 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 підричних 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 розклинає, 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:

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

де $\rho_{\text{вв}}$ - щільність вибухової речовини, кг/м³.

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

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

де $m = sp_{\text{вв}}l$ – 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:

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

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 [44, 45] 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, 46-47].

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 залізняку призводить до формування великих ліній опору по підосві, 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 Інгулецького родовища).

3.2 Дослідження параметрів зон вибухового навантаження з урахуванням особливостей циліндричного 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).

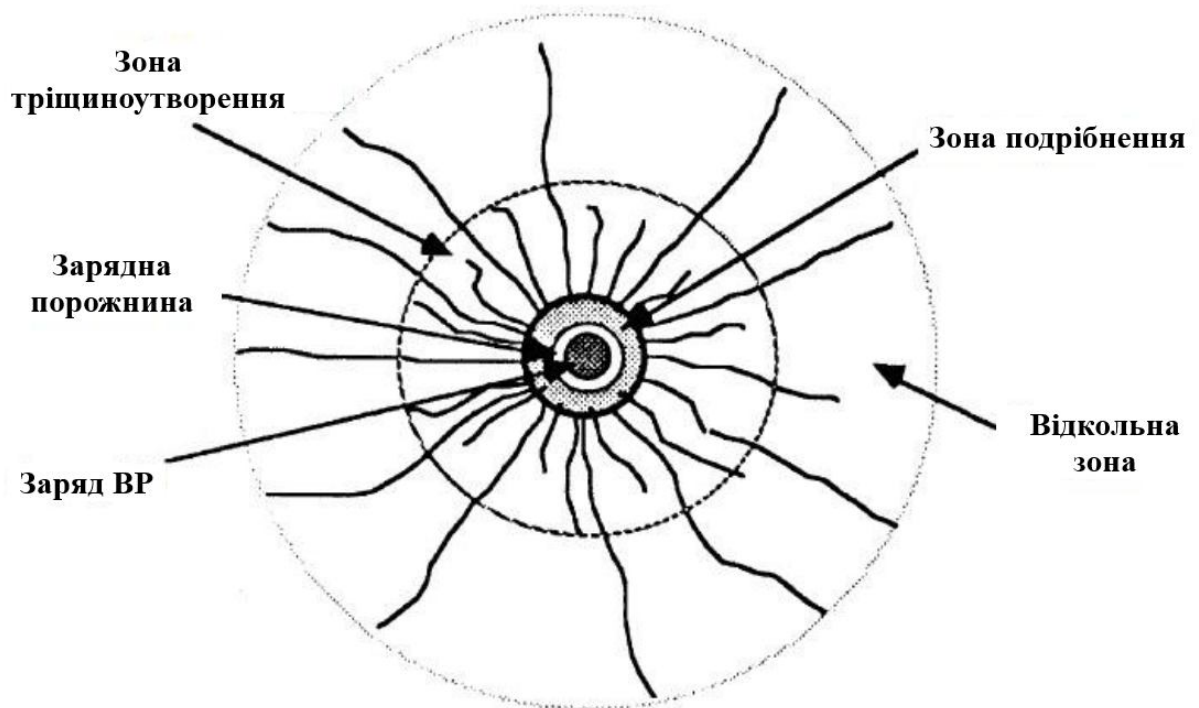


Рис. 3.1 – Моделювання зон руйнування гірської породи за допомогою вибухових речовин

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 [43-47].

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

Величина зони дроблення визначається за умови:

$$\sigma_{сдв. max}(\bar{R}_{др}) = \frac{\sigma_{r max}(\bar{R}_{др}) - \sigma_{\phi max}(\bar{R}_{др})}{2} \geq [\sigma_{сдв}^{дн}] \quad (3.15)$$

$R_{др}$ – відносний радіус дроблення;

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

$\gamma_{вв}$ – щільність заряду, кг/м^3 ;

$Q_{вр}$ – 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:

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

де μ – коефіцієнт внутрішнього тертя;

$\sigma_{сдв}^o$ – 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;

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

де k_p – коефіцієнт перерахунку початкового тиску продуктів вибуху;

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

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

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

Рівняння для визначення радіуса зони подрібнення має наступний вигляд:

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

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

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

Динамічна межа міцності розраховується як:

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

де $\kappa_{отр}^{\partial ин}$ – 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):

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

$\rho_{вв}$ - 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:

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

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):

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

де n – показник ізоентропи продуктів детонації.

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

Радіус зони дрібного дроблення визначається по формулі:

$$R_{\text{м.др}} = r_0 \cdot \left(\frac{P_n}{\left[-\left(\frac{k}{f}\right) + \left[\sigma_c + \left(\frac{k}{f}\right) \right] \cdot \left[\frac{\mu}{\sigma_{\text{сж}} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{раст}}} \right)} \right]^{\frac{f}{1+f}}} \right]^{\frac{1}{2f}}} \cdot \sqrt{\frac{\mu}{\sigma_{\text{сж}} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{раст}}} \right)}}, \text{ м} \quad (3.36)$$

де r_0 - радіус свердловини, м;

P_n – 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 [43]:

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

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

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

Радіус зони тріщиноутворення визначається із залежності:

$$R_{mp} = R_{cm} \cdot \frac{v}{1+v} \cdot \frac{\sigma_{сжс}}{\sigma_{раст}}, \text{ м} \quad (3.39)$$

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 [43, 48]:

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

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

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

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

Відома методика для розрахунку зон відколу, описана в роботі [48]. 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.

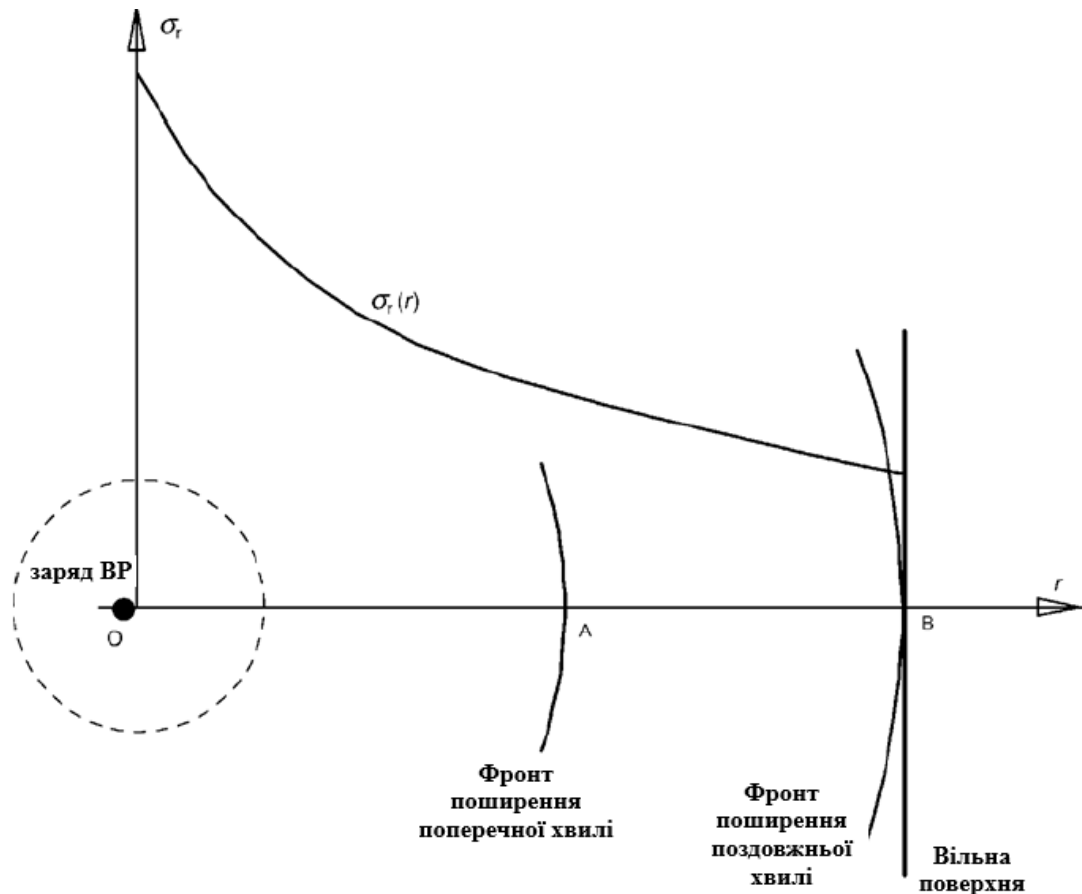


Рис. 3.2 – Схема до розрахунку параметрів відкольної зони

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 .

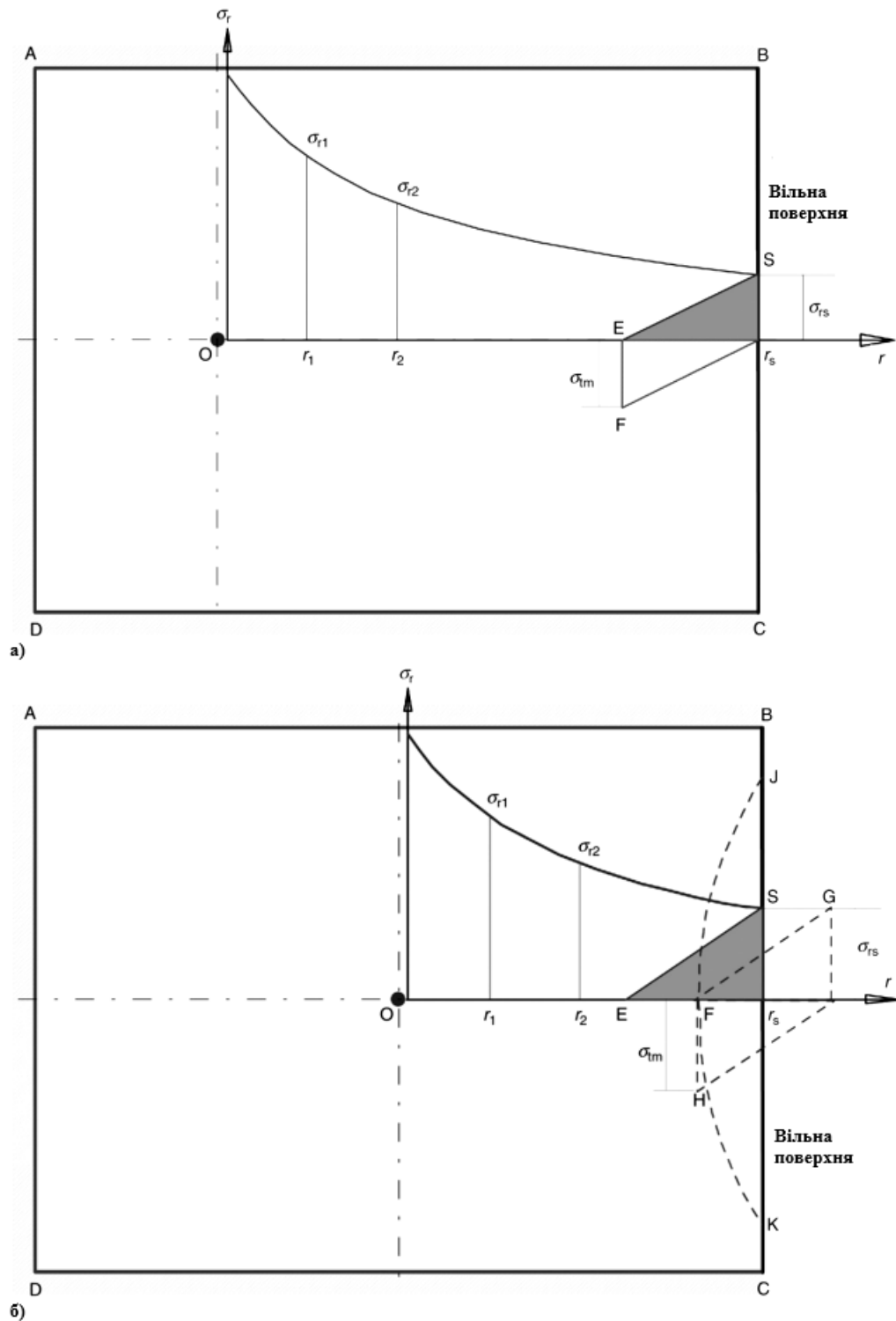


Рис. 3.3 – Хвилі напружень поблизу вільної поверхні на різних відстанях від вибухової свердловини: а) $\sigma_{rs} < \sigma_{td}$. б) $\sigma_{rs} \geq \sigma_{td}$.

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 ЕF 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):

$$n_{\text{отк}} = \frac{\sigma_{\text{ст}}}{|\sigma_{\text{отр}}^{\text{лин}}|} \quad (3.41)$$

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

Товщина відкольної зони:

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

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 Іnguлецького 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 _{гр}	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 _{гр}	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 _{гр}	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. ТЕХНОЛОГІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗБІЛЬШЕННЯ ВИСОТИ УСТУПУ ПРИ ПІДРИВАННІ ГІРСЬКИХ ПОРІД В УМОВАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ

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 Інгулецького 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.

	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

бурильних верстатів для різних висот уступів

аб
ли
ця
4.1
–
Ро
зра
ху
но
к
пр
од
укт
ив
но
сті

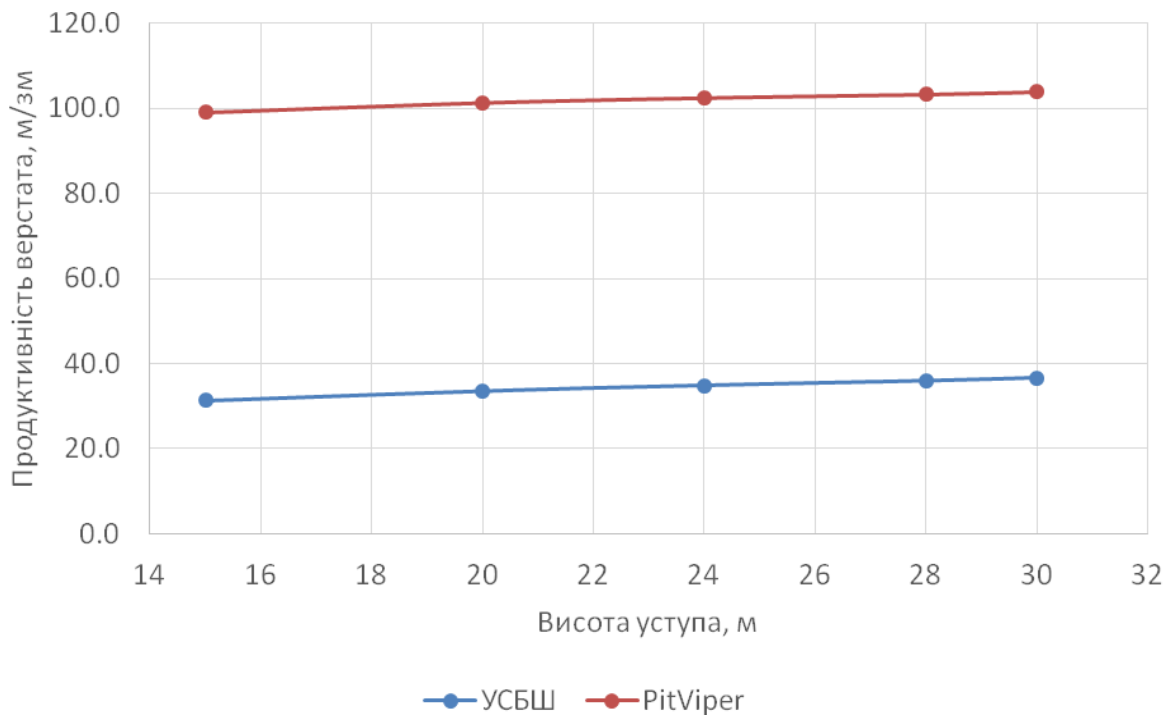


Рис. 4.1 – Графік залежності експлуатаційної продуктивності бурових верстатів від висоти уступу, що підривається

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 простой 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

Вирішенню завдання покращення якості вибухової підготовки гірських порід присвячено ряд наукових досліджень вітчизняних і закордонних вчених. Суттєвий внесок у оптимізацію параметрів буропідричних робіт зробили Ракішев Б.Р., Кутузов Б.М., Друкований М.Ф., Ханукаєв В.А., Покровський Г.І., Демідюк Г.П., Коул Р., Норен Ч., Хіно К., Шапурін О.В. та інші видатні вчені.

В першому розділі магістерського дослідження виконано аналіз сучасного стану інженерного забезпечення підготовки гірських порід до виймання вибуховим способом. Визначено основне технологічне устаткування, що використовується в кар'єрах та відповідні їм параметри елементів системи розробки. Виявлено потенціал для збільшення висоти уступу по скельній гірничій масі для покращення технологічних показників роботи обладнання.

Виконаний у другому розділі аналіз досвіду вибухової підготовки порід глибоких залізородних кар'єрів Кривбасу дозволив виділити основні проблеми підривання високих уступів і основні причини їх виникнення на основі проведеного аналізу методів ведення буропідричних робіт.

Аналіз існуючого математичного супроводу буропідричних робіт, проведений у третьому розділі, допоміг визначити значення розмірів зон руйнування порід різного ступеню для умов Інгулецького ГЗК для суільного і комбінованого заряду. Проведені розрахунки свідчать про необхідність виконання натурних досліджень і промислових експериментів для конкретизації параметрів зони руйнування в умовах кар'єру Інгулецького ГЗК та інших кар'єрів Кривбасу.

В останньому розділі дослідження проведено технологічну оцінку ефективності збільшення висоти уступу при підриванні гірських порід в

умовах залізорудних кар'єрів Кривбасу. Розрахунки показали, що збільшення висоти уступу з 15 до 30 м дозволить підвищити продуктивність шарошкових бурових верстатів типу СБШ на 17% і, як наслідок, зменшити парк бурового обладнання. В той же час при використанні верстатів Atlas Copco Pit Viper-271E аналогічне збільшення висоти уступу призведе до підвищення продуктивності лише на 5%, що пояснюється меншою часткою витрат часу на допоміжні операції для верстатів цього типу.

Виконані наукові дослідження можуть бути корисними технічним відділам гірничо-видобувних підприємств, проектним та науковим установам, що займаються питаннями скорочення витрат на підготовку гірських порід до виймання.

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. [Электронный 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. [Электронный ресурс] https://www.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/index.html#mcs.
4. Metalloinvest, 2022. Annual report. [Электронный ресурс] <http://ar2022.metalloinvest.com/reports/metalloinvest/ann...gb/2080.html>
5. Блізнюков В.Г. Гірнична справа / В.Г. Блізнюков, С.О. Луценко, А.М. Піжик – 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. Ложніков ; М-во освіти і науки України, НТУ «Дніпровська політехніка». – Д. : НГУ, 2020. – 239 с.
7. Швець Є.М. Оптимізація вибухового подрібнення скельних порід на залізородних 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. Rosskamp, M. Steinruchverhältnisse in den USA. / M. Rosskamp, W. Oerter // Naturstein ind. - 1973. - №1-2. - Pp.29-34.
12. Buki, P. Tightening the best on production cost / P. Buki, B. Nischk // II 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. 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.
16. Charles Noren. Blasting experiments in granite rock. Quarterly of Colorado. School of Mines. Vol. 51, № 3, 1956, P. - 215.
17. Kumaо Hino. Effect of discontinuity of rock on fragmentation. Journal of the industrial explosives society, Japan. Vol. 18, № 4, 1957. P. - 229. Paterson M., Experimental Rock Deformation. - Spring, New York, 1978. – P. 255.
18. 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.

19. 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.
20. 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.
21. 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.
22. 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.
23. Вовк О.О., Лучко І.А. Управління вибуховим імпульсом у породних масивах. – Київ: Наук. думка, 1985. – 216 с.
24. Демидюк Г.П. Управление действием взрыва при горных работах. Сб. научные основы технологии открытых горных работ. Київ: Наука. 1969, - с. 48 – 63.
25. 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>
26. 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>
27. Rock Fracture and Blasting: Theory and Applications. // Oxford: B-H/Elsevier Science, 2016. – 345p.

28. 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.
29. Esen, S. Modeling the size of the crushed zone around a blasthole / S. Esen, I. Onederra, H.A. Bilgin // Int. J. Rock Mech. Min. Scis. – 2003. – V.40. – Pp. 485–495.
30. 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.
31. 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>
32. Козаков Н.М., Закалинський В.М. Щодо КПД вибуху // Проблеми вибухової справи. Збірник статей і доповідей №1, 2002, - с. 203 - 121.
33. Перегудов В.В. Підвищення ефективності підричних 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.
34. Мец, Ю.С. Елементи теорії процесу вибухового розпушення гірських порід // Ю.С. Мец, А.И. Олійников, А.Ю. Антонов – Кривий Ріг, 1987. – 17 с.
35. 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>
36. 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, інститут геотехнічної механіки. – Дніпропетровськ, 1987. – 18 с.

37. 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.

38. Руйнування гірських порід енергією вибуху // Під ред. Е.І. Єфремова. – К.: Наук. думка, 1987. – 264 с.

39. 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.

40. Бизов В.Ф., Федоренко П.Й. Вибухові роботи. – Т. Х.- Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 247 с. з іл..

41. 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.

42. 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>

43. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. С.239.

44. 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.

45. 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.

46. Persson P, Holmberg R, Lee J. Rock blasting and explosives engineering. Florida, USA: CRC Press, 1993. p. 101, 106, 107.

47. 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.

48. 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.