

**НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»**

**Навчально-науковий інститут енергозбереження та енергоменеджменту
Кафедра геоінженерії**

«На правах рукопису»

УДК 622.235

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

Наталя ЗУЄВСЬКА

(підпис)

(власне ім'я, прізвище)

«___» _____ 2025 р.

Магістерська дисертація

на здобуття ступеня магістра

за освітньо-професійною програмою «Геоінженерія»

зі спеціальності 184 «Гірництво»

**на тему: «Підвищення ефективності подрібнення гірничої маси в умовах
кар'єру Полтавського ГЗК»**

Виконав: студент II курсу, групи ГС-41мп

Михайлов Євгеній Костянтинович

(прізвище, ім'я, по батькові)

(підпис)

Науковий керівник зав. каф., д.т.н., проф. Зуєвська Н.В.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент _____

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

(підпис)

Засвідчую, що у цій магістерській
дисертації немає запозичень з праць
інших авторів без відповідних посилань
Студент _____

(підпис)

Київ – 2025 року

Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут
імені Ігоря Сікорського»
Навчально-науковий інститут енергозбереження та енергоменеджменту
Кафедра геоінженерії

Рівень вищої освіти – другий (магістерський)
Спеціальність 184 «Гірництво»
Освітньо-професійна програма «Геоінженерія»

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувачка кафедри
_____ Наталя ЗУЄВСЬКА
(підпис) (власне ім'я, прізвище)
« ____ » _____ 2025 р.

ЗАВДАННЯ
на магістерську дисертацію студента
Михайлова Євгенія Костянтиновича

1. Тема дисертації: «Підвищення ефективності подрібнення гірничої маси в умовах кар'єру Полтавського ГЗК», науковий керівник: Зуєвська Н. В., д.т.н., проф., затверджені наказом по університету від «03» листопада 2025 р. №4749-с.
2. Строк подання студентом дисертації 15 грудня 2025 року
3. Об'єкт дослідження: процеси руйнування скельних порід вибухом свердловинних зарядів на кар'єрах.
4. Вихідні дані: результати аналізу існуючих досліджень з проблем руйнування скельних порід вибухом; Робочий проект розробки Полтавського родовища магматичного кварцу; Типовий проект буропідричних робіт на кар'єрі ПрАТ «Полтавський ГЗК»; Інструкція з організації та ведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах; програмний комплекс WipWare; Рекомендації до виконання розділу магістерської дисертації «Розроблення стартап-проекту».

5. Перелік завдань, які потрібно розробити:

1) встановити закономірності взаємодії хвиль напружень в скельному гірському масиві при одночасному, мікро- і мілісекундному підриванні з урахуванням параметрів розташування свердловинних зарядів та інтервалів сповільнення;

2) удосконалити методику визначення параметрів сумісного режиму короткосповільненого підривання зарядів на кар'єрах;

3) довести технологічну ефективність режиму комбінованого короткосповільненого підривання з застосуванням електронного ініціювання зарядів;

4) обґрунтувати доцільність впровадження у виробництво стартап-проекту технології комбінованого режиму короткосповільненого підривання при дробленні скельних масивів.

6. Орієнтовний перелік графічного (ілюстративного) матеріалу: результати аналізу наукових досліджень з підвищення ефективності подрібнення гірничої маси на кар'єрах вибухом свердловинних зарядів; загальна характеристика кар'єру ПРАТ «Полтавський ГЗК»; генплан кар'єру; схема взаємодії вибухів двох суміжних циліндричних зарядів; результати теоретичних, аналітичних та експериментальних досліджень зі встановлення оптимальних інтервалів сповільнення при підриванні свердловинних зарядів ВР; порівняльний аналіз результатів руйнування гірських масивів для підтвердження ефективності сумісного режиму короткосповільненого підривання свердловинних зарядів на блоках.

7. Консультанти розділів дисертації*

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розробка стартап-проекту	Шевчук Н. А., к.т.н., доцент		

8. Дата видачі завдання _____

* Консультантом не може бути зазначено наукового керівника

Календарний план

№ з/п	Назва етапів виконання магістерської дисертації	Термін виконання етапів магістерської дисертації	Примітка
1.	Аналіз наукових досліджень з підвищення ефективності подрібнення гірничої маси на кар'єрах вибухом свердловинних зарядів	27.10.25 – 05.11.25	виконано
2.	Гірничо-геологічні та технологічні умови кар'єру Полтавського ГЗК	06.11.25 – 09.11.25	виконано
3.	Теоретичні основи короткосповільненого підривання зарядів ВР на кар'єрах	10.11.25 – 23.11.25	виконано
4.	Експериментальні дослідження з підвищення ефективності вибухових побит на кар'єрі	24.11.25 – 30.11.25	виконано
5.	Основні положення стартап-проекту з впровадження сумісного режиму сповільненого підривання свердловинних зарядів	01.12.25 – 15.12.25	виконано

Студент

(підпис)

Євгеній МИХАЙЛОВ

(власне ім'я, прізвище)

Науковий керівник дисертації

(підпис)

Наталя ЗУЄВСЬКА

(власне ім'я, прізвище)

РЕФЕРАТ

Магістерська дисертація Михайлова Євгенія Костянтиновича зі спеціальності 184 «Гірництво» виконана на тему «Підвищення ефективності подрібнення гірничої маси в умовах кар'єру Полтавського ГЗК».

Дисертація складається зі вступу, 5 розділів, загальних висновків, переліку літератури та має 105 сторінок тексту, 31 рисунків, 14 таблиць та 22 наукових джерел у списку використаної літератури.

Мета роботи полягає в розробці науково-технічних рішень для підвищення ефективності подрібнення гірничої маси в умовах кар'єру Полтавського ГЗК. Для досягнення мети магістерської дисертації застосовано комплексний метод досліджень з узагальнення інженерно-наукової інформації, теоретичних досліджень, аналітичного обґрунтування, експериментальних заходів та техніко-економічного аналізу.

В магістерській дисертації встановлено закономірності взаємодії хвиль напружень в скельному гірському масиві при одночасному, мікро- і мілісекундному підриванні з урахуванням параметрів розташування свердловинних зарядів та інтервалів сповільнення; удосконалено методику визначення параметрів сумісного режиму короткосповільненого підривання зарядів на кар'єрах; доведено технологічну ефективність режиму комбінованого короткосповільненого підривання з застосуванням електронного ініціювання зарядів; обґрунтовано доцільність впровадження у виробництво стартап-проекту технології комбінованого режиму короткосповільненого підривання при дробленні скельних масивів.

Ключові слова: кар'єр, вибух, гірський масив, скельні породи, короткосповільнене підривання, свердловинний заряд, вибухова речовина, електронний спосіб підривання.

ABSTRACT

Evgeny Konstantinovich Mikhailov's Master's thesis in specialty 184 "Mining Engineering" is titled "Improving the Efficiency of Rock Mass Crushing in the Poltava Mining and Processing Plant Quarry."

The thesis consists of an introduction, 5 chapters, general conclusions, and a bibliography. It contains 105 pages of text, 31 figures, 14 tables, and 22 scientific references.

The aim of the work is to develop scientific and technical solutions for improving the efficiency of rock mass crushing in the Poltava Mining and Processing Plant quarry. To achieve this goal, the master's thesis utilizes a comprehensive research method to synthesize engineering and scientific information, theoretical studies, analytical justification, experimental measures, and technical and economic analysis.

The master's thesis establishes patterns of stress wave interaction in rock mass during simultaneous, micro-, and millisecond blasting, taking into account the parameters of borehole charge placement and deceleration intervals. The methodology for determining the parameters of combined short-delay blasting in quarries has been improved; the technological efficiency of combined short-delay blasting using electronic charge initiation has been demonstrated; and the feasibility of implementing combined short-delay blasting technology for rock mass crushing in a startup project has been substantiated.

Keywords: quarry, blast, rock mass, rock, short-delay blast, borehole charge, explosive, electronic blasting method.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	10
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ НА КАР'ЄРАХ ВИБУХОМ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ.....	12
1.1. Аналіз досліджень щодо руйнування гірського масиву способом короткосповільненого підривання свердловинних зарядів	12
1.2. Основні засади руйнування скельних порід вибухом	18
1.3. Висновки до розділу 1	27
РОЗДІЛ 2. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ТЕХНОЛОГІЧНІ УМОВИ КАР'ЄРУ ПОЛТАВСЬКОГО ГЗК.....	28
2.1. Природні умови району родовища і геологічна характеристика кар'єру	28
2.2. Межі кар'єру та геологічні запаси родовища.....	32
2.3. Характеристика розкривних порід	35
2.4. Виробнича потужність підприємства	37
2.5. Сучасний стан гірничо-видобувних робіт	38
2.6. Підготовка гірських порід до виймання	41
2.7. Висновки по розділу 2	48
РОЗДІЛ 3. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ КОРОТКОСПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ ЗАРЯДІВ ВР НА КАР'ЄРАХ.....	50
3.1. Теоретична модель взаємодії вибухів при двох свердловинних зарядах	50
3.2. Визначення розмірів зони подрібнення після вибуху суміжних циліндричних зарядів ВР	54
3.3. Встановлення ефективності мікросповільненого інтервалу підривання між двома свердловинними зарядами	56

3.4. Встановлення ефективності КСП для мережі свердловинних зарядів.....	59
3.5. Висновки по розділу 3	64
РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ З ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИБУХОВИХ ПОБІТ НА КАР'ЄРІ.....	66
4.1. Експериментальні дослідження щодо встановлення інтервалів КСП свердловинних зарядів.....	66
4.2. Опис програмного забезпечення WipFrag для визначення гранулометричного складу гірничої маси	76
4.3. Порівняльний аналіз результатів руйнування гірських масивів для підтвердження ефективності сумісного режиму КСП свердловинних зарядів на блоках	79
4.4. Висновки до розділу 4	88
РОЗДІЛ 5. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ СТАРТАП-ПРОЕКТУ З ВПРОВАДЖЕННЯ СУМІСНОГО РЕЖИМУ СПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ.....	89
5.1. Загальний опис основної ідеї стартап-проекту	89
5.2. Технологічна можливість реалізації пропонованої стартап-ідеї.....	90
5.3. Аналіз можливостей ринку щодо запуску стартап-проекту.....	91
5.4. Розрахунок економічної ефективності впровадження стартап-ідеї.....	91
5.5. Стратегія на ринку споживання.....	93
5.6. Висновки до розділу 5	100
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	101
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	103

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ, СКОРОЧЕНЬ І ТЕРМІНІВ

КСП – короткосповільнене підривання;

ВР – вибухова речовина;

ГЗК – гірничо-збагачувальний комбінат;

ПрАТ – приватне акціонерне товариство

БПР – буропідривні роботи;

ЗЗМ – змішувально-зарядна машина;

ГІС – геоінформаційній системі;

НЕСІ – неелектрична система ініціювання;

ЕДЕС – електродетонатор з електронним сповільненням;

УХТ – ударно-хвильова трубка.

ВСТУП

Актуальність досліджень. Сьогодні переважна частина скельних порід у кар'єрних умовах руйнується за допомогою буропідричних робіт, де основним способом підривання виступає короткосповільнене підривання (КСП). Аналіз опублікованих наукових досліджень, присвячених дії вибуху в масиві гірських порід, свідчить про те, що для забезпечення потрібного ступеня подрібнення скельних порід при мінімальних витратах енергії необхідно керувати взаємодією хвиль напружень, які поширюються при підриванні суміжних зарядів. Тому визначення оптимальних параметрів короткосповільненого підривання є одним із ключових питань удосконалення вибухових робіт у гірництві.

Мета та завдання дослідження. Метою магістерської дисертації є розробка науково-технічних рішень для підвищення ефективності подрібнення гірничої маси в умовах кар'єру Полтавського ГЗК.

Завданнями магістерської дисертації є:

- 1) встановити закономірності взаємодії хвиль напружень в скельному гірському масиві при одночасному, мікро- і мілісекундному підриванні з урахуванням параметрів розташування свердловинних зарядів та інтервалів сповільнення;
- 2) удосконалити методику визначення параметрів сумісного режиму короткосповільненого підривання зарядів на кар'єрах;
- 3) довести технологічну ефективність режиму комбінованого короткосповільненого підривання з застосуванням електронного ініціювання зарядів;
- 4) обґрунтувати доцільність впровадження у виробництво стартап-проекту технології комбінованого режиму короткосповільненого підривання при дробленні скельних масивів.

Об'єктом дослідження є – процеси руйнування скельних порід вибухом свердловинних зарядів на кар'єрах.

Предметом дослідження є способи керування розподілом енергетичними потоками вибухів зарядів при їх короткосповільненому підриванні.

Методи дослідження. В дисертації застосовано комплексний метод досліджень, а саме: узагальнений інженерно-науковий аналіз – для аналізу досягнень в сфері руйнування скельних порід вибухом; теоретичні дослідження – для обґрунтування доцільності керування енергією вибуху при руйнуванні порід системою свердловинних зарядів; аналітичний – для визначення оптимальних значень інтервалу КСП при різних режимах ініціювання зарядів; експериментальні дослідження – для підтвердження отриманих результатів теоретичних і аналітичних досліджень; техніко-економічного аналізу – для встановлення доцільності запровадження у виробництво основних результатів магістерської дисертації.

Структура магістерської дисертації. Магістерська дисертація складається зі вступу, 5 розділів з висновками, загальних висновків, переліку літератури. Дисертаційна магістерська робота має 105 сторінок тексту, 31 рисуноків, 14 таблиць та 22 наукових джерел у списку використаної літератури.

Ключові слова: кар'єр, вибух, гірський масив, скельні породи, короткосповільнене підривання, свердловинний заряд, вибухова речовина, електронний спосіб підривання.

РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ НА КАР'ЄРАХ ВИБУХОМ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ

1.1. Аналіз досліджень щодо руйнування гірського масиву способом короткосповільненого підривання свердловинних зарядів

Короткосповільнений спосіб підривання (КСП) зарядів є одним з найбільш прогресивних і ефективних методів підготовки скельних гірських порід до виймання, оскільки, порівняно з одночасним вибухом, він дозволяє збільшити масштаб масових вибухів за рахунок багаторядного розташування свердловинних зарядів вибухових речовин (ВР). Вважається, що в результаті взаємодії потоків енергії під час вибухів окремих зарядів або груп зарядів підвищується якість руйнування порід [1]. У зв'язку з широким упровадженням КСП виникла потреба в розробці інженерних методів визначення його параметрів. Проте наразі немає єдиної точки зору щодо фізичної сутності процесів, що виникають при КСП. Існує декілька гіпотез, які пояснюють цей ефект, але більшість формул, що застосовуються для практичних розрахунків, є орієнтовними і потребують уточнення експериментальними даними.

Проф. Кучерявий пояснює ефект КСП наступними основними чинниками:

- інтерференцією хвиль напружень від сусідніх зарядів;
- впливом залишкових напружень, що виникають від вибуху попередньої серії зарядів;
- формуванням додаткових поверхонь оголення гірського масиву, які дають можливість породі деформуватися під час подальшого вибуху;
- зіткненням уламків породи, що переміщуються під дією вибуху.

Важливість кожного із цих чинників залежить від схеми формування КСП, інтервалів сповільнення та фізико-механічних властивостей порід.

Значний обсяг наукових праць присвячено дослідженню механізмів руйнування скельних порід при КСП [2]. Зокрема, Г. І. Покровський стверджував, що вирішальний вплив на руйнування масиву мають хвилі напружень, які формуються внаслідок вибуху суміжних свердловинних зарядів вибухових речовин.

А. Н. Ханукаєв запропонував визначати час затримки між вибухами як суму таких часових складових:

- час поширення хвилі напружень від зарядної камери до вільної поверхні і назад;
- час утворення тріщини довжиною, що дорівнює лінії найменшого опору;
- час формування щілини шириною 8-10 мм.

Загальний інтервал сповільнення в цьому випадку повинен становити від 25 до 60 мс.

Професор А. Н. Ханукаєв довів, що вільна поверхня повинна мати певне переміщення під час вибуху [3]. Мінімальна ширина щілини, м:

$$\delta = \left(\frac{1}{20} \dots \frac{1}{30} \right) W, \quad (1.1)$$

де W – лінія найменшого опору, м.

З урахуванням руху хвилі напружень від заряду до поверхні та назад, часу формування тріщини до поверхні та розкриття щілини, оптимальний інтервал сповільнення визначається формулою [3]:

$$\tau_{\text{опт}} = \frac{2W}{v_p} + \frac{W}{v_{\text{тр}}} + \frac{\delta}{v_{\text{щ}}}, \quad (1.2)$$

де v_p – швидкість звуку в середовищі, м/с; $v_{тр}$ – швидкість тріщиноутворення, зазвичай не перевищує $(0,3 \dots 0,4) v_p$; $v_{щ}$ – швидкість розкриття щілини, м/с; експериментально отримані значення $v_{щ} \leq 3 \div 10$ м/с.

За даними науковця Н.А. Євстропова, час сповільнення визначається з урахуванням структурного коефіцієнта, який характеризує тривалість перетворення енергії ударних хвиль у пружні. Значення цього коефіцієнта слід приймати залежно від тріщинуватості порід. У слабо тріщинуватих гірських масивах потрібен незначний інтервал сповільнення, і основним руйнівним чинником є хвилі напружень. При значній тріщинуватості інтервал сповільнення збільшується, оскільки руйнування відбувається під дією інших факторів. У тріщинуватих породах необхідно враховувати утворення нових поверхонь та зіткнення уламків, оскільки хвилі напружень у тріщинах швидко згасають [3, 4].

М. Ф. Друкований рекомендує визначати інтервал сповільнення при КСП, виходячи з таких умов. Перша група зарядів повинна забезпечити руйнування воронки вибуху. Друга група повинна вибухнути до початку відокремлення призми викиду від масиву. Верхня межа інтервалу визначається розвитком процесів подрібнення. Важливо, щоб до моменту вибуху наступної групи весь масив залишався у напруженому стані, викликаному вибухом першої групи.

Автори [4] вказують, що оптимальний режим взаємодії вибухів сусідніх зарядів спостерігається при інтервалі 2,2–5,0 мс. Конкретне значення залежить від конструкції заряду та параметрів підривання.

У роботі Е. О. Мінделі та ін. встановлено, що асиметрія дії зарядів зростає при вибуху із затримкою. Максимальний енергетичний потік зміщується в бік заряду, який підривається пізніше. Найбільш доцільними з точки зору подрібнення є інтервали 3–8 мс.

Фахівці [4] рекомендують визначати раціональний час сповільнення на основі максимальних значень напруженого стану породи від вибуху попередніх зарядів.

У [3, 4] зазначається, що для досягнення необхідного ступеня дроблення інтервал сповільнення має відповідати часу від початку детонації до моменту найбільшого зниження швидкості розкриття тріщини. Н. У. Турута запропонував відповідну формулу для розрахунку раціонального інтервалу затримки, яка враховує тріщинуватість масиву та параметри БПР.

Н. Г. Петров вказує, що головною умовою руйнування є утворення оголених поверхонь. Тому інтервал сповільнення повинен бути не меншим за час їх формування. Водночас зазначено, що ця залежність застосовна лише для слабо тріщинуватих та монолітних масивів і потребує коригування для порід з високою тріщинуватістю.

В. Ф. Носков, В. І. Комащенко та Н. І. Жабін відзначають, що суть КСП полягає у вибуху серій зарядів через проміжки 10–500 мс. Якщо інтервал перевищує 500 мс, вибух вважають сповільненим. Вони підкреслюють, що КСП збільшує обсяги вибуху та покращує дроблення.

В. Г. Кравець [1] пропонує визначати інтервал з урахуванням міцності та тріщинуватості масиву:

$$t_{\text{сп}} = kW(24 - f), \quad (1.3)$$

де W — лінія опору по підшві заряду, м ; f — коефіцієнт міцності порід за Протодьяконовим; k — коефіцієнт, який залежить від тріщинуватості масивів скельних порід; $k = 0,9$ для I і II категорії тріщинуватості, $k = 0,75$ — для III категорії і $k = 0,5$ для IV і V категорій.

У практиці використовується також наступна формула для розрахунку часу сповільнення:

$$t_{\text{сп}} = K_q W, \quad (1.4)$$

де K_q – коефіцієнт, який залежить від властивостей породи, що висаджується.

У довідниках з вибухової справи зазначено, що під час короткочасних підривань гірський масив у зонах розміщення як першочергових, так і наступних зарядів до моменту зрушення перебуває у складному стані напруженості. Детонація зарядів другої черги ще більше ускладнює напружений стан порід, оскільки на нього накладається вплив додаткових поверхонь та напружень, які виникли після вибуху першої серії. У результаті процес руйнування масиву стає інтенсивнішим і швидшим. Частина енергії від вибуху зарядів другої черги також передається в область, уже порушену першою чергою, що збільшує тривалість перебування порід у стані підвищених напружень та посилює ступінь їх подрібнення [3].

Таким чином, при КСП накладаються два процеси руйнування, і характер взаємодії вибухів, а відповідно й кінцевий ефект підривання, визначаються порядком спрацьовування зарядів, тобто схемою та величиною сповільнення.

Проф. П.І. Федоренко наводить результати В. Н. Мосінця, який доводить, що наступна серія зарядів повинна вибухнути одразу після максимального розкриття тріщин, але до їх зворотного змикання. Час тріщиноутворення:

$$t_{\text{тр}} = \frac{\alpha c_p \rho}{(20-30)\sigma_{\text{сж}} g}, \quad (1.5)$$

де α – відстань між зарядами; $\sigma_{\text{сж}}$ – межа міцності при одноосьовому стисканні; $c_p \rho$ – акустична жорсткість породи.

За Мосінцем, при відстанях між зарядами 8-10 м оптимальні інтервали становлять 80-110 мс.

Наведені вище співвідношення дають можливість попередньо визначити раціональний діапазон сповільнень. У реальних умовах цей інтервал коригують під час проведення експериментальних підривань, щоб оптимізувати режим

короткосповільненого підривання та забезпечити найвищу ефективність дроблення й розвалу гірничої маси [4].

Ряд дослідників [1-4] підкреслює, що ключовим параметром КСП, який визначає результативність методу, є саме часовий інтервал між детонацією окремих зарядів або їх груп. Спостереження за руйнуванням моделей за допомогою надшвидкісної фотореєстрації свідчать, що частка масиву, яка переходить у макроскопічний рух під дією напружено-деформованого стану, є дуже малою. Тому переміщення породи, уже пронизаної мережею тріщин, відбувається переважно завдяки залишковому тиску продуктів вибуху в зарядній порожнині. У момент початку зрушення тиск газів у свердловині стрімко спадає, оскільки вони вільно розширюються в атмосферу та систему тріщин.

Детонацію зарядів другої черги доцільно проводити тоді, коли попередній вибух уже викликав достатнє зрушення частини масиву й утворив додатковий простір, який дозволяє породі деформуватися під час наступного підривання.

У працях проф. Єфремова розглянуто результати масових вибухів, що проводилися з використанням різних технологічних підходів у відкритих кар'єрах. Автор доводить, що ефективне керування процесом вибуху — зокрема отримання високого ступеня дроблення порід, якісного оформлення підосви уступу, контрольованого обвалення масиву та мінімізації сейсмічного впливу — можливе лише за умови раціонального розташування свердловинних зарядів і правильно підібраної черговості їх підривання. На цю послідовність впливає значна кількість факторів: фізико-механічні характеристики порід, їх нашарування та будова, ступінь тріщинуватості й блочності, товщина стінки попередньо підірваної маси, тип і параметри зарядів та інші особливості. Тому визначення оптимальних параметрів короткосповільненого підривання є ключовим завданням для подальшого вдосконалення технології вибухових робіт.

У різних умовах протягом багаторічної практики на залізорудних кар'єрах України випробовувалися численні схеми організації вибухових робіт: порядні секційні з врубовими рядами, схеми з послідовним підриванням рядів, поперечні, діагональні та діагонально-хвильові варіанти, радіальні, комбіновані та інші [3, 4]. Незважаючи на те, що багато з них і сьогодні застосовуються у конкретних ситуаціях, детально їх розглядати немає потреби, оскільки їх опис уже подано в спеціалізованій літературі. Тому пропонуємо зосередитися лише на стислому аналізі найпоширеніших схем.

Проведений огляд засвідчив, що під час проєктування масових вибухів у залізорудних кар'єрах, попри складну текстурну будову порід і їх макроструктуру, недостатньо уваги приділяють геометрії мережі свердловин і параметрам КСП. Як наслідок, найчастіше використовуються діагональні системи підривання з фланговими врубами. Врубів елементи можуть мати клинову, трапецієподібну,

1.2. Основні засади руйнування скельних порід вибухом

Багато дослідників пояснюють процес руйнування гірських порід під час короткосповільнених підривань моделлю, що базується на одночасній дії ударної та довгоперіодної хвилі.

Формування довгоперіодної хвилі відбувається так: із появою продуктів детонації в зарядній камері в навколишньому масиві порід починають зароджуватися напруження у вигляді довгоперіодичних хвиль. У результаті певна частина масиву під дією газів вибуху переходить у стан підвищеної напруженості. Тобто процеси, які розвиваються в зарядній камері до моменту вилітання забійки [4], істотно не змінюють загальний квазістатичний вплив на об'єм порід, що підлягають подрібненню.

Варто підкреслити, що зародження довгоперіодичних хвиль пов'язане зі стадією розширення зарядної камери. На цьому етапі тиск, зумовлений хвилею

напружень, на початковій фазі може бути визначений за відповідною формулою:

$$P_{\text{пр}} = \frac{P_{\text{н}}}{\left(\frac{V_{\text{пр}}}{V_{\text{н}}}\right)^k}, \quad (1.6)$$

де $V_{\text{н}}$ – початковий обсяг продуктів детонації, що дорівнює об'єму зарядної камери; $V_{\text{пр}}$ – кінцевий обсяг продуктів детонації; $P_{\text{н}}$ – поточне значення тиску в зарядній камері; k – коефіцієнт, що характеризує жорсткість газів вибуху, для вибухових речовин становить 3.

Під час підривання свердловинних зарядів у гірському масиві формуються дві основні хвилі: ударна, що згодом переходить у хвилю напружень, та довгоперіодна. Кожна з них має власні стадії розвитку та початкові параметри. На рисунку 1 подано графік зміни тиску на стінки зарядної камери від моменту ініціювання до виходу продуктів детонації зі свердловини.

Площа, окреслена точками ОАВ, відповідає імпульсу ударного тиску, який породжує ударну хвилю. Натомість ділянка, обмежена точками САВ, характеризує тиск, що забезпечує формування довгоперіодної хвилі напружень.

Внаслідок поширення ударної та довгоперіодної хвиль по гірському масиву у первинній зоні руйнування виникає система тріщин. За межами цієї зони хвилі спричиняють зміну фізичних характеристик мінералів, що утворюють масив, формуються мікро- та макротріщини, а також спостерігаються структурні зміни порового простору. Під дією довгоперіодної хвилі відбувається перерозподіл напружень: вони концентруються навколо існуючих у породі дефектів і тріщин, досягаючи значень, що у десятки разів перевищують середню напруженість масиву. На внутрішніх поверхнях тріщин значення напружень, навпаки, є меншими.

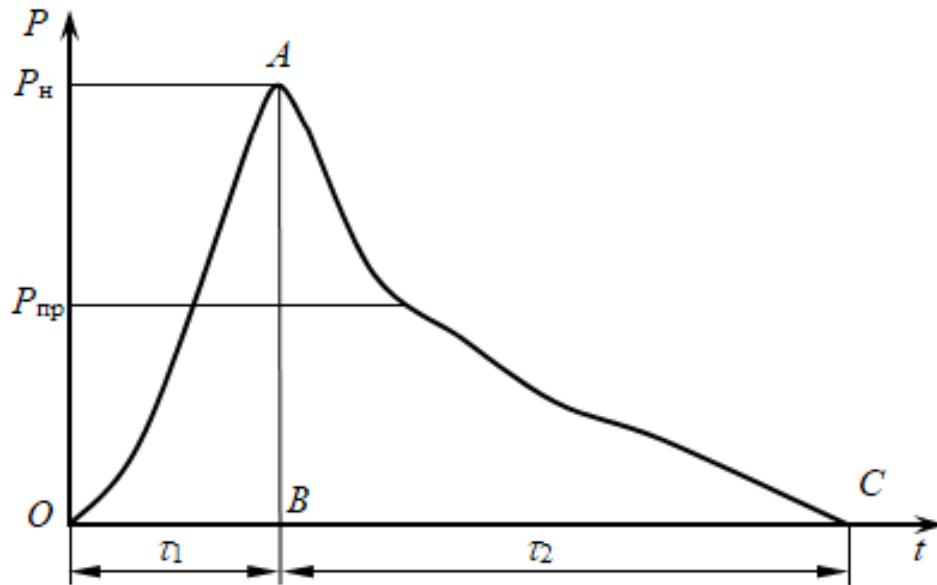


Рис. 1.1. Графічна залежність зміни тиску на стінки зарядної камери до моменту вильоту продуктів детонації з порожнини: τ_1 – час наростання ударного імпульсу; τ_2 – час формування довгоперіодної хвилі напружень

У результаті такої взаємодії початкова структура породи змінюється: пори ущільнюються, мінеральні зерна наближаються один до одного, зростає площа їхнього контакту [3]. Напружений стан масиву зберігається за умови, що пружні деформації не перевищують межу міцності породи.

Пружна енергія, накопичена гірським масивом після вибуху, знижує його опір подальшому руйнуванню зовнішніми навантаженнями. Це узгоджується з природними процесами деформації масивів під дією гравітаційних та тектонічних сил [3].

Потенційну енергію масиву, яка накопичується після дії попереднього вибуху, визначають за формулою:

$$\Pi = \frac{\sigma_{сеп}^2 V}{2E}, \quad (1.7)$$

де $\sigma_{\text{сер}}$ – середнє нормальне напруження на об'єм гірського масиву, що підривається; V – об'єм породи, що підлягає руйнуванню; E – модуль Юнга (пружності) давного об'єму масиву.

Аналіз цієї формули показує, що величина потенційної енергії переважно залежить від об'єму скельного масиву та рівня його напруженого стану. Важливим фактором є ширина фронту розміщення свердловин, яка повинна бути не меншою за дві лінії найменшого опору ($2W$), що забезпечує накопичення масивом достатньої пружної енергії.

Згідно з дослідженнями Цая, принцип короткосповільненого підривання ґрунтується на використанні потенційної пружної енергії, накопиченої у визначеному об'ємі масиву під дією попереднього вибуху. Тому наступне підривання має здійснюватися в інтервалі, коли масив ще перебуває у напруженому стані від дії попередніх зарядів.

У результаті взаємодії довгоперіодної хвилі попереднього вибуху з ударною хвилею наступного формується комбінована хвиля напружень, яка суттєво відрізняється від хвилі, що поширюється в непорушеному середовищі. Спостерігається збільшення тривалості дії тиску. Явище зумовлене відбиттям довгоперіодної хвилі від фронту ударної хвилі, що насувається. Амплітуда відбитої хвилі може зростати у 8 разів порівняно з початковою [3]. Відбиті та прямі хвилі об'єднуються, формуючи єдину хвилю напружень. У результаті перед фронтом ударної хвилі рухається відображена довгоперіодна хвиля.

На рис. 1.2 наведено залежність імпульсу тиску в масиві під час взаємодії хвиль. Перше збільшення відповідає амплітуді відображеної довгоперіодної хвилі ($P_{\text{от}}$), друге — тиску ударної хвилі ($P_{\text{уд}}$). Ділянка P_1 – P_2 показує рівень напруженості масиву між вибухами сусідніх груп зарядів.

Тиск відображеної хвилі рекомендується визначати за формулою:

$$\frac{P_{\text{от}}}{P_{12}} = \frac{(3k-1)P_n - (k-1)P_0}{(k-1)P_n + (k+1)P_0}, \quad (1.8)$$

де P_{12} – напруження, що виникають в середовищі від попереднього підривання;
 P_n – початкове значення тиску вибуху; P_0 – внутрішній тиск навколишнього гірського масиву.

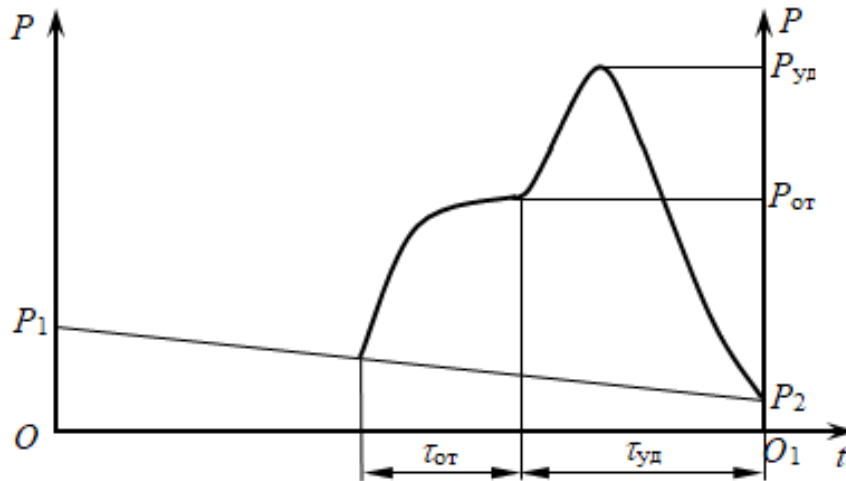


Рис. 1.2. Графік зміни тиску в результаті взаємодії відображеної довгоперіодної та прямої ударної хвилі

Тиск на фронті прямої ударної хвилі визначається за формулою:

$$P_{уд} = B \left[\left(\frac{\rho}{\rho_0} \right)^n - 1 \right], \quad (1.9)$$

де B – чисельний показник, що залежить від матеріалу, $B = 0,25\rho_0 c_0^2$; n – значення ступеню (в скельних породах він становить 4); ρ/ρ_0 – коефіцієнт стискання гірської породи.

Тривалість дії сформованої хвилі визначається сумою періодів дії відображеної довгоперіодної хвилі $\tau_{от}$ і початкової ударної хвилі $\tau_{уд}$:

$$t = \tau_{от} + \tau_{уд}. \quad (1.10)$$

Час дії тиску цієї комбінованої хвилі у декілька разів перевищує тривалість імпульсу прямої хвилі. Саме це є однією з основних переваг короткосповільненого підривання.

Таким чином, утворення напруженого стану масиву під дією ударної хвилі та зміна напрямку тиску сприяють інтенсивному подрібненню скельних порід.

Оскільки КСП базується на використанні пружної енергії, яка накопичується в масиві між групами вибухів, правильне визначення часу сповільнення є критично важливим [4].

Під час поширення хвиль напруження у гірському масиві виникають різноманітні часові поля. Найбільші значення напружень утворюються при інтерференції ударних хвиль у напрямку з'єднання одночасно підриваних свердловин. У цьому напрямку тріщини формуються швидше, ніж в інших [4]. Ширина їх розкриття перевищує межу фронту прямої ударної хвилі від наступного підривання, за результатом якого формується нова вільна поверхня. Поверхня тріщини відбиває хвилі до моменту, коли пряма хвиля наступного вибуху досягне її. Після цього починається руйнування масиву між групами зарядів.

Момент утворення тріщин, що мають вільні поверхні вздовж лінії зарядів, визначає нижню межу інтервалу сповільнення:

$$t_1 = \frac{a}{k_1 c}, \quad (1.11)$$

де a – відстань між свердловинними в ряду; k_1 – коефіцієнт, враховуючий швидкість поширення тріщин відносно розповсюдження швидкості звуку; c – швидкість звуку у гірському масиві.

Аналіз формули (1.11) показує, що нижню межу інтервалу сповільнення можна регулювати зміною відстані між зарядами в ряду.

Однак процес дроблення породи між вільною поверхнею та лінією зарядів за напрямком найменшого опору триває довше, ніж процес тріщиноутворення. Після завершення дроблення напруження в масиві спадають, оскільки квазістатичний тиск знижується до атмосферного. Це визначає верхню межу інтервалу сповільнення:

$$t_2 = \frac{W}{c} + \frac{W}{k_2 c}, \quad (1.12)$$

де W – лінія найменшого опору; k_2 – коефіцієнт, який характеризує врахування швидкості дроблення гірського масиву відносно швидкості звуку.

У формулах (1.11) та (1.12) ключовим параметром є швидкість звуку в породі. Встановлено, що напружений стан масиву практично не впливає на швидкість поширення звукових хвиль, оскільки величини напружень становлять лише $(1...2) \cdot 10^3$ кг/см², що значно менше тисків у фронті хвилі.

Як зазначалося, інтервали сповільнення при КСП залежать від величин a та W , тобто від коефіцієнта зближення свердловинних зарядів m . При цьому найбільше змінюється саме нижня межа, визначена формулою (1.11).

Було виконано розрахунок нижньої та верхньої меж інтервалів сповільнення для граніту ($c = 6000$ м/с) та вапняку ($c = 4930$ м/с) при відстанях між зарядами $a = 10, 15, 20$ та 25 м.

Інші параметри: лінія найменшого опору – $W = 10$ м, $k_1 = 0,8$ (для вапняку $k_1 = 0,6$), $k_2 = 0,1$.

Результати розрахунків наведено в табл. 1.1.

Згідно досліджень, проведених в роботах, швидкість поширення тріщин у напрямку з'єднання зарядів є меншою на $0,5...0,9$ м/с, ніж швидкість поширення звуку. Швидкість подрібнення породи за лінією найменшого опору характеризується коефіцієнтом k_2 , який становить $0,1...0,4$ від швидкості звуку. Значення коефіцієнтів k_1 і k_2 є орієнтовними і базуються на практичному

досвіді. Для отримання точних величин їх необхідно визначати експериментально для кожного конкретного кар'єру.

Таблиця 1.1

Значення інтервалів сповільнення нижньої і верхньої меж

$W, м$	10	10	10	10
$a, м$	10	15	20	25
m	1,0	1,5	2,0	2,5
$t_1^*, мс$	2,0/3,3	3,1/5,0	4,2/6,7	5,2/8,4
$t_2, мс$	18,4/22,2	18,4/22,2	18,4/22,2	18,4/22,2

*У числівнику – для граніту, в знаменнику для вапняку

Для порівняння встановимо інтервал короткосповільненого підривання за різними аналітичними залежностями, запропонованими відомими дослідниками [3].

1. Лангефорс для циліндричних зарядів ВР при відкритих гірничих робіт пропонує:

$$\tau = 3,3kW; \quad (1.13)$$

2. Для зосереджених зарядів ВР, проф. Покровським Р. І. запропоновано:

$$\tau = \sqrt{\frac{L^2 + 4W^2}{v}}; \quad (1.14)$$

3. Для подовжених свердловинних зарядів ВР на кар'єрах (згідно проф. Ханукаєв А. Н.):

$$\tau = \frac{2W}{c_p} + \frac{W}{c_{тр}} + \frac{G}{v_{ср}}; \quad (1.15)$$

4. Для свердловинних зарядів вибухових речовин в кар'єрах (Друкований М. Ф.) пропоновано

$$\tau = t_1 + \frac{W}{v_{тр} \eta \cos(\frac{\beta}{2})} + \frac{TW^2 \gamma_y \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}}{d}; \quad (1.16)$$

5. Євстропов Н. А. визначає інтервал сповільнення як:

$$\tau = \frac{2kW}{c_p}. \quad (1.17)$$

Для умов $W = 10$ м, $a = 10$ м отримано такі чисельні значення:

- за (1.13): $\tau = 33$ мс;
- за (1.14): $\tau = 18$ мс;
- за (1.15): $\tau = 16$ мс;
- за (1.16): $\tau = 24$ мс;
- за (1.17): $\tau = 16$ мс.

Аналіз отриманих значень показує, що інтервали сповільнення, визначені за різними формулами, істотно відрізняються навіть за однакових умов. На думку авторів [3, 4], найбільш достовірні результати дають формули (1.14), (1.15) та (1.17), оскільки вони узгоджуються з інтервалами, визначеними за методикою, наведеною у попередніх розділах, та перебувають між нижньою і верхньою межами раціонального часу сповільнення.

1.3. Висновки до розділу 1

1. Науковий аналіз процесів вибухового руйнування гірських порід при короткосповільненому підриванні показав, що рекомендовані інтервали сповільнення мають надто широкі межі коливань – від кількох мілісекунд до сотень мілісекунд.

2. Встановлено, що для забезпечення потрібного ступеня подрібнення скельних порід при мінімальних витратах енергії вибуху необхідно керувати взаємодією хвиль напружень, які поширюються при підриванні суміжних зарядів ВР.

3. Показано, що оптимальний інтервал сповільнення залежить від фізико-механічних властивостей порід, тріщинуватості, блочності, ширини стінки попередньо підірваної маси, конструкції заряду, а також параметрів буропідривних робіт. Тому визначення раціональних значень інтервалу сповільнення є одним із ключових напрямів удосконалення технологій вибухових робіт.

РОЗДІЛ 2. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ТЕХНОЛОГІЧНІ УМОВИ КАР'ЄРУ ПОЛТАВСЬКОГО ГЗК

2.1. Природні умови району родовища і геологічна характеристика кар'єру

Кар'єр ПрАТ «Полтавський ГЗК» розташований у місті Горішні Плавні. У геологічній будові родовища магнетитових кварцитів беруть участь породи архейської, протерозойської та кайнозойської систем. Провідне значення у складі протерозойських порід має Криворізька свита, до якої приурочене оруденіння [5].

Породи цієї свити формують значну синклінальну структуру шириною близько 1,3 км, яка замикається на півдні. Довжина родовища сягає 8 км, середня потужність рудного покладу становить 50–60 м. Потужність пухких порід (суглинки, піски, глини) змінюється в межах від 4 до 43 м, у середньому – 22 м, а на Лавриківському родовищі потужність становить 3-62 м (середнє значення – 40 м) [5].

Під пухкими відкладами залягають кристалічні вивітрені породи. Потужність зони окиснення залізистих кварцитів становить 0-40 м (у середньому 16 м). Кристалічні скельні гірські породи характеризуються підвищеною ступінню вивітреності та тріщинуватості, їхня потужність коливається від 1 до 80 м.

В інженерно-геологічному розрізі чергуються скельні, напівскельні та пухкі породи. За властивостями залізисті кварцити обох родовищ подібні, різниця спостерігається лише в ступені міцності та стійкості [5].

У зоні тектонічних порушень породи значно вивітрені, що створює умови для їх можливого обвалення.

Гідрогеологічні умови родовища складні. Основним є водоносний горизонт алювіальних відкладів, поширений повсюдно. Середня його потужність становить 10 м, а в північній частині Лавриківського родовища – 17,2 м [5].

Характеристика алювіального горизонту:

- режим: безнапірний, місцями слабонапірний (3–4 м);
- абсолютні відмітки рівнів: 58–65 м;
- частка у формуванні загального водопритоку в кар'єр: 80–90 %;
- коефіцієнти фільтрації: 7,7–28,0 м/добу;
- вода переважно прісна.

Водоносний горизонт бучакської свити сформований у кварцових пісках (крупно- та середньозернистих, місцями гравійних). Повне його поширення відмічено лише у північній частині Лавриківського родовища. Потужність тут становить 20 м, містить напірні води з величиною напору 40,06 м, п'єзометричний рівень – 1,5-1,6 м від поверхні [5].

Вода – хлоридно-натрієва, солонa, з мінералізацією 6,2 г/л, коефіцієнт фільтрації – 13,8 м/добу.

Водоносний горизонт тріщинуватої зони поширений повсюдно, глибина залягання – 60-80 м. Основний водопріток формується давньоалювіальними пісками.

Осушення кар'єру від підземних вод здійснюється відкритим та підземним водовідливом [5]:

- середній загальний водопріток – 2300–2400 м³/год,
- максимальний – 3700 м³/год.

Характеристика руд пачки K₂₃₃

У результаті дорозвідки залізистих кварцитів пачки K₂₃₃ виділено чотири сорти руди, що різняться збагачуваністю та подрібненістю.

1 сорт (12 % запасів):

- тип: середньо- та грубошаруваті кварцити з рудними прошарками;
- Fe загальне – 26,9 %; Fe_{магн} – 18,5 %;
- Fe у концентраті – 61,8 % (помел 90 % класу – 0,05 мм).

2 сорт (32 % запасів):

- тип: грубошаруваті, чітко смугасті кварцити;
- Fe загальне – 27,2 %; Fe_{магн} – 18,3 %;

- Fe у концентраті – 57,3 % (87 % класу –0,05 мм).

3 сорт (42 % запасів) (переважаючий у південній частині родовища):

- тип: середньо- та грубошаруваті кварцити;
- Fe загальне – 26,7 %; Fe_{магн} – 17,7 %;
- Fe у концентраті – 52,6 % (85,7 % класу –0,05 мм).

4 сорт (14 % запасів):

- тип: нечітко смугасті кварцити з прошарками сланців;
- Fe загальне – 26,7 %; Fe_{магн} – 17,2 %;
- Fe у концентраті – 46,9 % (81,9 % класу –0,05 мм).

За вмістом загального та магнетитового заліза руди різних сортів майже не відрізняються; різниця між ними зумовлена насамперед особливостями їхньої структури. Руди 1-го та 2-го сортів мають крупніші зерна магнетиту та значно меншу кількість зростків магнетиту з нерудними мінералами.

У пачці K₂³Z переважають руди I сорту – вони становлять близько 42% і є основним різновидом руд у південній зоні родовища. Руди 4-го сорту формують перехідний тип у місцях, де промислові залізисті кварцити поступово змінюються малоорудненими породами.

Зведені дані щодо середнього вмісту загального та магнетитового заліза в рудах підсвіти K₂² та пачки K₂³1 (магнетитові кварцити та кумингтонито-магнетитові кварцити) наведено в таблиці 2.1 [5].

Середній вміст загального заліза у кварцитах підсвіти K₂² та пачки K₂³1 практично не змінюється з глибиною. Водночас вміст магнетитового заліза збільшується на 1–2 %.

У кварцитах пачки K₂³Z вміст основних компонентів також залишається майже сталим на всій дослідженій глибині.

Мінімальний промисловий вміст магнетитового заліза становить:

- для кварцитів K₂² + K₂³1 – 19,5 %,
- для кварцитів K₂³Z – 15 %.

Таблиця 2.1

Середній вміст заліза загального і магнетитового в рудах підсвіти К₂² і пачки К₂³1

Родовище	Магнетитові кварцити		Кумингтоніто-магнетитові кварцити	
	Fe, %	Fe _{магн.} , %	Fe, %	Fe _{магн.} , %
Горишне-Плавнинське	35,1	28,3	26,6	17,6
Лавриківське	35,2	27,2	28,6	16,9

Максимальна потужність внутрішньорудних прошарків некондиційних кварцитів, що допускається до підрахунку балансових запасів, становить 10 м, що ж відповідає мінімальній горизонтальній потужності рудних тіл, які враховуються у балансі.

Глибина підрахунку балансових запасів складає [5]:

- для Горішньо-Плавнинського родовища – 500–700 м;
- для Лавриківського – 300 м (табл. 2.2).

До забалансових запасів віднесено:

- залізисті кварцити пачки К₂³З із бортовим вмістом магнетитового заліза 10–14 %;
- кварцити пачки К₂³2 з вмістом Fe_{магн} понад 14 %.

Максимальна встановлена бурінням глибина поширення рудного покладу становить:

- на Горішньо-Плавниківському родовищі – 960 м;
- на Лавриківському – 540 м.

Таблиця 2.2

Балансові запаси корисних копалин

Залізисті кварцити	Балансові		
	Запаси, тис. т.	Вміст заліза, %	
		загального	магнетитового
1	2	3	4
1.Горишне-Плавнинське родовище, глибина підрахунку запасів 700 м. <i>Підсвіта K_2^2 і пачка $K_2^3 1$</i>			
Категорія А+В+С1	703610	35,11	28,46
<i>Пачка $K_2^3 3$</i>			
Категорія В+С1	432976	26,89	17,71
Усього: $K_2^2+K_2^3 1+K_2^3 3$	1136586	31,98	24,36
2. Лавриковське родовище, глибина			
<i>Підсвіта K_2^2 і пачка $K_2^3 1$</i>			
Категорія А+В+31	302858	35,23	27,16
<i>Пачка $K_2^3 3$</i>			
Категорія В+31	168109	29,09	18,50
Усього: $K_2^2+K_2^3 1+K_2^3 3$	470967	33,04	24,07
Горишне-Плавнинське і Лавриківське родовища, глибина підрахунку запасів <i>Підсвіта K_2^2 і пачка $K_2^3 1$</i>			
Категорія А+В+С1	1006468	35,15	28,07
<i>Пачка $K_2^3 3$</i>			
Категорія В+ С1	601085	27,47	17,91
Усього: $K_2^2+K_2^3 1+K_2^3 3$	1607553	32,28	24,27

2.2. Межі кар'єру та геологічні запаси родовища

При визначенні меж відкритих гірничих робіт у основу покладено вимогу максимально повного видобування запасів корисної копалини — залізистих кварцитів. У розробку залучаються запаси Горішньо-Плавнинського родовища до позначки –635 м при загальній глибині 700 м (південна ділянка) та до позначки –435 м при глибині 500 м (центральна ділянка) [5].

Відпрацьовування Лавриківського родовища (північна ділянка) передбачається до глибини 300 м [5].

Запобіжні берми уступів становлять:

- 10 м – при суміщенні уступів висотою 12 м (згідно з Правилами безпеки);
- 10 м – при суміщенні трьох уступів;
- при суміщенні двох уступів висотою 15 м запобіжні берми також прийнято 10 м.

Ширина транспортних берм:

- для автомобільного транспорту — 30 м;
- для залізничного транспорту:
 - при одному шляху — 11 м,
 - при двох шляхах — 16 м.

З урахуванням прийнятих кутів укосів уступів та залишення транспортних і запобіжних берм кути нахилу постійних бортів кар'єру становлять:

- для лежачого боку – 30-37°;
- для висячого боку – 32-39°.

Основні проектні показники кар'єру наведено в таблиці 2.3 [5].

При підрахунку запасів застосовувалися параметри кондицій, затверджені ДКЗ для підрахунку запасів залізистих кварцитів Горішньо-Плавнинського та Лавриківського родовищ:

1. Бортовий вміст $Fe_{\text{магн}}$ для оконтурювання балансових запасів магнетитових кварцитів:

- для підсвіти K_2^2 та пачки $K_2^3 1$ – 16 %;
- для рудної пачки $K_2^3 3$ – 14 %.

Мінімальний промисловий вміст $Fe_{\text{магн}}$ у підрахунковому блоці для балансових запасів залізистих кварцитів становить:

- для підсвіти K_2^2 і пачки $K_2^3 1$ – 19,5%;
- для пачки $K_2^3 3$ – 15%.

Таблиця 2.3

Основні проектні показники кар'єру [5]

Основні показники	Одиниця виміру	Величина
Проектна глибина кар'єру	м	700-500-300
Розміри кар'єру в плані:		
— по верху: довжина	м	7560
ширина	м	700-2800
— по низу: довжина	м	6170
ширина	м	60-70
Площа кар'єру по поверхні	га	1185
Балансові запаси руди	млн.т	1587,8
Експлуатаційні запаси руди в контурі кар'єру на 1.01.2004 р., усього	млн.т	1209,2
у тому числі: K_2^2	млн.т	840,0
K_2^3	млн.т	369,2
Кількість розкривних порід у контурі кар'єру	млн.м ³	710,1
Середній коефіцієнт розкриву	м ³ /т	0,587

3. Максимальна потужність внутрішньорудних прошарків некондиційних кварцитів і порожніх порід, а також мінімальна горизонтальна потужність рудних тіл, що включаються до підрахунку балансових запасів підсвіти K_2^2 та пачок K_2^{31} і K_2^3 , становить 10 м.

4. Підрахунок балансових запасів неокислених залізистих кварцитів підсвіти K_2^2 та пачок K_2^{31} і K_2^3 виконується в економічно обґрунтованих межах кар'єру, погоджених з проектною організацією.

5. Забалансові запаси залізистих кварцитів підсвіти K_2^2 та пачок K_2^{31} і K_2^3 Лавриківського родовища необхідно підраховувати в інтервалі глибин 300–400 м у межах, погоджених з проектною організацією. Підрахунок здійснюється за параметрами постійних кондицій для балансових запасів.

6. У рекомендованих межах кар'єру Горішньо-Плавнинського родовища як забалансові підраховуються:

а) запаси залізистих кварцитів пачки K_2^3Z , оконтурені при бортовому вмісті $Fe_{\text{магн}}$ 10–14%;

б) запаси залізистих кварцитів пачки K_2^32 , оконтурені при бортовому вмісті $Fe_{\text{магн}}$ 14%.

2. Підрахунок виконують за параметрами постійних кондицій, установлених для балансових запасів пачки K_2^3Z .

У межі проектного контуру кар'єру, крім балансових запасів, потрапляє також 53,3 млн т забалансових запасів пачок K_2^3Z і K_2^32 .

Порівняння матеріалів геологічних звітів показує наявність певних розбіжностей в оконтурюванні рудних тіл пачок K_2^3Z і K_2^32 . У результаті дорозвідки пачки K_2^3Z Горішньо-Плавнинського родовища її контур по лежачому боку був уточнений зі зміщенням у бік пачки K_2^32 . Приріст запасів склав 78,5 млн т (на 01.01.1982 р.). Разом із тим забалансові запаси пачки K_2^3Z не були переглянуті й залишаються у попередньому обсязі [5].

Запаси пачки K_2^32 з бортовим вмістом $Fe_{\text{магн}}$ понад 14 % були підраховані за даними дорозвідки у кількості 220 120 тис. т і затверджені як забалансові.

2.3. Характеристика розкривних порід

Розкривні породи родовища кварцитів представлені такими основними різновидами [5]:

- 1) Розкривні м'які породи – ґрунтовий шар, піски, глини, суглинки, алевроліти;
- 2) Розкривні скельні породи – гранітоїди, сланці, мігматити, амфіболіти, залізисті кварцити з низьким вмістом заліза;
- 3) Вивітрені породи.

Геологорозвідувальні роботи щодо вивчення осадових порід розкриву були припинені після попередніх етапів їх дослідження; детальна розвідка не проводилась. Запаси м'яких розкривних порід офіційно не затверджувалися.

Породи скельного розкриву двох родовищ розвідані як будівельна сировина. Серед них придатні для використання – граніти, мігматити та амфіболіти. Запаси затверджені у таких обсягах [5]:

- категорія А – 57 773 тис. м³;
- категорія В – 88 281 тис. м³;
- категорія С₁ – 227 773 тис. м³.

Випробування показали, що граніти та амфіболіти підходять для виробництва щебеню високих марок.

Щебінь відповідає вимогам радіаційної безпеки та може використовуватися без обмежень.

У таблиці 2.4 наведено запаси скельних розкривних порід, що перебувають на балансі Полтавського ГЗК [5].

Таблиця 2.4

Запаси порід скельного розкриву

Родовище	Категорії				
	А	В	А+В	С ₁	А+В+С ₁
Горишне-Плавнинське					
- граніти і мігматити	26204	35550	61754	62788	124542
- амфіболіти	30299	50729	81028	91493	172521
Разом:	56503	86279	142782	154281	297063
Лавриківське					
- граніти і мігматити	-	-	-	13286	13286
- амфіболіти	-	-	-	162091	162091
Разом:				175377	175377

Запаси скельних порід, придатних для виробництва щебеню, у проектному контурі кар'єру становлять 31 441 тис. м³.

Геологічний коефіцієнт розкриву варіює від 0,5 до 15, залежно від місця проведення розкривних робіт.

2.4. Виробнича потужність підприємства

Відповідно до проекту розкриття та відпрацювання глибоких горизонтів кар'єру Полтавського ГЗК, виконаного інститутом «Южгіпроруда», проектна виробнича потужність з видобутку руди на кар'єрі була прийнята на рівні 34 млн т/рік [5].

Через відставання реконструкції транспортної схеми кар'єру від запроектованих строків, погіршення матеріально-технічного забезпечення, ускладнення гірничо-геологічних умов та обмеження щодо споживання енергоресурсів, значно зросло відставання за обсягами розкривних робіт. У перерахунку на видобуту руду це становило близько 110 млн м³, що призвело до різкого падіння видобутку [5]:

- 32,5 млн т у 1987 році;
- 16,3 млн т у 2000 році.

Проектна виробнича потужність кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» за рудою і скельним розкритвом становить 39 724 000 м³, з них [5]:

- корисна копалина – 12 115 820 м³;
- скельний розкрив – 27 608 180 м³.

Питома вага порід має такі межі коливань:

- 2,4 т/м³ – для розкривних порід;
- 3,4 т/м³ – для корисної копалини.

Середнє значення питомої ваги становить 3,1 т/м³.

Виробнича потужність підприємства наведена у таблиці 2.5.

Таблиця 2.5

Виробнича потужність кар'єру

Час роботи	за місць	за добу	у зміну
по корисній копалині	1009655.4	33 655.18	16 827.58
по розкриву	2300689.8	76 689.66	38 344.83
Разом, м ³	3310345.2	110 344.84	55 172.42

Обсяг порід м'якого розкриву на рік становить 1,2 млн м³ гірничої маси у щільному стані. Середня щільність м'яких розкривних порід становить $\gamma = 1,6 \text{ т/м}^3$.

Показники продуктивності з виймання м'якого розкриву наведено в таблиці 2.6 [5].

Таблиця 2.6

Потужність кар'єру по м'якому розкриву

Період	Місяць	Доба	Зміна
Виробнича потужність, м ³	100 000	3448.28	1724.14

2.5. Сучасний стан гірничо-видобувних робіт

Кар'єр ПрАТ «Полтавський ГЗК», що здійснює відпрацювання запасів Горишне-Плавнинського та Лавриківського родовищ залізистих кварцитів, є діючим гірничодобувним підприємством. Відповідно до затвердженого проекту, глибина розробки родовищ прийнята такою [5]:

- південна частина – до 700 м;
- центральна частина – до 500 м;
- північна частина – до 300 м.

Для забезпечення проектної потужності комбінату передбачалося досягнення річного видобутку сирової руди в обсязі 33,95 млн т, зокрема:

- руди пачок $K_2^2 + K_2^3 1$ – 19,5 млн т,
- руди пачки $K_2^3 3$ – 14,45 млн т,
- при виконанні розкривних робіт до рівня 31 млн м³.

Проектом рекомендовано варіант розробки родовищ із застосуванням автомобільного, конвеєрного та залізничного транспорту. Для забезпечення виймання гірської маси з глибоких горизонтів передбачалося введення електрифікованого залізничного транспорту через південно-західну та північно-західну траншеї [5].

На нижніх горизонтах планувалося спорудження двох конвеєрних підйомників. Зокрема, південно-західний підйомник мав забезпечувати підйом руди в обсязі 16 млн т/рік із горизонту –25 м з подальшим поглибленням до горизонту –120 м.

Максимальна фактично досягнута продуктивність кар'єру становила [5]:

- 32,4 млн т руди на рік,
- 26 млн м³ розкривних порід.

Гірничі роботи ведуться на 24 робочих горизонтах. Розміри кар'єру по поверхні:

- довжина – 5,8 км,
- ширина – 1,5 км,
- глибина: у південній частині – 300 м, у північній – 150 м.

Видобування руди пачок $K_2^2 + K_2^3 1$ здійснюється на горизонтах –150, –162, –174, –186, –198, –210, –220, –230 та –240 м Горишне-Плавнинського родовища [5].

Видобування руди пачки $K_2^3 3$ ведеться на горизонтах –15, –30, –42, –54, –66, –78, –90 та –102 м.

Розкривні м'які породи відпрацьовуються на горизонтах +54, +42, +30 та +15 м [5].

У якості основного навантажувального обладнання використовуються екскаватори: EX-5600E (Hitachi), EX3600-5 (Hitachi), PC-3000 (Komatsu).

Підготовка скельних порід здійснюється буропідривним способом. Для буріння застосовуються верстати шарошкового буріння СБШ-250МН, Terex, PV Atlas Copco [5].

М'які породи та скельні породи верхніх горизонтів навантажуються у залізничний транспорт, тоді як гірничу масу нижніх горизонтів транспортується комбінованими схемами: автомобільно-залізничною та автомобільно-конвеєрно-залізничною.

На внутрішньому відвалі (Лавриківська ділянка) створено мережу перевантажувальних пунктів, що сполучені залізничними коліями з північно-західною траншеєю. На східний борт кар'єру виведені залізничні колії на горизонтах ± 0 м та -15 м, із підключенням до поста горизонту $+30$ м [5].

У даний час на комбінаті експлуатується таке залізничне транспортне устаткування:

- тягові агрегати – ОПЭ-1А, ОПЭ-1АМ;
- тепловози – ТЭМ-7, ЧМ-3;
- думпкари – 2ВС-105.

Автодорожня мережа забезпечує доступ технологічного транспорту від бази технічного обслуговування до кар'єру та перевантажувальних пунктів. Існуючі заїзди перетинаються з залізничними коліями в одному рівні, що спричиняє затримки автосамоскидів.

Автотранспортний парк підприємства включає [5]:

- САТ-785С (136 т) – 31 шт.
- НД-1200 (120 т) – 20 шт.
- ЕН-3500А (Hitachi, 180 т) – 16 шт.

Разом: 67 автосамоскидів.

Розкриття верхніх горизонтів виконано внутрішніми залізничними траншеями та однією зовнішньою – південною. Нижні горизонти розкриваються тимчасовими автомобільними з'їздами.

Через значну протяжність рудного тіла північна частина виробленого простору використовується для тимчасового внутрішнього відвалу на горизонті –90 м, що поділяє кар'єр на південну та північну ділянки.

Південна ділянка відпрацьовується крутими шарами з періодичною консервацією та розконсервацією бортів. На північній ділянці, у зв'язку зі зменшенням потужності рудного тіла до 30–50 м, інтенсивність робіт знижена.

Розкривні породи також розміщуються у зовнішніх відвалах вздовж східного та західного бортів. Відвали є багатоярусними, з висотою ярусів 20-30 м, та формуються екскаваторним способом [5].

2.6. Підготовка гірських порід до виймання

Підготовка скельних гірських порід до виймання виконується буропідричним способом (БПР) за допомогою вертикальних свердловинних зарядів ВР [5].

Розрахунок параметрів БПР здійснюється в наступній послідовності [6].

Для визначення моделі бурового станка розраховуємо діаметр свердловин:

$$d_c = d_\partial \cdot K_p \quad (2.1)$$

де d_∂ – діаметр бурового долота; $K_p=1,03-1,05$ – коефіцієнт розширення свердловини.

Значення перебуру свердловин становить

$$l_n = (10 \dots 15) d_c, \text{ м} \quad (2.2)$$

Глибина підричних свердловин визначається

$$L_{скв} = \left(\frac{H}{\sin \beta} + l_n \right), \text{ м}, \quad (2.3)$$

де $H=15$ – висота уступу, м; $\beta=90^\circ$ – кут нахилу свердловини.

Питома витрата ВР встановлюється як

$$q_n = q_{\circ} \cdot l_{\circ}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.4)$$

де $q_{\circ}$ – питомі витрати вибухової речовини, кг/м^3 ; $l_{\circ}$ – перевідний коефіцієнт для анеміксу.

Лінія опору по підшві уступу становить

$$W = \frac{\sqrt{0.56P^2 + 4mqPHL_{скв}} - 0.75P}{2mqH}, \text{ м}, \quad (2.5)$$

де $m=0.9$ – коефіцієнт зближення, м; P – місткість свердловини

$$P = 7.85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (2.6)$$

де Δ – щільність ВР, кг/дм^3 ;

Відстань між свердловинами розраховується за формулою

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (2.7)$$

Відстань між рядами свердловин дорівнюють

$$b = (0.85 \div 1.1)W, \text{ м}. \quad (2.8)$$

Маса заряду ВР у свердловині

$$Q_c = W \cdot H \cdot q_n \cdot a, \text{ кг} \quad (2.9)$$

Довжина заряду ВР у свердловині визначається за наступною формулою

$$l_{зар} = \frac{Q_c}{P}, \quad (2.10)$$

Довжина забійки у свердловині становить

$$l_{заб} = l_{скв} - l_{зар}, \text{ м} \quad (2.11)$$

Розрахунок основних параметрів масового вибуху виконується наступним чином [6].

Ширина розвалу гірничої маси в першому ряді

$$B_0 = k_e \cdot k_{кз} \cdot H_y \cdot \sqrt{q_n}, \text{ м}, \quad (2.12)$$

де k_e – коефіцієнт, що характеризує висаджуваність породи; $k_{кз}$ – коефіцієнт викидання породи.

Загальна ширина розвалу гірничої маси

$$B_p = A_z \cdot n_z, \text{ м} \quad (2.13)$$

де A_z – ширина заходки EX3600-5; n_z – кількість екскаваторних заходок.

Ширина промислового блоку:

$$Ш_б = B_p - B_{p1} + W, \text{ м} \quad (2.14)$$

Фактична ширина розвалу блоку після вибуху

$$B_{p\phi} = B_0 + (4-1) \cdot b, \text{ м} \quad (2.15)$$

де n – кількість рядів свердловинних зарядів.

Фактична ширина промислового блоку

$$B_{p\phi}^{\phi} = W + (n-1) \cdot b, \text{ м} \quad (2.16)$$

Фактична ширина заходки для екскаватора

$$A_{\phi} = \frac{B_{p\phi}}{n_3}, \text{ м} \quad (2.17)$$

Висота розвалу гірничої маси після вибуху

$$H_{розв} = (0,8 \div 0,9) \cdot H_y, \text{ м} \quad (2.18)$$

Фактичний вихід гірничої маси з однієї свердловини

$$V = \frac{[W + b(n-1)]H \cdot a}{n}, \text{ м}^3 \quad (2.19)$$

Вихід гірської породи з одного п.м. свердловини

$$V_1 = \frac{V}{L_{скв}}, \text{ п.м.} \quad (2.20)$$

Річний об'єм буріння свердловин

$$V_{\text{б.зод}} = \frac{Q_{\text{зод}}}{V_1}, \text{ п.м.} \quad (2.21)$$

де $Q_{\text{зод}}$ – річна продуктивність кар'єру, м³/рік.

Об'єм промислового блоку, що підлягає підриванню (з урахуванням 10 днів безперервної роботи екскаватора) [6]

$$V_{\text{в.б.}} = Q_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot 10, \text{ м}^3, \quad (2.22)$$

де $Q_{\text{зм}}$ – продуктивність кар'єра, м³/зм; $n_{\text{зм}}$ – кількість робочих змін в добу

Об'єм буріння свердловин на один масовий вибух

$$\Sigma V_{\text{скв}} = \frac{V_{\text{в.б.}}}{V_1}, \text{ п.м.} \quad (2.23)$$

Кількість підричних свердловин на один масовий вибух

$$N_{\text{скв}} = \frac{\Sigma V_{\text{скв}}}{L_{\text{скв}}} \quad (2.24)$$

Кількість свердловинних зарядів ВР в одному ряді

$$n_{\text{скв}} = \frac{N_{\text{скв}}}{n_{\text{бл}} \cdot n_p} \quad (2.25)$$

Маса ВР на масовий вибух

$$Q_{зар} = Q_c \cdot N_{скв}, \text{ кг} \quad (2.26)$$

Об'єм буріння по свердловинах

$$L_{бур} = N_{скв} \cdot L_{скв}, \text{ п.м.} \quad (2.27)$$

Загальна кількість масових вибухів за один рік становить $N=34$

Витрата ВР на один рік

$$Q_{ВРрік} = Q_{зар} \cdot N, \text{ кг.} \quad (2.28)$$

Інтервал КСП між секціями

$$\tau = KW, \text{ мсек} \quad (2.29)$$

де K – коефіцієнт, який залежить від властивостей порід, які висаджуються, мс/м.

Доставка вибухових речовин та процес їх заряджання здійснюється за допомогою зарядної машини типу «Анемікс», змонтованої на шасі автомобіля КраЗ. Устаткування призначене для приготування та подавання ігданіту й анеміксу безпосередньо у свердловини. Довжина зарядного шлангу становить 45 м, а продуктивність заряджання – близько 250 кг/хв [6].

Невелика маса зарядного шлангу (менше 1 кг на метр) забезпечує можливість повного розвантаження ЗЗМ з 1–2 позицій без необхідності додаткового переміщення. Це знижує вимоги до якості проїзду на блоках і дає змогу проводити заряджання свердловин на вищих або нижчих уступах без заїзду на них [6].

Система дозування емульсійних вибухових речовин забезпечує високу точність подачі – до 1 кг, що є особливо важливим під час заряджання свердловин малого діаметра.

Повний цикл завантаження всіх компонентів у зарядну машину вантажопідйомністю 12 т триває не більше 15 хвилин, що дозволяє виконувати до 4 поїздок за одну зміну.

ЗЗМ придатна для роботи в темний час доби завдяки наявності освітлювальної системи – прожекторів та підсвічування пульта керування.

Схема комутації вибухової мережі застосовується діагональна. Ініціювання вибуху здійснюється неелектричною системою «Прима-Ера», а джерелом енергії служить радіопідризна апаратура типу «ГРОМ» [6].

Вибухова мережа виконується комбінованою – із застосуванням неелектричної системи ініціювання «Прима-Ера» та електродетонаторів ЕД-8Ж. В якості проміжних бойовиків використовують тротиллові шашки типів ЗТП-800 та ЗТП-1200 [6].

Визначення безпечних відстаней включає:

- радіус сейсмічно небезпечної зони (визначається з урахуванням коефіцієнта дії вибухів, властивостей ґрунту основи споруд та маси заряду);
- радіус безпеки від розльоту кусків породи;
- радіус дії ударної повітряної хвилі, який обчислюється з урахуванням коефіцієнта умов розміщення заряду та загальної маси заряджених вибухових речовин.

Безпечна відстань за радіусом сейсмічно-небезпечної зони становить [6]

$$r_c = k_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м} \quad (2.30)$$

де α – коефіцієнт дії вибухів; k_c – коефіцієнт властивостей ґрунту в основі будівлі; Q – масу заряду, кг.

Безпечна відстань за радіусом по розльоту шматків

$$W_{\text{усл}} = \frac{1}{3} \cdot W \quad (2.31)$$

Безпечні відстані за радіусом дії ударної повітряної хвилі становлять

$$r_{\epsilon} = k_{\epsilon} \sqrt{Q}, \text{ м} \quad (2.32)$$

де k_{ϵ} – коефіцієнт умов розміщення заряду, м; Q – загальна маса заряду, кг.

2.7. Висновки по розділу 2

1. Відмічено, що в геологічній будові даного родовища приймають участь породи архейської, протерозойської та кайнозойської систем. Основну роль серед протерозойських утворень відіграють породи Криворізької свити, з якою пов'язане оруденіння. Під товщею пухких відкладів залягають кристалічні вивітрені породи. Зона окиснення залізистих кварцитів змінюється від 0 до 40 м і в середньому становить 16 м. Кристалічні породи характеризуються значною тріщинуватістю, що зменшується з глибиною. Потужність цих порід коливається від 1 до 80 м.

2. В інженерно-геологічному відношенні чергуються скельні, напівскельні та пухкі породи. Залізисті кварцити й вміщуючі їх кристалічні породи обох родовищ подібні за фізико-механічними властивостями, різняться лише рівнем стійкості та величиною міцності.

3. Відповідно до проєкту розкриття та відпрацювання глибоких горизонтів кар'єру Полтавського ГЗК, для забезпечення необхідної потужності з видобутку руди встановлена проєктна річна продуктивність кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» обсягом 39 724 тис. м³ у щільному тілі гірських порід.

У складі цього обсягу:

- корисна копалина – 12 115,82 тис. м³,
 - скельні розкриті породи – 27 608,18 тис. м³.
 - Питома вага гірських порід змінюється від 3,4 до 2,4 т/м³.
- Середньозважене значення становить $\gamma = 3,1 \text{ т/м}^3$.

4. Підготовка скельних порід до виймання виконується буропідливним способом. Для буріння вибухових свердловин застосовуються верстати шарошечного буріння СБШ-250МН та Atlas Copco.

5. Згідно з «Типовим проектом буропідливних робіт на кар'єрі ПрАТ «Полтавський ГЗК»» та відповідно до вимог «Інструкції з організації та ведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах» на кожен масовий вибух, технічним бюро підприємства розробляються окремі проекти масового вибуху для відповідних блоків.

РОЗДІЛ 3. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ КОРОТКОСПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ ЗАРЯДІВ ВР НА КАР'ЄРАХ

3.1. Теоретична модель взаємодії вибухів при двох свердловинних зарядах

Для теоретичного описання сумарного впливу вибуху двох суміжно розташованих циліндричних зарядів, розглянемо скельний масив у стані напруженості. Для цього застосовується фізичний принцип суперпозиції напружених хвиль, який передбачає поетапне визначення: спочатку — напруженого стану від вибуху кожного окремого свердловинного заряду, а потім — їх сумарного впливу на масив [7, 8].

Скельний гірський масив умовно поділяється на велику кількість елементарних об'ємів. У межах кожного такого елемента загальні напруження визначаються як результат додавання часткових напружень, що виникають від вибуху окремого свердловинного заряду вибухової речовини. Таким чином, згідно з [7], напружений стан, який створюється другим свердловинним зарядом у координатному полі (r, φ) , де вже діє перший заряд, визначається наступним чином:

$$\begin{cases} \sigma_{rr}^{\text{II}} = \sigma_{rr}^{\text{II}'} \cos^2 \alpha + \sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}'} \sin^2 \alpha; \\ \sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}} = \sigma_{rr}^{\text{II}'} \sin^2 \alpha + \sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}'} \cos^2 \alpha; \\ \tau_{r\varphi}^{\text{II}} = \tau_{\varphi r}^{\text{II}} = \frac{\sigma_{rr}^{\text{II}'} - \sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}'}}{2} \sin 2\alpha, \end{cases} \quad (3.1)$$

де α — умовний кут спостереження з певного одиничного об'єму на циліндричні заряди (рис. 3.1); σ_{rr}^{II} та $\sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}}$ — напруження стиснення та розтягування другого циліндричного заряду в полі координат першої свердловини; $\sigma_{rr}^{\text{II}'}$ і $\sigma_{\varphi\varphi}^{\text{II}'}$ — напруження стиснення та розтягування другого циліндричного заряду в полі

координат другої свердловини; $\tau_{r\varphi}^I$ і $\tau_{\varphi r}^I$ – напруження зсуву від другої свердловини в полі координат першого циліндричного заряду.

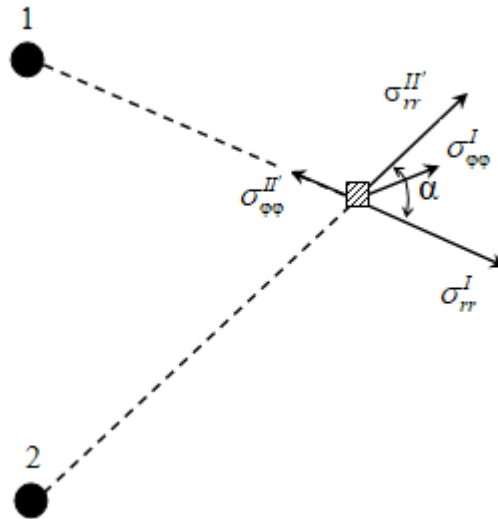


Рис. 3.1. Схема дії напружень в масиві гірських порід від вибуху суміжних циліндричних зарядів: 1 – перший циліндричний заряд; 2 – другий циліндричний заряд

Тензор напружень, що діє в елементарному об'ємі породи становить:

$$\begin{pmatrix} \sigma_{rr}^I + \sigma_{rr}^II & \tau_{r\varphi}^II \\ \tau_{\varphi r}^II & \sigma_{\varphi\varphi}^I + \sigma_{\varphi\varphi}^II \end{pmatrix}. \quad (3.2)$$

Згідно цього для встановлення головних напружень потрібно вирішити характеристичне рівняння

$$\begin{vmatrix} \sigma_{rr}^I + \sigma_{rr}^II - \lambda & \tau_{r\varphi}^II \\ \tau_{\varphi r}^II & \sigma_{\varphi\varphi}^I + \sigma_{\varphi\varphi}^II - \lambda \end{vmatrix} = 0, \quad (3.3)$$

де λ – власний показник певного напруження.

З рівняння (3.3) отримуємо наступний вираз:

$$(\sigma_{rr}^I + \sigma_{rr}^{II} - \lambda)(\sigma_{\varphi\varphi}^I + \sigma_{\varphi\varphi}^{II} - \lambda) - (\tau_{r\varphi}^{II})^2 = 0. \quad (3.4)$$

Визначені значення напружень для кожного елементарного об'єму гірського масиву зіставляються з граничними напруженнями міцності відповідної скельної породи – на стиск, розтяг та зсув. Якщо отримані значення перевищують межі міцності, вважається, що в даному елементарному об'ємі відбулося руйнування та подрібнення породи.

Сукупний об'єм подрібненої гірської маси визначається підсумовуванням усіх елементарних об'ємів, у яких умови руйнування виконуються [8].

Відповідно до хвильового рівняння, основні напруження, що формуються у скельному масиві під впливом вибуху, можуть бути розраховані за такою залежністю [8]:

$$\begin{aligned} \left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} - \frac{1}{c_l^2} \frac{\partial^2}{\partial t^2} \right) \Phi(r, z, t) &= 0; \\ \left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{r^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} - \frac{1}{c_t^2} \frac{\partial^2}{\partial t^2} \right) \Psi(r, z, t) &= 0, \end{aligned} \quad (3.5)$$

де r – поточна координата; z – координата по осі заряду; t – поточний час; c_l – швидкість поздовжніх хвиль в гірському масиві; c_t – швидкість поперечних хвиль; $\Phi(r, z, t)$, $\Psi(r, z, t)$ – хвильові потенціали (напруження і зміщення) повздовжніх та поперечних хвиль напружень.

Головні напруження в гірському масиві загалом визначаються за системою рівнянь

$$\begin{cases} \sigma_{rr} = \frac{\nu E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \left[\frac{1-\nu}{\nu} \frac{\partial u_r}{\partial r} + \frac{u_r}{r} + \frac{\partial u_z}{\partial z} \right]; \\ \sigma_{zz} = \frac{\nu E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \left[\frac{\partial u_r}{\partial r} + \frac{u_r}{r} + \frac{1-\nu}{\nu} \frac{\partial u_z}{\partial z} \right]; \\ \sigma_{rz} = \frac{E}{2(1+\nu)} \left[\frac{\partial u_r}{\partial z} + \frac{\partial u_z}{\partial r} \right], \end{cases} \quad (3.6)$$

де E – модуль деформації; ν – коефіцієнт Пуасона; u – зміщення елементарних часток масиву.

З урахуванням формули (3.5) система (3.6) матиме вигляд

$$\begin{cases} \sigma_{rr} = 2\mu \left(\frac{\partial^2 \Phi}{\partial r^2} - \frac{\partial^2 \Psi}{\partial r \partial z} \right) + \frac{\lambda}{c_l^2} \frac{\partial^2 \Phi}{\partial t^2}; \\ \sigma_{zz} = 2\mu \left(\frac{\partial^2 \Phi}{\partial z^2} - \frac{\partial^2 \Psi}{\partial r \partial z} \right) + \frac{\lambda}{c_l^2} \frac{\partial^2 \Phi}{\partial t^2}; \\ \sigma_{rz} = 2\mu \left(\frac{\partial^2 \Phi}{\partial r \partial z} - \frac{\partial^2 \Psi}{\partial z^2} \right) + \rho \frac{\partial^2 \Psi}{\partial t^2}, \end{cases} \quad (3.7)$$

де ρ – щільність масиву; λ , μ – коефіцієнти Ляме:

$$\lambda = \frac{\nu E}{(1+\nu)(1-2\nu)}; \quad \mu = \frac{E}{2(1+\nu)}. \quad (3.8)$$

Розв'язавши систему рівнянь (3.7), отримують значення головних напружень, що виникають у гірському масиві під час дії вибуху одиночного свердловинного заряду. Отримані значення підставляються у формулу (3.4), що дає змогу визначити сумарні напруження, які формуються при сумісному (суміжному) підриванні свердловинних зарядів [8].

3.2. Визначення розмірів зони подрібнення після вибуху суміжних циліндричних зарядів ВР

Параметри зони подрібнення визначаються за допомогою програмного комплексу «Explosion». На початковому етапі в програму задається геометрія гірського масиву, після чого вводяться відстані між суміжними циліндричними зарядами, конструктивні характеристики свердловинних зарядних колон, а також фізико-механічні параметри скельних порід.

Усі необхідні вихідні дані, конфігурація гірського масиву, властивості скельних порід задаються згідно [9].

При моделюванні процесу підривання двох суміжних циліндричних зарядів із довжиною свердловини 15 м та відстанню між ними 5 м була отримана розрахункова зона подрібнення гірського масиву на денній поверхні (рис. 3.6). Результати моделювання засвідчили, що максимальний радіус подрібнення породи становить 4,6 м, що відповідає межах інтенсивного руйнування у приповерхневій частині масиву та підтверджує ефективність прийнятої схеми короткосповільненого підривання.

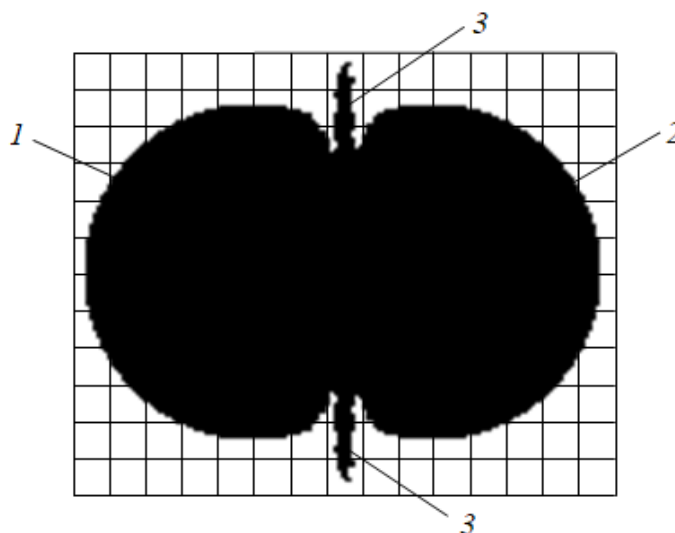


Рис. 3.2. Отримана зона подрібнення скельного масиву: 1, 2 – зони подрібнення від вибухів першого та другого свердловинних зарядів; 3 – зона подрібнення, що виникла при взаємодії вибухів одночасно підриваємих зарядів

Аналіз представлених даних (рис. 3.2) свідчить, що при сумісній дії зарядів формується виражена орієнтована діаграма концентрації напружень [9, 10]. Саме в напрямку цієї діаграми відбувається додаткове руйнування та подрібнення скельного масиву.

На рис. 3.3 наведено поле розподілу напружень стискання для випадку попереднього підривання. Початковий етап вибухової взаємодії характеризується формуванням локальних областей підвищених напружень, що концентруються поблизу кожного окремого циліндричного заряду. Далі ці області взаємодіють, внаслідок чого утворюється спільне енергетичне поле. На наступній стадії спостерігається концентрація напружень у напрямку, перпендикулярному до лінії розташування свердловинних зарядів [4], що підтверджує закономірність руйнування масиву по заданій площині ослаблення.

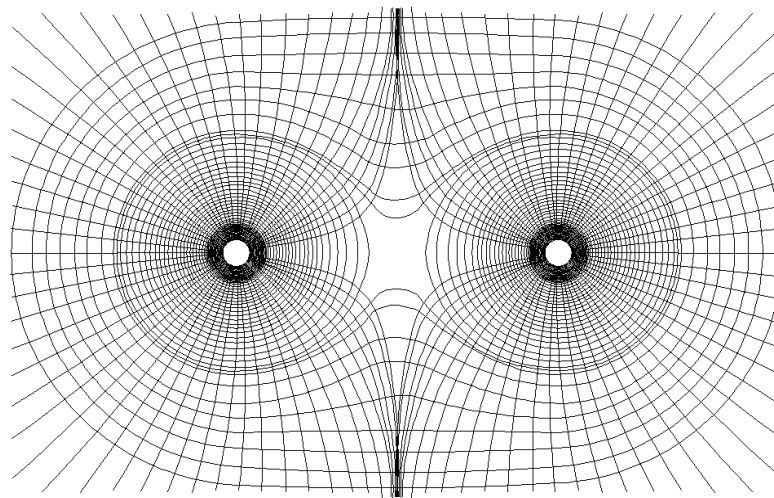


Рис. 3.3. Поле напружень на стискання одночасно підриваємих свердловинних зарядів ВР

Отже, результати проведеного математичного моделювання дають змогу прогнозувати дію вибуху суміжних свердловинних зарядів, що ініціюються одночасно. Отримані дані дозволяють визначити особливості формування зон

концентрації напружень та напрямки розвитку руйнування гірського масиву. Це створює можливість враховувати закономірності взаємодії хвиль напружень при проектуванні параметрів короткосповільненого підривання та підвищувати його ефективність.

3.3. Встановлення ефективності мікросповільненого інтервалу підривання між двома свердловинними зарядами

При короткосповільненому підриванні суміжних свердловин також спостерігається взаємодія вибухових хвиль, що генеруються кожним окремим зарядом вибухової речовини. Для оцінки ефективності мікросповільненого підривання двох сусідніх циліндричних зарядів використано математичну модель руйнування скельного масиву вибухом двох зарядових колон [4, 9]. Як і в попередньому випадку, розраховані напруження порівнюються з критичними напруженнями руйнування породи на стискання, розтягування та зсув. Якщо отримані значення перевищують межу міцності, відповідний об'єм гірської породи вважається подрібненим.

Розрахунок мікросповільненого підривання виконано за методикою, наведеною в [4, 10], при незмінних конструктивних параметрах свердловинних зарядів та умовах їх ініціювання. Аналіз отриманих результатів показує, що при введенні сповільнення між вибухами суміжних свердловин зона подрібнення, сформована внаслідок взаємодії хвиль напружень, зміщується у напрямку другого заряду. Розподіл напружень, що виникають при підриванні циліндричних зарядів зі сповільненням 0,4 мс, свідчить про концентрацію напружено-деформованого стану в зоні гірського масиву, прилеглій до другого заряду (рис. 3.4).

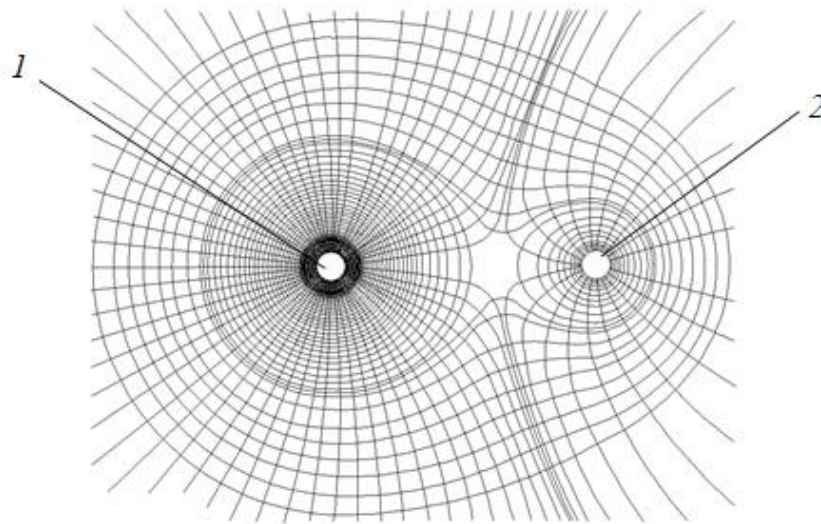


Рис. 3.4. Розподіл напружень на стискання при вибуху двох циліндричних зарядів при мікросповільненому інтервалі підривання

Результати розрахунку об'єму подрібнення гірських порід для різних значень часу сповільнення між вибухами свердловинних зарядів наведено у таблиці 3.1. Аналіз отриманих даних показує, що в інтервалі часу сповільнення від 0,7 до 1,0 мс спостерігається спочатку зменшення об'єму подрібнення, після чого при 0,9 мс фіксується збільшення, а далі – знову зменшення до значення 1390,1 м³.

Таблиця 3.1

Значення об'єму подрібнення магнетитового кварциту

τ , мс	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7
V , м ³	1405,6	1404,9	1405,9	1404,8	1402,9	1400,8	1401,5	1399,4
τ , мс	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
V , м ³	1397,5	1406,9	1390,1	1405,0	1399,2	1398,2	1396,0	1396,2

Починаючи з 1,1 мс, обсяг подрібненої гірської маси практично стабілізується і помітних змін не відбувається. Це свідчить про те, що вплив мікросповільнення на інтенсивність взаємодії хвиль напружень стає незначним, а ефект суперпозиції вибухових навантажень суттєво послаблюється.

Таким чином, при малих значеннях інтервалів сповільнення ефективність короткосповільненого підривання визначається характером взаємодії вибухових хвиль від окремих зарядів. Для встановлення оптимального інтервалу сповільнення, за якого забезпечується максимальний об'єм подрібнення гірської породи, було виконано додаткові розрахунки для менших значень часу сповільнення — від 0 до 0,01 мс. Розрахунки проведено для трьох варіантів взаємного розташування зарядів: при відстанях між ними 4,5 м, 5,0 м та 5,5 м. Отримані результати наведено на рис. 3.5 [10, 11].

Аналіз отриманих графічних залежностей показує, що характер зміни об'єму подрібнення в залежності від інтервалу сповільнення є подібним для всіх розглянутих відстаней між зарядами. Це свідчить про сталість механізму взаємодії вибухових хвиль у скельному масиві за умов мікросповільнення.

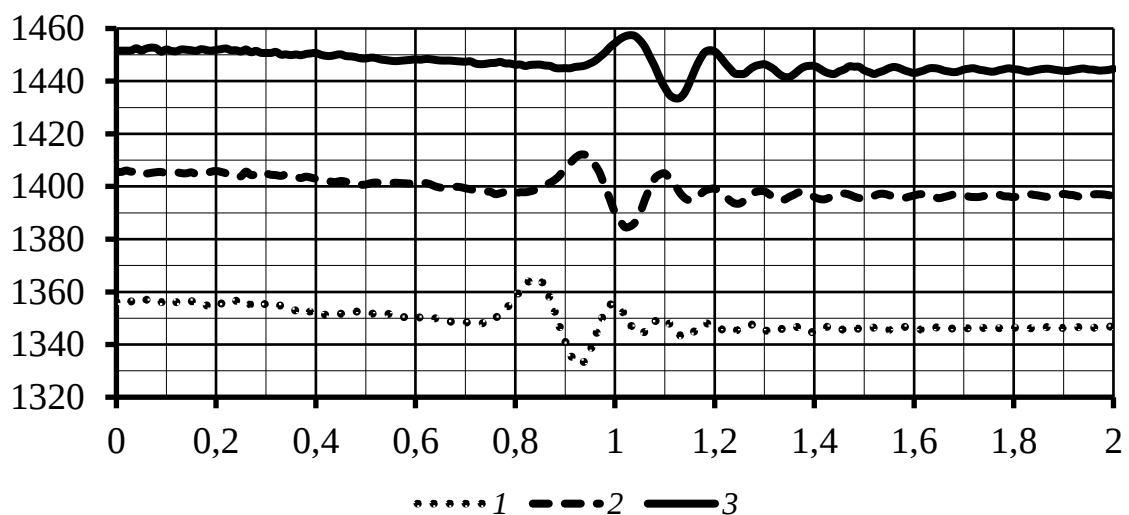


Рис. 3.5. Зміна об'єму руйнування порід від інтервалу сповільнення при відстанях між зарядами: 1 — 4,5 м; 2 — 5,0 м; 3 — 5,5 м

Детальний аналіз вихідних даних та отриманих результатів розрахунків дав можливість встановити, що оптимальний інтервал сповільнення між підриванням свердловинних зарядів вибухових речовин, за якого забезпечується максимальний обсяг подрібнення порід, визначається за співвідношенням

$$\tau = \frac{a}{c_l}, \quad (3.9)$$

де a – відстань між зарядами в ряду підривання, м; c_l – швидкість поздовжніх хвиль у породі, м/с.

Використовуючи графічні залежності та формулу (3.9), визначено найефективніші значення сповільнень. При відстані між зарядами $a = 4,5$ м оптимальний інтервал становить $\tau = 849$ мкс. Для відстаней $a = 5,0$ м отримано $\tau = 943$ мкс, а для $a = 5,5$ м – $\tau = 1038$ мкс.

Наведені результати наукових досліджень підтверджують, що, залежно від фізико-механічних властивостей гірського масиву та параметрів буропідривних робіт, обсяг подрібнення при мікросповільненому підриванні може бути на до 7 % більшим, ніж при одночасному підриванні зарядів. Ефективний діапазон значень інтервалів сповільнення для скельних масивів України за існуючих технологічних параметрів становить 800-1400 мкс

3.4. Встановлення ефективності КСП для мережі свердловинних зарядів

У своїх дослідженнях багато вчених відзначають, що короткосповільнене підривання є ефективнішим порівняно з одночасним, оскільки дозволяє повніше використати енергію вибухового руйнування [3, 4, 10-14]. Досягнення цього ефекту можливе завдяки оптимальному вибору інтервалів сповільнення

та раціональній схемі комутації підривної мережі. Керуючи цими параметрами, можна змінювати характер дії вибуху і, відповідно, отримувати необхідний ступінь подрібнення гірської маси [4].

Важливими показниками, що визначають період формування та розвитку тріщин уздовж лінії найменшого опору, є власне величина найменшого опору та пружні характеристики скельного масиву [4]. До основних пружних характеристик гірських порід належить акустична жорсткість, яка визначається добутком швидкості розповсюдження повздовжньої пружної хвилі в породі на її щільність.

Провівши комплексні теоретичні та експериментальні дослідження, проф. Петров Н. Г. запропонував формулу для визначення оптимального часу сповільнення між вибухами груп свердловинних зарядів на кар'єрах:

$$\tau_{\text{опт}} = k_c \left(\frac{31,5W}{\sqrt[4]{c\rho}} - 6\sqrt[4]{c\rho} + 9,6 \right), \quad (3.10)$$

де k_c – коефіцієнт, що характеризує схему комутації підривної мережі; W – значення лінії найменшого опору, м; c – швидкість розповсюдження повздовжніх напружених хвиль у породі, км/с; ρ – щільність скельного гірського масиву, т/м³.

Значення коефіцієнта k_c залежать від кількості оголених поверхонь першого та другого свердловинних зарядів (рядів), що беруть участь у підриванні. Вони поділяються на чотири класи:

- I клас – три оголені поверхні ($k_c = 3,3$);
- II клас – чотири оголені поверхні ($k_c = 1,0$);
- III клас – п'ять оголених поверхонь ($k_c = 0,7$);
- IV клас – шість оголених поверхонь ($k_c = 0,5$).

Аналіз формули (3.10) показує, що її друга та третя складові під час практичних розрахунків мають незначний вплив. Зокрема, за можливих значень

акустичного імпедансу вони сумарно не перевищують 2 мс, що становить менш ніж 5 % від величини першої складової.

У зв'язку з цим формулу (3.10) доцільно подати у спрощеному та більш наочному вигляді.

Згідно [4] лінія найменшого опору розраховується

$$W = \sqrt{\frac{k \cdot p}{q \cdot m}}, \quad (3.11)$$

де k – коефіцієнт, що характеризує частину зарядженого вибухівкою уступу:

$$k = \frac{l_3}{H}, \quad (3.12)$$

де H – висота уступу, м; l_3 – довжина свердловинного заряду, м; p – місткість 1 п.м. свердловини, кг/м:

$$p = \frac{\pi \cdot d_{\text{св}}^2}{4} \Delta, \quad (3.13)$$

де $d_{\text{св}}$ – діаметр свердловинного заряду, м; q – питома витрата вибухової речовини, кг/м³; Δ – щільність заряджання ВР, кг/м³; m – коефіцієнт зближення зарядів [3].

З урахуванням вищезазначеного, формула для визначення лінії найменшого опору матиме вигляд:

$$W = \sqrt{\frac{\pi \cdot l_3 \cdot d_{\text{св}}^2 \cdot \Delta}{4 \cdot H \cdot q \cdot m}}, \quad (3.14)$$

Коефіцієнт зближення свердловинних зарядів ВР визначається через лінію найменшого опору W :

$$m = \frac{a}{W}, \quad (3.15)$$

де a – відстань між свердловинними зарядами, м.

У цьому разі формула (3.14) остаточно прийме вигляд:

$$W = \frac{\pi \cdot d_{\text{св}}^2 \cdot l_3 \cdot \Delta}{4 \cdot H \cdot q \cdot a}, \quad (3.16)$$

Таким чином, на підставі наведених вище перетворень оптимальний час сповільнення між підриванням секцій зарядів у вибуховій мережі буде визначатися наступним чином:

$$\tau_{\text{опт}} = k_c \frac{8\pi \cdot d_{\text{св}}^2 \cdot l_3 \cdot \Delta}{H \cdot q \cdot a \cdot \sqrt[4]{c \cdot \rho}}, \quad (3.17)$$

Як видно з формули (3.17), вона узагальнює ключові проектні параметри буропідривних робіт на кар'єрі та враховує пружні характеристики скельного гірського масиву [4].

На рис. 3.6 наведено графічні залежності раціонального інтервалу сповільнення між підриванням груп свердловинних зарядів від значення акустичного імпедансу порід, отримані за формулою (3.17).

У розрахунках використано такі основні параметри буропідривних робіт:

- діаметр свердловинного заряду – 200 мм;
- довжина свердловинного заряду – 10 м;
- висота уступу, що підривається – 13 м;
- відстань між зарядженими свердловинами – 5 м.

Розрахунки проведено для трьох типів ВР, що застосовуються на кар'єрах: анемікс-70, грамоніт 79/21, полімікс ГР-1/8. Для прийнятої порядної схеми підривання прийнято значення коефіцієнта $k_c = 0,5$.

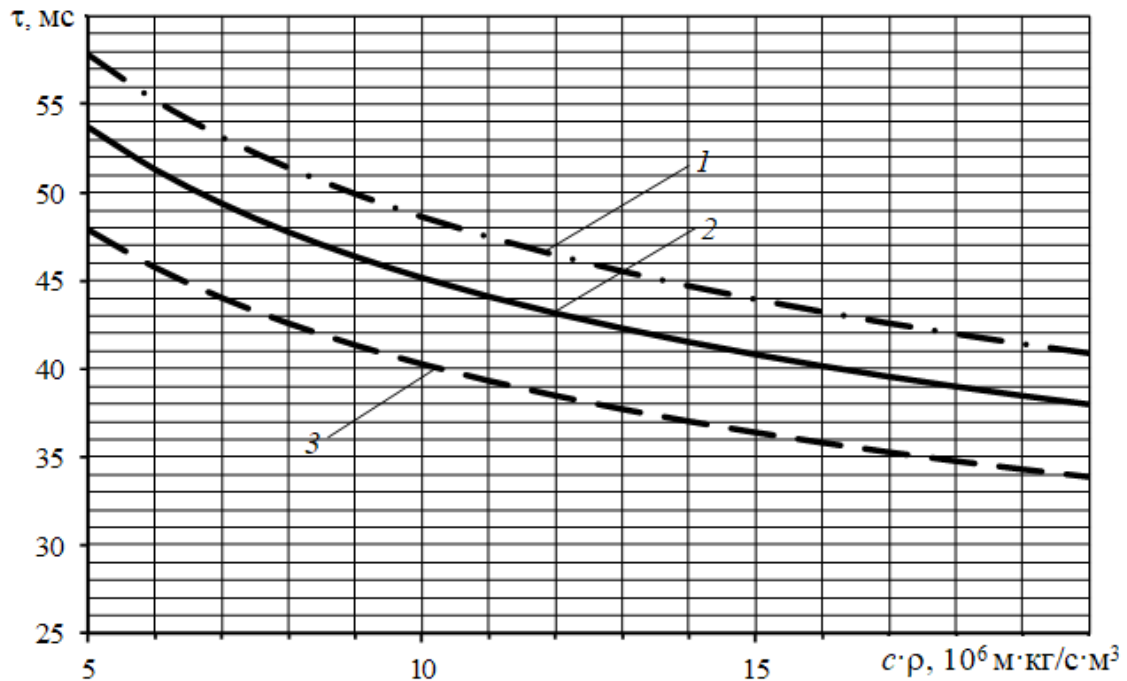


Рис. 3.6. Графічні залежності інтервалу сповільнення між підриванням груп зарядів у свердловинах від акустичного імпедансу гірських порід: 1 – анемікс 70; 2 – грамоніт 79/21; 3 – полімікс ГР-1/8

Числові значення акустичного імпедансу для основних скельних порід України наведено в таблиці 3.2.

На основі отриманих даних можна зробити висновок, що за наведених параметрів вибуху та при значеннях акустичного імпедансу в діапазоні $5 \cdot 10^6$ – $20 \cdot 10^6 \text{ м} \cdot \text{кг} / \text{с} \cdot \text{м}^3$, характерних для гірських масивів кар'єрів України, раціональний інтервал сповільнення становить 34–48 мс.

Слід зазначити, що при зміні параметрів БПР, а також фізико-механічних характеристик гірського масиву, оптимальний час сповільнення між підриванням груп свердловинних зарядів ВР також змінюється. Це підтверджує

необхідність індивідуального підходу до вибору параметрів КСП для кожного родовища та конкретних гірничо-геологічних умов.

Таблиця 3.2

Акустичний імпеданс скельних гірських порід

№ п/ п	Скельна гірська порода	Щільність ρ , кг/м ³	Швидкість поздовжніх хвиль c_l , м/с	Акустичний імпеданс, м·кг/с·м ³
1	Сланець кварц-слюдистий	2870	5160	$14,81 \cdot 10^6$
2	Кварц магнетитовий	3470	5410	$18,77 \cdot 10^6$
3	Кварц кумінгтоніто-магнетитовий	3310	5470	$18,11 \cdot 10^6$
4	Сланець кварц-біотитовий	3140	4750	$14,92 \cdot 10^6$
5	Кварцит безрудний	2840	5070	$14,40 \cdot 10^6$
6	Плагіограніт, мігматит	2750	5470	$15,04 \cdot 10^6$
7	Амфіболіти	2900	5725	$16,60 \cdot 10^6$
8	Сланець вивітрилий	2890	4760	$13,76 \cdot 10^6$
9	Кварцит залізистий вивітрилий	3350	3610	$12,09 \cdot 10^6$
10	Гранітоїди	2690	4170	$11,22 \cdot 10^6$

3.5. Висновки по розділу 3

1. За результатами проведених досліджень встановлено, що об'єм руйнування скельних порід при мікросповільненому підриванні поруч розташованих свердловинних зарядів ВР більший на 7 %, ніж при одночасному їх підриванні.

2. Ефективний інтервал сповільнень залежить від властивостей гірських порід і параметрів БПР та змінюється в межах 800-1400 мкс для скельних масивів.

3. Визначено, що оптимальний час короткосповільненого підривання між групами свердловинних зарядів ВР змінюється від 34 до 48 мс для чисельних значень акустичного імпедансу порід від $5 \cdot 10^6$ до $20 \cdot 10^6$ м·кг/с·м³ і зазначених параметрах БПР

4. При зміні умов підривання (параметрів буропідричних робіт, властивостей гірського масиву тощо) найбільш ефективний інтервал сповільнення між підриванням груп свердловинних зарядів вибухових речовин також змінюється.

РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ З ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИБУХОВИХ ПОБІТ НА КАР'ЄРІ

4.1. Експериментальні досліди щодо встановлення інтервалів КСП свердловинних зарядів

У межах кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» проведено експериментальні роботи з визначення раціональних інтервалів короткосповільненого підривання свердловинних зарядів вибухових речовин. Метою досліджень було встановити оптимальний час затримки між вибухами зарядів у групі, який забезпечує найкраще подрібнення гірської маси [15].

Для цього на дослідному майданчику було пробурено 11 свердловин відповідно до схеми, зображеної на рис. 4.1. Відстань між зарядами в одному ряду становила 8 м, а між рядами – 5 м. Глибина свердловин дорівнювала 3 м, діаметр свердловинного заряду складав 200 мм, а маса вибухової речовини у кожній свердловині становила 45 кг.

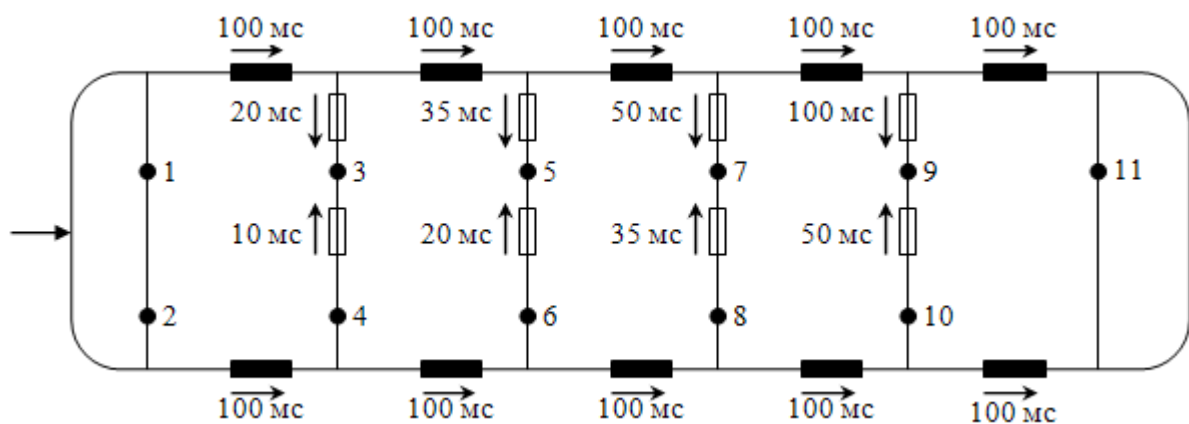


Рис. 4.1. Схема мережі вибухових свердловин на блоці

Підривання свердловин проводилося з різними величинами сповільнення: 0, 10, 20, 35 та 50 мс. У першій серії експериментів заряди підривалися одночасно, з нульовою затримкою. Схема комутації вибухової мережі наведена

на рисунку 4.1. Узагальнені дані, отримані за результатами експериментальних вибухів, подані в таблиці 4.1.

Аналіз отриманих результатів (табл. 4.1) показує, що зона руйнування, сформована вибухом одиночного свердловинного заряду (свердловина №11), є значно більшою, ніж зона подрібнення, яка виникає при одночасному або короткосповільненому ініціюванні групи зарядів.

Порівняння підривання без сповільнення та з різними інтервалами КСП продемонструвало, що при одночасному вибуху об'єм подрібненої породи в середньому на 9,5 % більший, ніж при застосуванні короткосповільненого підривання в досліджуваному діапазоні інтервалів [15, 16].

Таблиця 4.1

Параметри воронки вибухового руйнування порід

Номер свердловини	Діаметр зони руйнування на поверхні, м	Глибина воронки дроблення, м	Об'єм воронки, м ³	Діаметр середнього куска породи, мм	Інтервал сповільнення, мс
1	6,1	1,6	30,69	106	0
2	6,2	1,5			
3	6,0	1,5			
4	6,0	1,45	27,81	113	10
5	5,9	1,5			
6	6,0	1,5			
7	6,0	1,45	27,81	124	20
8	6,0	1,5			
9	6,1	1,4			
10	6,0	1,50	27,78	139	35
11	6,8	1,8			
			20,58	143	50

Також встановлено, що зміна інтервалів сповільнення в межах 10-50 мс практично не впливає на обсяг зони руйнування: отримані значення мають близькі величини, що свідчить про відсутність суттєвого ефекту від таких затримок для даних геолого-технологічних умов [16].

Аналіз даних таблиці 4.1 показує, що середній розмір шматків гірничої маси після підривання при одночасному ініціюванні свердловинних зарядів є меншим, ніж при короткоступовлененому підриванні. Так, для одночасного вибуху середній фракційний розмір становить 106 мм. При сповільненні 10 мс він збільшується до 113 мм, за інтервалу сповільнення 20 мс – до 124 мм, при сповільненні 35 мс – до 139 мм, а за сповільнення 50 мс середній розмір шматка сягає 143 мм.

Використовуючи числові значення таблиці 4.1, побудовано графік залежності середнього діаметра фрагментів гірської маси $d_{\text{сер}}$ від інтервалу короткоступовлененого підривання τ (рис. 4.2).

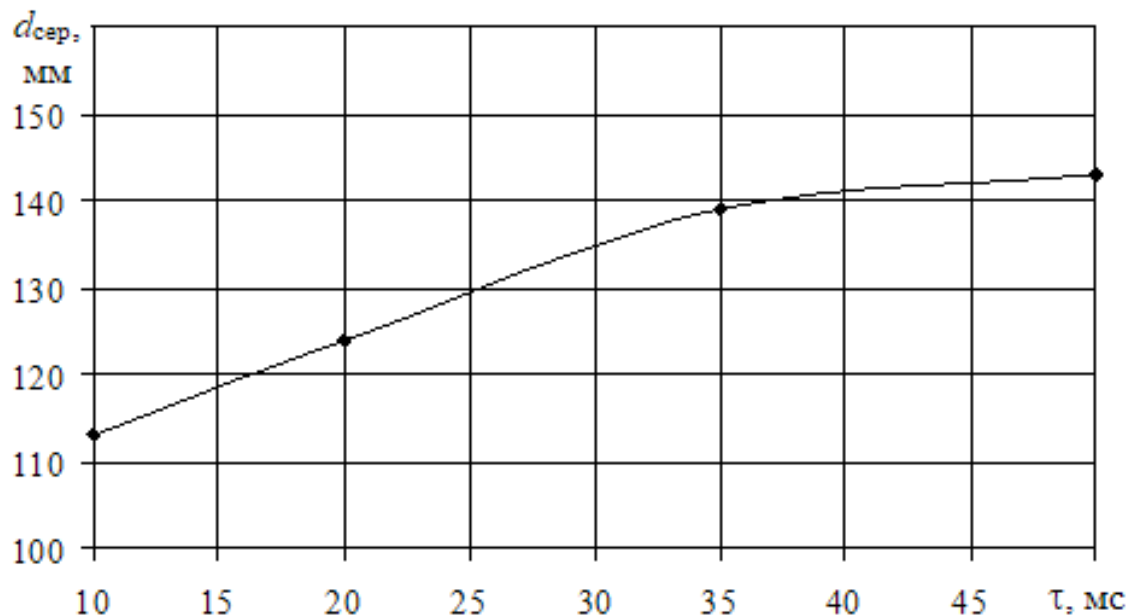


Рис. 4.2. Графік залежності середнього розміру куски гірничої маси $d_{\text{сер}}$ від інтервалу короткоступовлененого підривання τ

Отриману криву можливо апроксимувати поліномом другого порядку.

$$d_{\text{сер}} = 96,3 + 1,8\tau - 0,017\tau^2, \quad (4.1)$$

Зменшення середнього розміру кусків гірничої маси під час одночасного ініціювання зарядів пояснюється тим, що енергетичні хвилі від вибухів кожного заряду накладаються одна на одну максимально повно. Частина енергії вибуху відбивається від зустрічних хвиль і додатково витрачається на дроблення породи в межах зон інтенсивного руйнування, що й призводить до дрібнішого гранулометричного складу.

Окрім цього, було проведено серію експериментів з визначення оптимальних значень мікросекундних інтервалів сповільнення між підриванням суміжних свердловинних зарядів. У цих дослідках запізнення створювали шляхом застосування детонуючого шнура різної довжини. Діапазон досліджуваних інтервалів мікросповільнення становив 800-1400 мкс із кроком 150 мкс.

Умови вибухових робіт на дослідній ділянці були аналогічними попереднім: пробурено 12 свердловин, розміщених у два ряди на відстані 5 м один від одного, а інтервал між свердловинами в ряду складав 8 м. Схему підривної мережі наведено на рис. 4.3. Свердловини №1 та №2 підривали одночасно, а кожна наступна свердловина ініціювалась із затримкою 800, 950, 1100, 1250 та 1400 мкс відповідно [4, 15].

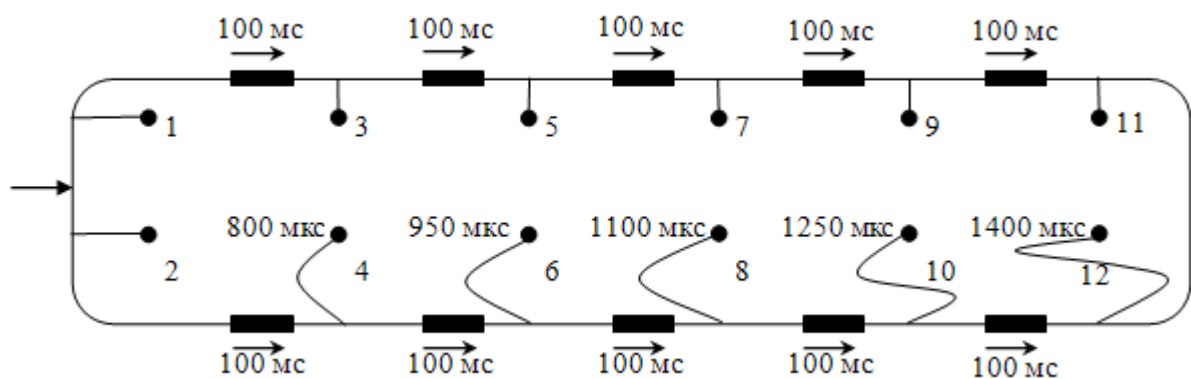


Рис. 4.3. Схема вибухової мережі свердловин при мікросекундному підриванні

У таблиці 4.2 подано результати дослідів, виконаних для оцінки ефекту мікросекундного сповільнення [4, 16].

Таблиця 4.2

Показники вибухового дроблення при мікросекундному сповільненому підриванні

Номер свердловини	Діаметр зони, м, руйнування на поверхні	Глибина воронки дроблення, м	Об'єм воронки, м ³	Діаметр середнього куска породи, мм	Інтервал сповільнення, мс
1	6,1	1,55	31,17	107	0
2	6,1	1,65			
3	6,0	1,55	28,28	110	800
4	5,9	1,50			
5	6,2	1,65	33,75	109	950
6	6,3	1,65			
7	6,15	1,5	29,95	112	1100
8	6,1	1,55			
9	6,1	1,40	27,78	112	1250
10	6,0	1,50			
11	6,0	1,45	27,57	113	1400
12	5,95	1,5			

Отримані дані свідчать, що за інтервалу сповільнення 950 мкс зона дроблення має найбільший об'єм порівняно як із одночасним підриванням, так і з іншими випробуваними інтервалами. Крім того, середній лінійний розмір кусків зруйнованої породи при цьому сповільненні є мінімальним серед усіх варіантів, включно зі схемою одночасного ініціювання зарядів.

На рисунку 4.4 показано, як змінюється об'єм воронки дроблення залежно від інтервалу мікросекундного сповільнення між сусідніми свердловинними зарядами.

Експериментальні результати засвідчили, що при сповільненні 950 мкс об'єм дроблення перевищує показник одночасного підривання приблизно на 8 %. Подальше збільшення інтервалу сповільнення приводить до зменшення об'єму руйнування, а для значень 1250 і 1400 мкс обсяги дроблення практично не відрізняються.

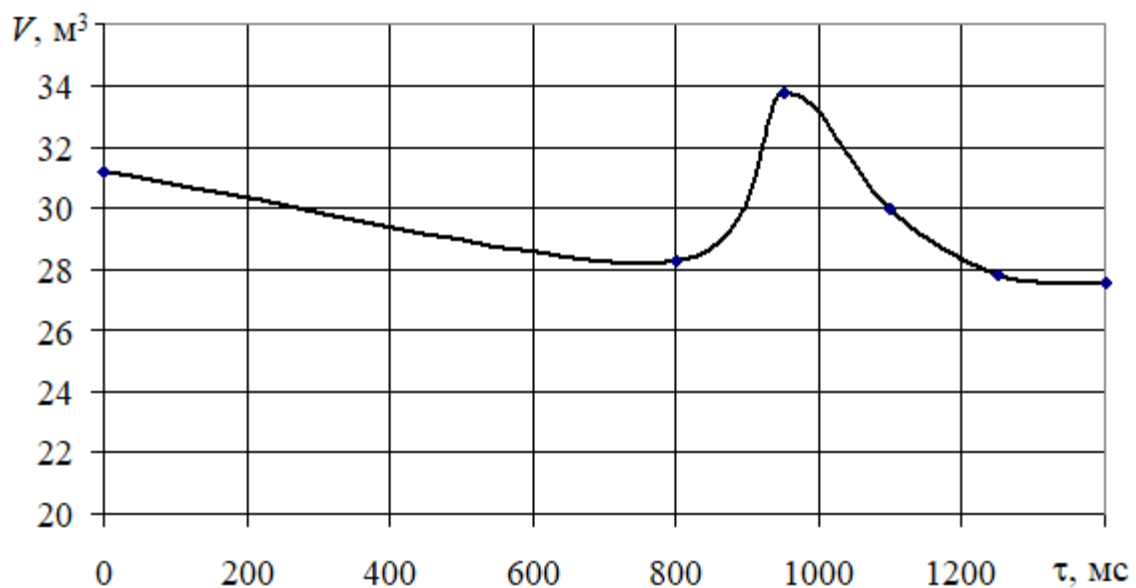


Рис. 4.4. Залежність між об'ємом дроблення V і часу сповільнення при підривання поруч розташованих свердловинних зарядів τ

Наведені результати експериментальних випробувань підтверджують висновки теоретичних досліджень щодо характеру взаємодії вибухових хвиль

при підриванні поруч розташованих свердловинних зарядів. Встановлено, що найефективніші інтервали сповільнення між зарядами в секції вибухової мережі доцільно визначати за співвідношенням (3.9), а за прийнятих технологічних параметрів буропідривних робіт у кар'єрах їх значення перебуває в межах 800–1400 мкс.

Отримані в роботі науково-технічні результати демонструють, що застосування мікросекундних інтервалів уповільнення дає змогу помітно збільшити обсяг руйнування скельних порід. Це свідчить про необхідність використання таких інтервалів при підриванні груп близько розташованих свердловинних зарядів вибухових речовин [3].

Під час проведення масових вибухів підготовка гірської маси до виїмки здійснюється у декілька етапів шляхом підривання великої кількості окремих груп свердловин. Для цих умов раціональний інтервал між підриванням сусідніх груп зарядів рекомендується визначати за формулою (3.17). Значення такого сповільнення суттєво перевищує інтервал, що застосовується всередині однієї групи зарядів, і для кар'єрів України становить приблизно 25–48 мс. Використання саме таких значень забезпечує приріст загального ступеня руйнування масиву та дозволяє ефективніше керувати розвалом вибуху.

З урахуванням отриманих результатів сформовано рекомендації щодо удосконалення схем короткосповільненого підривання. Для неелектричних систем ініціювання (НЕСІ) доцільно застосовувати схему, наведену на рис. 4.5. Свердловини промислового блоку рекомендується розташовувати у шаховому порядку, а монтаж з'єднань виконувати по короткій діагоналі під кутом 150° до напрямку відділення масиву. Така конфігурація забезпечує оптимальну взаємодію хвиль напружень під час одночасного підривання зарядів у ряду [4].

Відповідно до теоретичних передумов, відстань між зарядами в ряду та між рядами було збільшено з 5,0 м (передбачених типовим проєктом буропідривних робіт) до 5,5 м, що дозволило досягти підвищення обсягу подрібнення скельного масиву приблизно на 21 %.

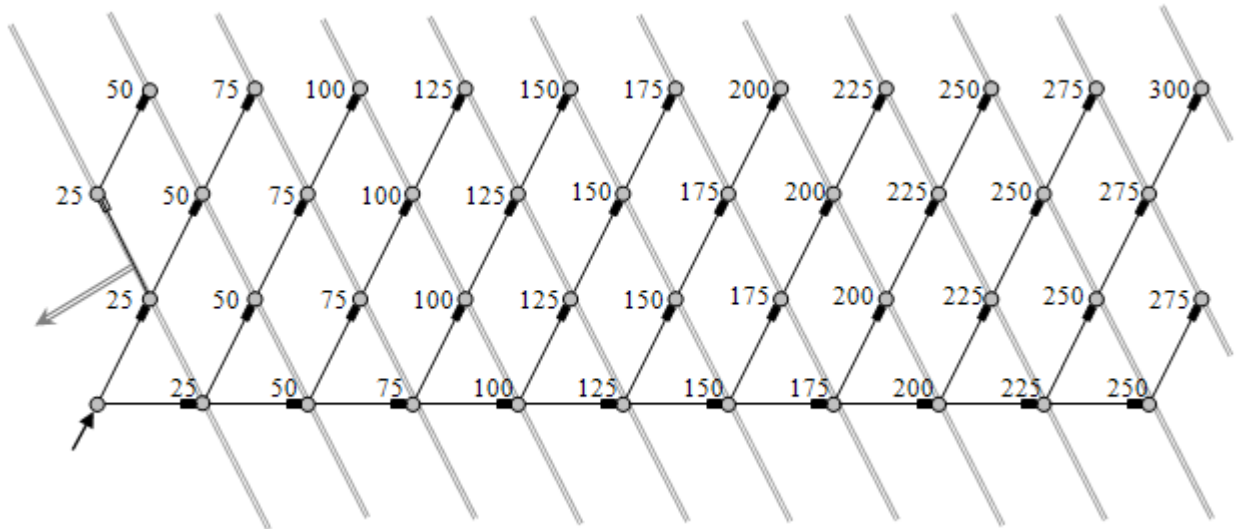


Рис. 4.5. Схема комутації підривної мережі

Результати подрібнення гірничої маси за вищезазначеною схемою комутації наведено на рис. 4.6. Як видно, зруйнована гірнича маса має високу якість підготовки, лінія відриву – чітка, а переміщення подрібненої породи виконано на потрібну відстань.



Рис. 4.6. Загальний вигляд експериментального блоку №-30-791^а після підривання свердловинних зарядів

В геоінформаційній системі (ГІС) «K-MINE», яка застосовується при проектуванні масових вибухів на кар'єрі Полтавського ГЗК, виконано моделювання поширення вибухових хвиль за схемою підривання, що

представлена на рис. 4.5 [3]. Результат формування напруженого стану та напрямку відбиття масиву показано на рис. 4.7.

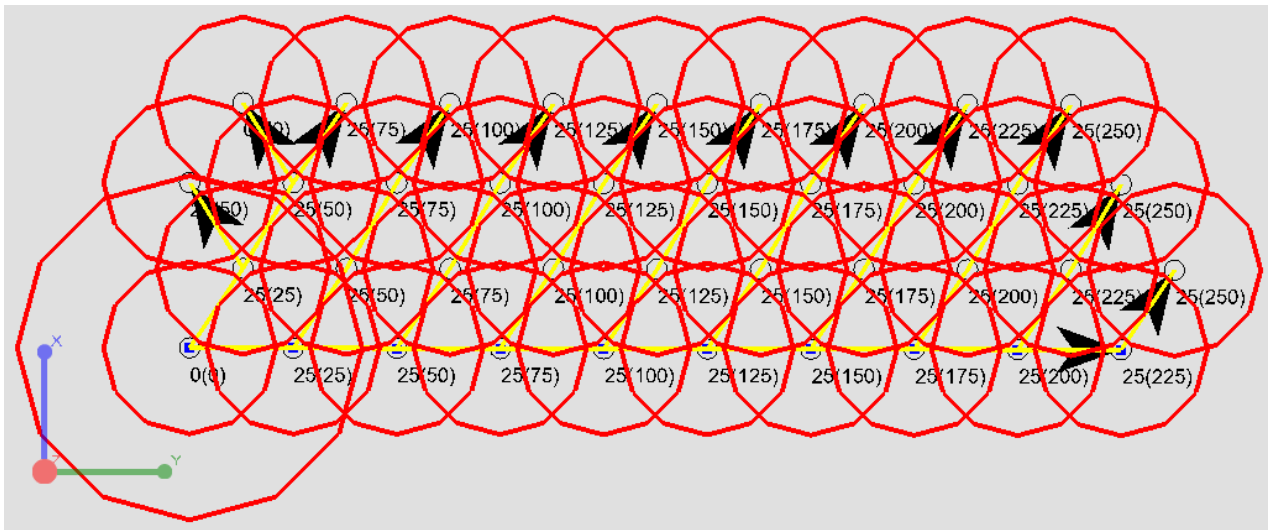


Рис. 4.7 Поширення хвиль напружень в гірському масиві при зазначеній комутації підривної мережі

Незначні часові затримки між зарядами всередині груп та подальші труднощі під час монтажу таких схем КСП спонукають до пошуку ефективніших способів формування вибухових послідовностей з урахуванням взаємодії хвиль напруження. Тому в подальшому пропонується застосовувати електронні системи підривання, які дозволяють задавати індивідуальний час ініціювання для кожного окремого заряду.

На рисунку 4.8 представлено приклад монтажу електронної схеми КСП. Відстань між рядами свердловинних зарядів, а також між зарядами у межах одного ряду становить 5,5 м [3].

Інтервал затримки між групами ініціювання у цьому випадку дорівнює 25 мс. Усередині групи час спрацювання кожного наступного свердловинного заряду збільшується на 1,2 мс. Значення цього інтервалу отримано за формулою (3.9) для умов вибухового руйнування масиву гірських порід, складених магнетитовими кварцитами.

Крім того, у геоінформаційній системі «K-MINE» було виконано моделювання поширення хвиль напружень при вибуху виробничого блоку при комбінованій схемі КСП зі сповільненням 1,2 мс у межах групи та застосуванням електронної системи ініціювання, показаної на рис. 4.8. На рис. 4.9 наведено результат моделювання [3].

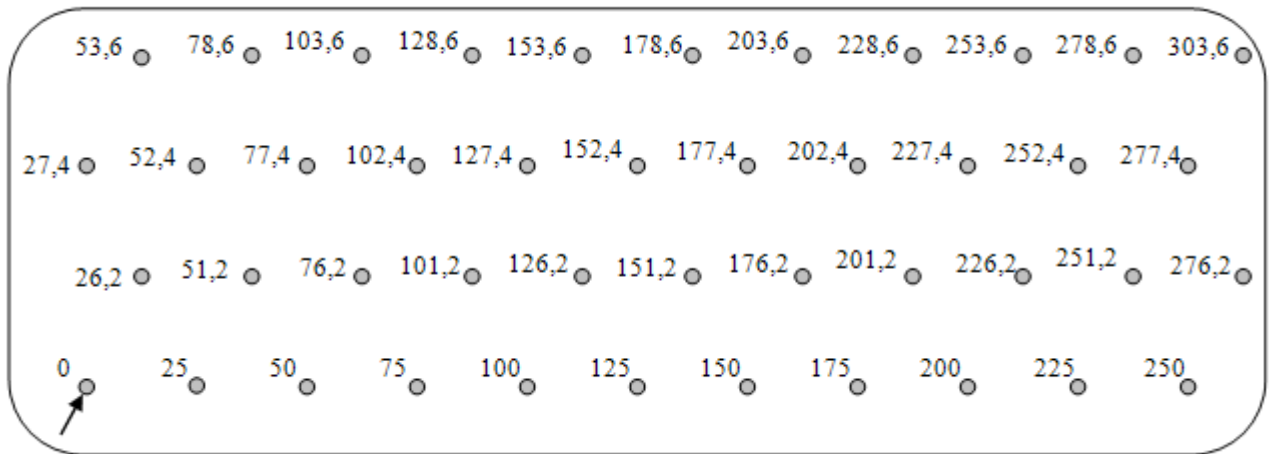


Рис. 4.8. Схема підривання експериментального промислового блоку при застосуванні електронної системи ініціювання

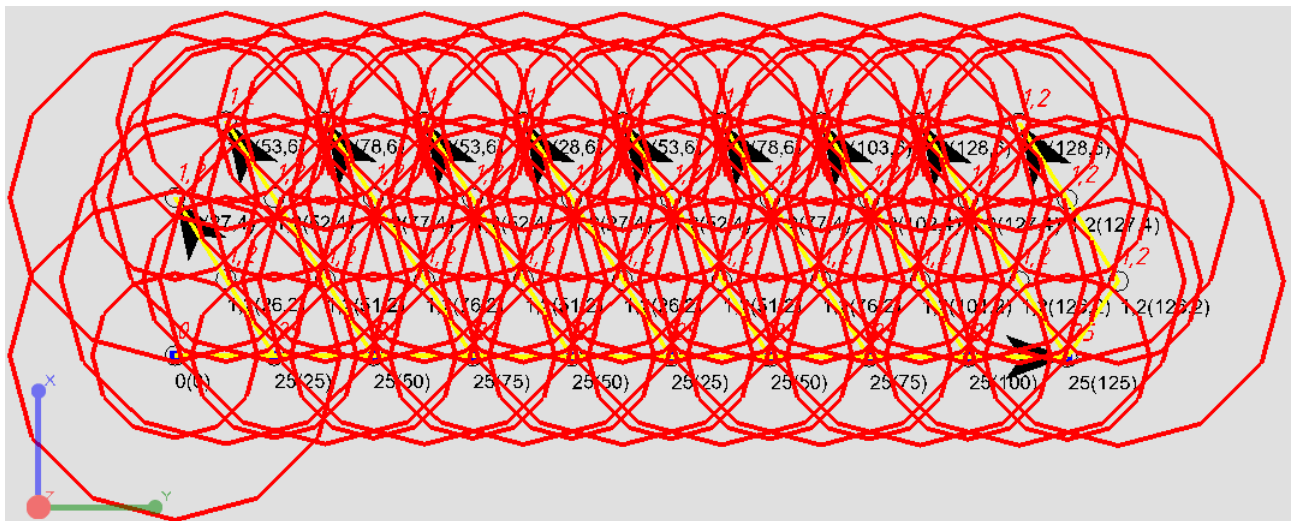


Рис. 4.9. Моделювання дії вибуху на експериментальному блоці із застосуванням електронної системи ініціювання

4.2. Опис програмного забезпечення WipFrag для визначення гранулометричного складу гірничої маси

WipWare – це програмний комплекс, який спеціалізується на оптичному аналізі сипучих матеріалів. Застосовувані технології дозволяють оцінювати розмір, форму, колір та об'єм частинок, використовуючи фото- та відеоаналіз.

В основу роботи системи закладена ідея:

- замінити повільний ручний аналіз на автоматичну і точну комп'ютерну обробку зображень;
- проводити аналіз у реальному часі, у полі, в лабораторії, на конвеєрах чи транспорті;
- підвищити якість дроблення та оптимізувати виробничі процеси.

Компанія WipFrag має три модулі з аналізу матеріалів:

1) WipFrag – програмне забезпечення, що призначене для аналізу фотографій матеріалу:

- визначення гранулометричного складу (PSD);
- вимірювання форм та площ частинок;
- виділення наднормових фрагментів;
- аналіз великих куп після вибухів або маленьких лабораторних зразків;
- робота з фото з камер, смартфонів і дронів.

2) Solo – автоматична система аналізу на конвеєрах, що встановлюється над стрічкою. Вона здійснює:

- безперервний аналіз фракцій 24/7;
- визначення форми та кольору частинок;
- аналіз висоти шару на конвеєрі;
- виявлення великих або небажаних фрагментів;
- контроль потоку матеріалу.

Система обладнується камерами, лазерами та спеціальним освітленням, щоб працювати в будь-яких умовах.

3) Reflex – система аналізу при транспортуванні. Вона встановлюється у зонах розвантаження або над самоскидами та дозволяє:

- аналізувати матеріал у кузові під час руху або розвантаження;
- визначати крупність та однорідність;
- знаходити наднормові фрагменти;
- створювати статистику по кожній машині.

Основу системи становлять алгоритми «комп'ютерного зору»:

1. Виявлення контурів (edge-detection) – програма знаходить межі між частинками. Це дозволяє «побачити» кожен шматок матеріалу окремо (рис. 4.10);

2. Сегментація частинок – зображення очищається від фону (рис. 4.11), а кожна частинка виділяється як окремий об'єкт.

За результатами аналізу об'єкта дослідження визначаються площа, форма та відносні розміри окремих сегментів зображення.

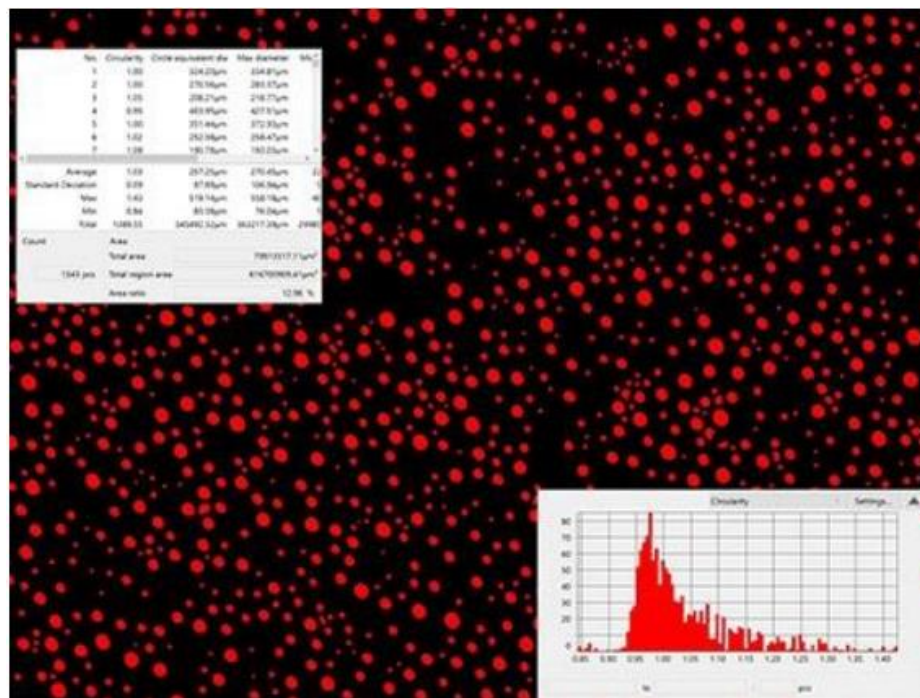


Рис. 4.10. Виявлення контурів об'єктів аналізу

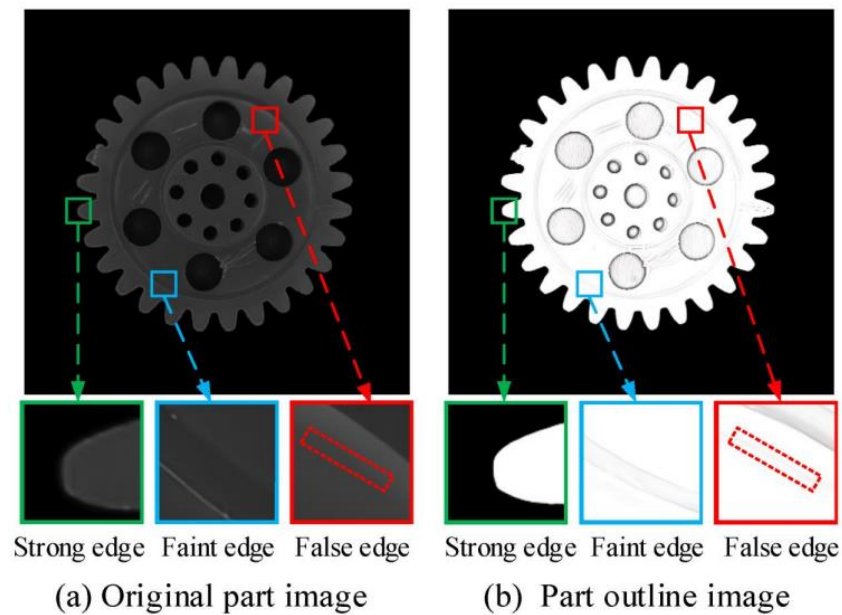


Рис. 4.11. Сегментація частинок в зображенні і очищення від фону

3. Розрахунок гранулометричного складу (PSD) – програма формує:

- діаграми розподілу частинок;
- параметри D10, D50, D80;
- відсоток великих та дрібних фракцій.

4. Аналіз кольору та текстури – система може відрізняти різні типи матеріалу або домішки за кольором.

5. Оцінка об'єму та потоку – реалізовано у конвеєрних системах шляхом встановлення лазерів для визначення висоти шару матеріалу; об'єму матеріалу на стрічці; швидкості потоку.

WipWare використовується:

– у гірничодобувній промисловості для:

- контролю дроблення;
- аналізу розвалів гірничої маси після вибухів;
- підбору параметрів дробарок;

– на переробних комплексах будівельних кар'єрів, а саме, здійснює:

- контроль якості щебеню та піску;
- автоматизований контроль конвеєрів;

– у вугільній і рудній галузях промисловості:

- контроль засміченості;
- поділ руди за крупністю.

До основних переваг WipWare належить:

- дуже швидкий аналіз без ручних вимірювань;
- висока точність та повторюваність;
- робота у реальному часі 24/7;
- підходить для різних типів матеріалів;
- зменшує витрати на дроблення та покращує якість продукції;
- створює зручні звіти, графіки та статистику.

До недоліків програмного комплексу слід віднести:

- потрібне хороше освітлення або спеціальне підсвічування;
- умови пилу чи диму можуть погіршувати точність;
- потрібна попередня калібровка масштабу;
- деякі функції доступні лише у розширених конфігураціях.

4.3. Порівняльний аналіз результатів руйнування гірських масивів для підтвердження ефективності сумісного режиму КСП свердловинних зарядів на блоках

Для підтвердження теоретичних і аналітичних досліджень, наведених в попередніх частинах дисертації, виконаємо порівняльний аналіз результатів підривання промислового блоку гірського масиву на кар'єрі ПрАТ «Полтавський ГЗК», підготовлено згідно існуючого типового проекту (відстані між свердловинами в ряду і між рядами 5,0×5,0 м), і експериментального блоку, підготовленого до виймання у відповідності до наданих наукових рекомендацій (сітка розміщення свердловинних зарядів становить 5,5×5,5 м).

На рис. 4.12 наведено зображення розвалу гірничої маси після масового вибуху на промисловому блоці.



Рис. 4.12. Розвал гірничої маси на промисловому блоці після вибуху

У програмному комплексі WipWare виконаємо фрагментацію шматків гірничої маси на поверхні блоку (рис. 4.13).



Рис. 4.13. Фрагментація шматків гірничої маси на поверхні промислового блоку у програмному комплексі WipWare

На рис. 4.14 приведено результати аналізу гранулометричного складу гірничої маси на розвалі промислового блоку після виконання масового вибуху.

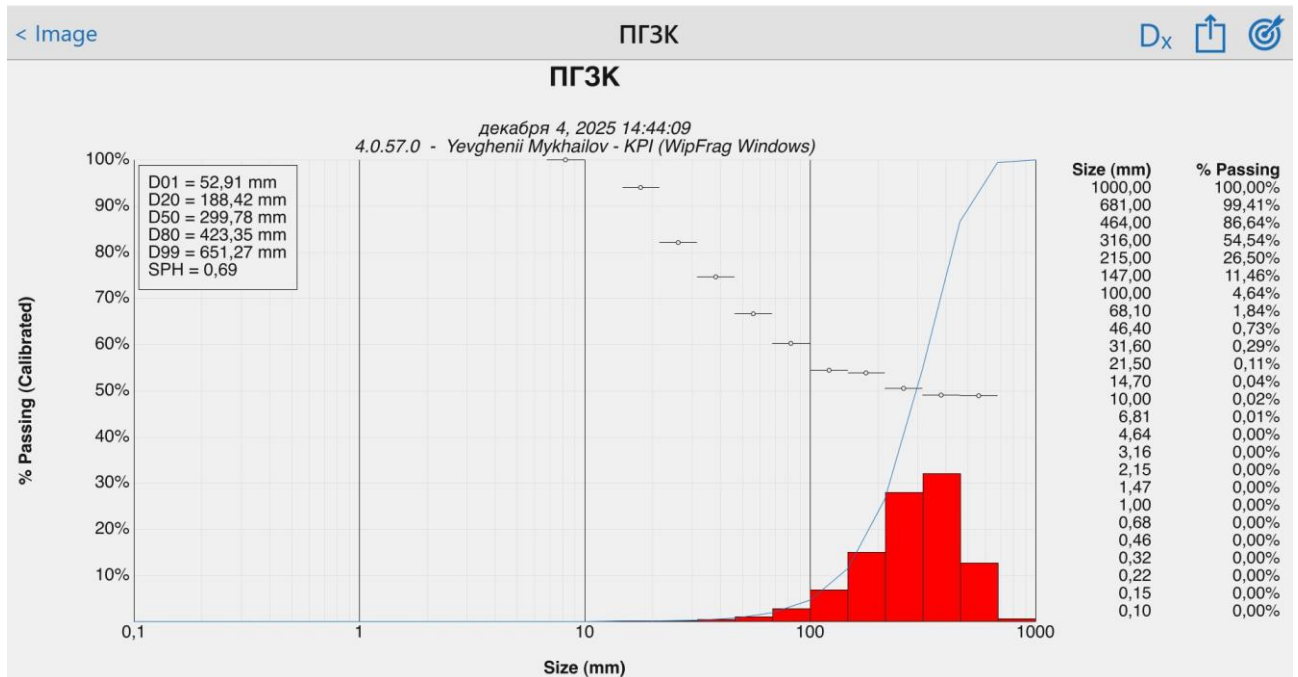


Рис. 4.14. Розподіл шматків гірничої маси на розвалі промислового блоку після вибуху за фракціями

Показники D01, D20, D50, D80 та D99 – це характерні гранулометричні параметри (розподіл розмірів фрагментів), які визначаються у WipFrag та аналогічних системах аналізу дроблення. Кожне зі значень Dxx означає розмір частинок, менший або рівний якому має певний відсоток матеріалу.

Для аналізу гранулометричного складу, наведеного на рис. 4.14 маємо:

- ✓ D01 = 52,91 мм – 1 % матеріалу має розмір 52,91 мм, це показник найдрібнішої частини вибірки;
- ✓ D20 = 188,42 мм – 20 % фрагментів мають розмір 188,42 мм і менше;
- ✓ D50 = 299,78 мм – медіанний розмір шматків породи, тобто 50 % матеріалу дрібніше 299,78 мм, а 50 % – крупніше;
- ✓ D80 = 423,35 мм – 80 % частинок мають розмір 423,35 мм і менше. Це одне з ключових значень для контролю якості вибухових робіт та дроблення;

✓ D99 = 651,27 мм – 99 % фрагментів мають розмір менше приблизно 1 метра, тобто значення характеризує «негабарит» розподілу – найбільші шматки.

Показник SPH (sphericity) на рисунку означає сферичність частинок. Якщо його значення становить 1,0, то це ідеальна сфера. В нашому випадку $SPH = 0,69$, тобто частинки помірно витягнуті або сплюснуті; по суті це показник лещадності.

На рис. 4.15 наведено фактичний графік гранулометричного розподілу гірничої маси на розвалі (синій колір) та усереднений (апроксимований) (червоний колір).

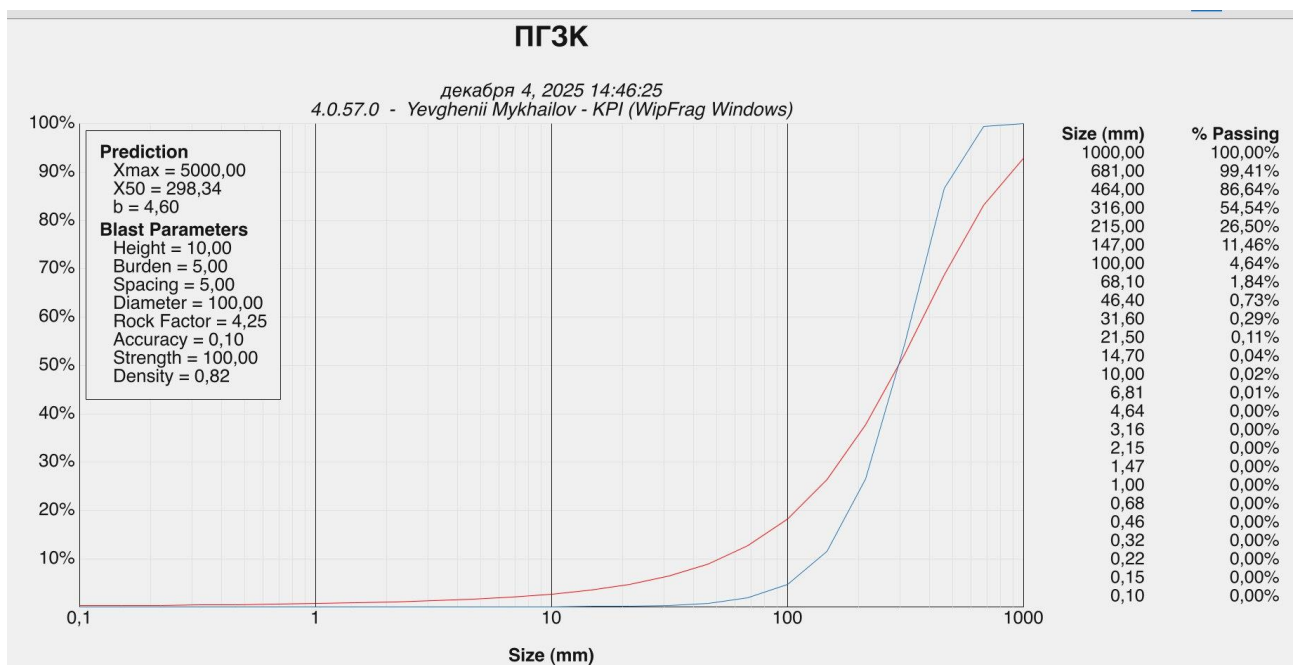


Рис. 4.15. Графіки гранулометричного розподілу гірничої маси на розвалі:
синій колір – фактичний; червоний колір – усереднений

Показники на зображенні в блоці Prediction (Прогноз) означають наступне:

- Xmax = 5000,00 – максимальний розмір фрагментів гірничої маси, що використовується в моделі прогнозу (верхня межа розподілу);

- X50 = 298,34 – прогнозоване медіанне значення (аналог D50): 50 % матеріалу очікується дрібніше 298,34 мм;

○ $b = 4,6$ – коефіцієнт форми кривої розподілу: визначає «крутизну» та форму кривої гранулометрії.

В блоці Blast Parameters (Параметри вибуху):

- Height = 10,00 – Висота забою (bench height), м;
- Burden = 5,00 – відстань від свердловини до вільної поверхні, м;
- Spacing = 5,00 – відстань між свердловинами в ряді, м;
- Diameter = 100,00 – діаметр свердловини, мм;
- Rock Factor = 4,25 – фактор гірської породи, що відображає міцність, тріщинуватість і структуру породи;
- Accuracy = 0,10 – точність розрахунку (похибка) (використовується в прогнозній кривій);
- Strength = 100,00 – енергетична характеристика вибухової речовини або міцність породи (залежить від налаштувань WipFrag/Kuz-Ram);
- Density = 0,82 – щільність ВР, в г/см або у відносній величині, залежно від налаштувань звіту.

Особливості передбачуваного структурного складу гірського масиву, встановленими за параметрами породи в розвалі блоку показано на рис. 4.16. Зокрема, наведена діаграма відстаней між тріщинами і показник структурного ослаблення масиву $RQD = 86$ та діаграма орієнтації головної системи тріщин.

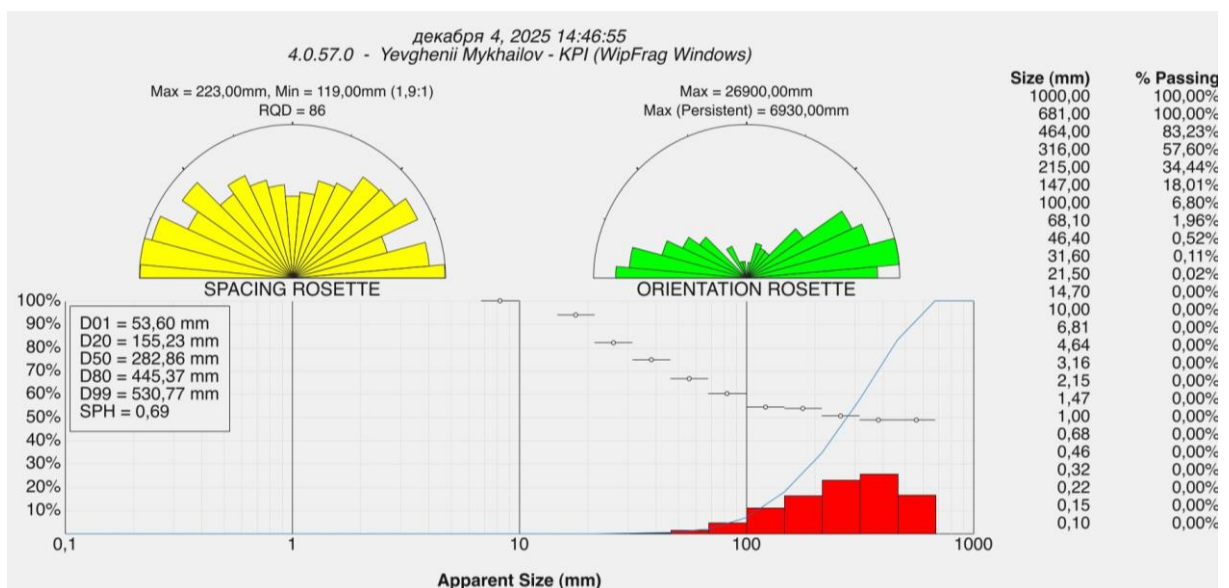


Рис. 4.16. Структурні особливості гірського масиву на промисловому блоці

За вищенаведеним алгоритмом аналізу результатів підривання промислового блоку гірського масиву також проведено аналіз гранулометричного складу гірничої маси в розвалі експериментального блоку, в якому сітка розміщення свердловинних зарядів була збільшена з $5,0 \times 5,0$ м до $5,5 \times 5,5$ м.

На рис. 4.6 та 4.17 розміщено фото розвалу гірничої маси після вибухового руйнування експериментального блоку, а на рис. 4.18 зображена фрагментація шматків гірничої маси у програмному комплексі WipFrag.



Рис. 4.17. Розвал гірничої маси після вибухового руйнування масиву на експериментальному блоці

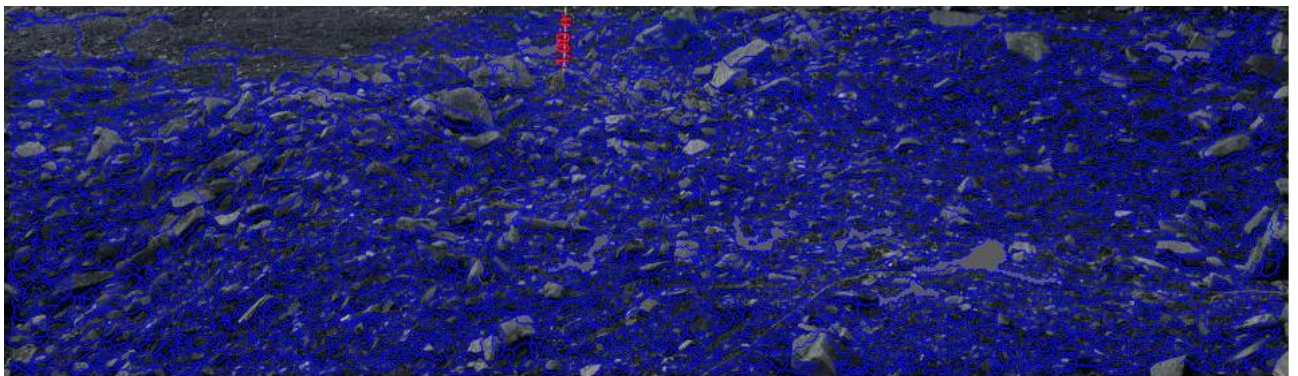


Рис. 4.18. Фрагментація зруйнованої породи на розвалі гірничої маси експериментального блоку

Отримані розрахунки гранулометричного (фракційного) складу гірничої маси наведено на рис. 4.9

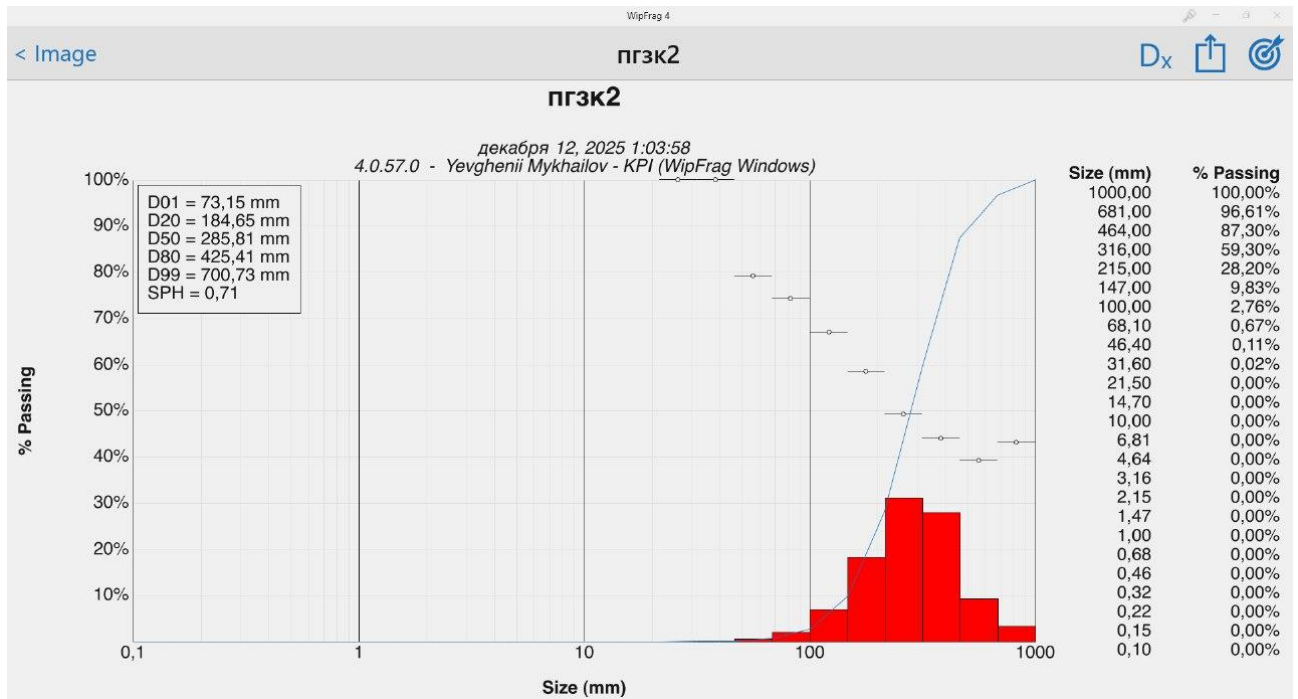


Рис. 4.19. Фракційний склад та розподіл гірничої маси на розвалі промислового блоку

Згідно рис. 4.19 отримано наступні дані щодо гранулометричного складу:

- ✓ D01 = 73,15 мм – показник найдрібнішої частини вибірки, тобто 1 % матеріалу має розмір 73,15 мм;
- ✓ D20 = 184,65 мм – 20 % фрагментів мають розмір 184,65 мм і менше;
- ✓ D50 = 285,81 мм – медіанний розмір шматків породи, тобто 50 % матеріалу дрібніше 285,81 мм, а 50 % – крупніше;
- ✓ D80 = 425,41 мм – ключове значення для контролю якості вибухових робіт та дроблення: 80 % шматків мають розмір 425,41 мм і менше, так зване середньозважене значення розподілу фракційного складу.
- ✓ D99 = 700,73 мм – 99 % шматків породи мають розмір менше 1,0 м, тобто значення характеризує найбільші фракції.

Показник SPH – 0,71, шматки породи помірно витягнуті і сплюснуті.

На рис. 4.20 показано графіки розподілу фракційного складу гірничої маси на розвалі: фактичний (синій колір) і апроксимований (червоний колір), а на рис. 4.21 – наведено структурний аналіз гірського масиву в місці вибуху.

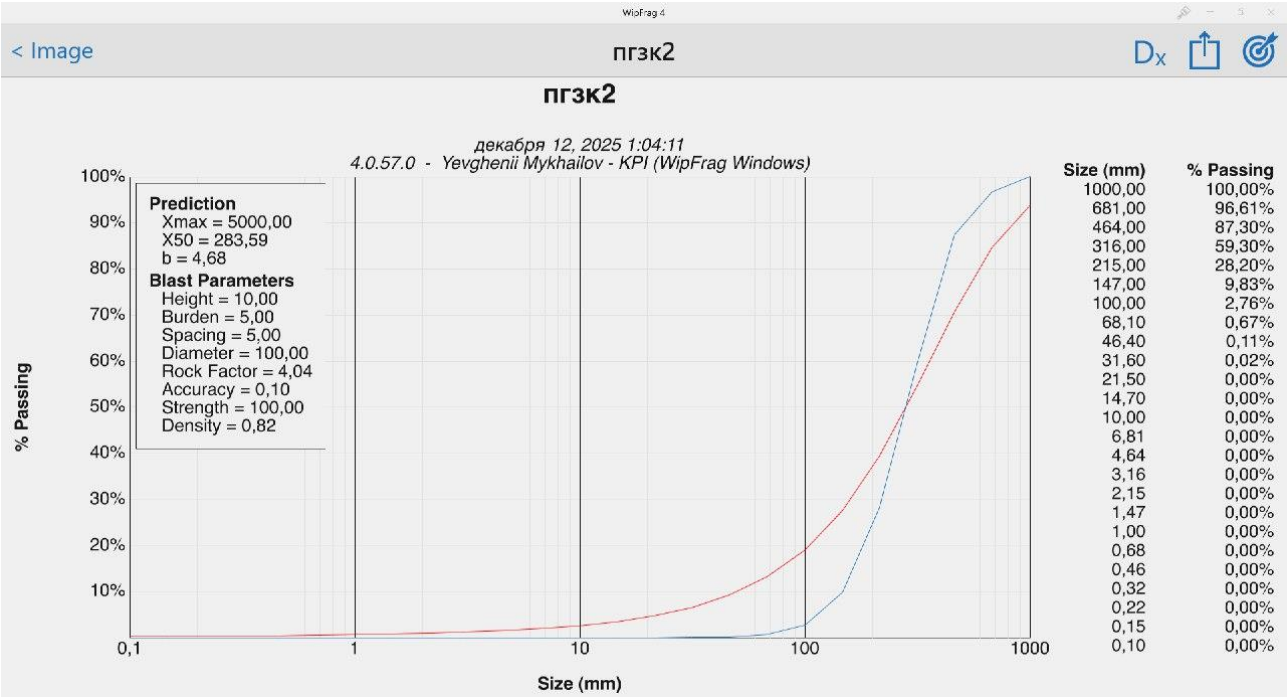


Рис. 4.20. Графіки розподілу фракційного складу гірничої маси на розвалі: фактичний (синій колір) і апроксимований (червоний колір)

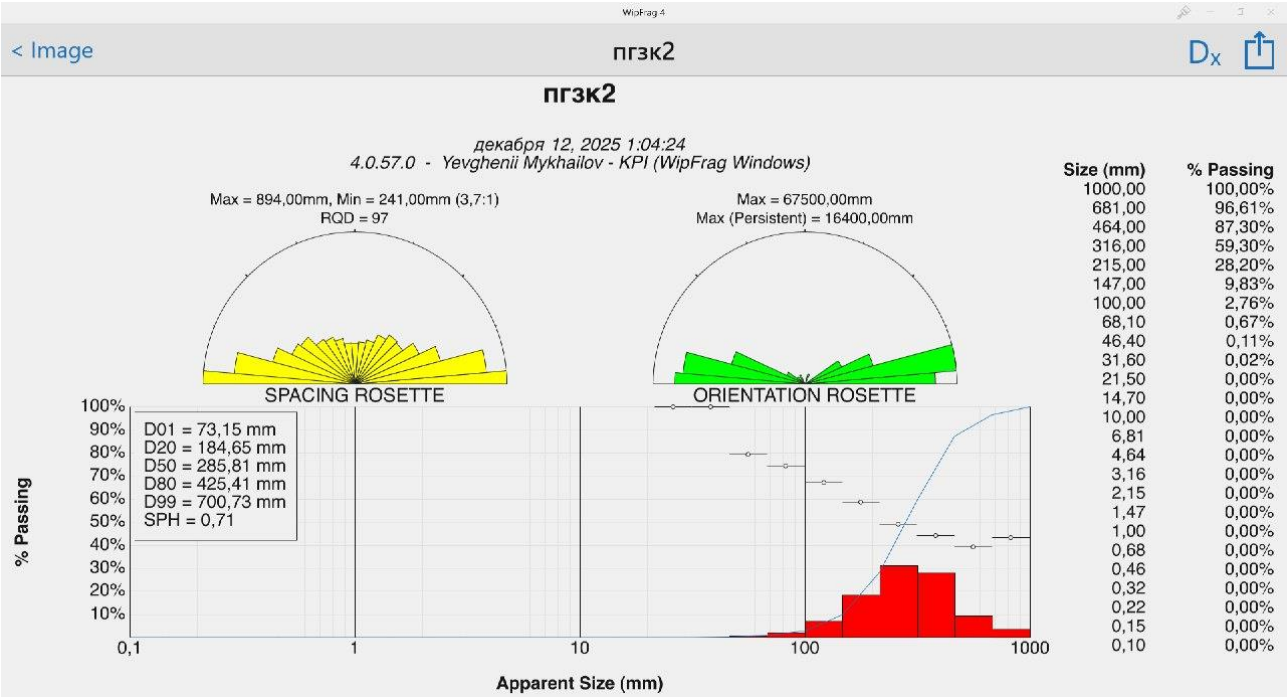


Рис. 4.21. Структурний аналіз гірського масиву в місці проведення масового вибуху

В таблиці 4.3 наведені дані укрупненого аналізу гранулометричного складу по показникам характерних гранулометричних параметрів вибухового руйнування гірського масиву.

Таблиця 4.3

Гранулометричні параметри	Промисловий блок	Експериментальний блок
D01, мм	52,91	73,15
D20, мм	188,42	184,65
D50, мм	299,78	285,81
D80, мм	423,35	425,41
D99, мм	651,27	700,73
SPH	0,69	0,71

Порівняльний аналіз фракційного складу зруйнованої гірничої маси показує, що розподіл шматків породи за крупністю є співмірним по обом блокам: промисловому та експериментальному (рис. 4.14, 4.19 і табл. 4.3.), зокрема, середньозважені значення шматків у фракційному розподілі майже однакові (див. D80). Лише значення найбільшої вибірки експериментального блоку приблизно на 7 % більші, ніж на промисловому (показник D99).

Однак слід зазначити, що на промисловому блоці відстань між свердловинами в ряду і між рядами була меншою на 21 % у порівнянні з мережею свердловин експериментального блоку – 5,0×5,0 м проти 5,5×5,5 м.

Отже, вочевидь спостерігається ефективність результатів впровадження наукових рекомендацій у проектування буропідричних робіт. Зокрема, застосовувати в схемах комутації підривної мережі мікро- та короткосповільненого підривання свердловинних зарядів (сповільнення зарядів в секції та між секціями). Найбільш перспективним є спосіб формування часу сповільнення за допомогою засобів електронного підривання, де кожен заряд ВР програмується на певний час затримки.

4.4. Висновки до розділу 4

1. За результатами порівняння досліджень з одночасного підривання суміжних зарядів та короткосповільненого встановлено, що розміри зони руйнування при одночасному підриванні більші на 9,5 %, ніж при КСП для досліджуваних інтервалів сповільнення. Слід зазначити, що об'єми воронок руйнування при КСП приблизно рівні, тобто інтервал сповільнення в межах 10-50 мс не впливає на зазначений об'єм.

2. Встановлено, що об'єм воронок руйнування породи, при часі сповільнення між зарядами 950 мкс, більший, ніж при підриванні їх без сповільнення, приблизно на 8 %. Збільшення інтервалу сповільнення між підриванням призводить до зменшення зруйнованого об'єму, при сповільненнях 1250 і 1400 мкс об'єм руйнувань майже однаковий.

3. Порівняльний аналіз фракційного складу зруйнованої гірничої маси показує, що розподіл шматків породи за крупністю є співмірним по обом блокам: промисловому та експериментальному (рис. 4.13, 4.18 і табл. 4.3.), зокрема, середньозважені значення шматків у фракційному розподілі майже однакові (див. D80). Лише значення найбільшої вибірки експериментального блоку приблизно на 7 % більші, ніж на промисловому (показник D99).

Однак відстань між свердловинами в ряду і між рядами на промисловому блоці є меншою на 21 % у порівнянні з вибуховою мережею свердловин експериментального блоку – 5,0×5,0 м проти 5,5×5,5 м.

4. Доведена технологічна ефективність режиму комбінованого короткосповільненого підривання свердловинних зарядів, при якому сповільнення утворюється як в секції вибухової мережі, так і між секціями. Для реалізації таких схем КСП найбільш перспективним є спосіб формування часу сповільнення за допомогою засобів електронного підривання, де кожен заряд ВР програмується на певний час затримки.

РОЗДІЛ 5. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ СТАРТАП-ПРОЕКТУ З ВПРОВАДЖЕННЯ СУМІСНОГО РЕЖИМУ СПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ

5.1. Загальний опис основної ідеї стартап-проекту

Загальний опис основної ідеї стартап-проекту щодо впровадження сумісного режиму сповільненого підривання свердловинних зарядів на кар'єрах, напрямки і можливості застосування даної технології наведено в таблиці 5.1 [17].

Таблиця 5.1

Загальний опис основної ідеї стартап-проекту

Зміст ідеї	Напрямок застосування	Вигоди для користувача
Застосування комбінованого режиму короткосповільненого підривання при руйнуванні скельних гірських масивів на кар'єрах.	Розробка родовищ та видобування корисних копалин	Збереження якості підготовки гірничої маси до виймання при зниженні витрат на проведення буропідривних робіт

Перевагами запропонованої стартап-ідеї є наступні положення:

- 1) зменшення об'ємів виконання робіт з буріння свердловин за рахунок розширення відстані між ними;
- 2) знижуються питома витрата ВР при підготовці гірничої маси до виймання;

3) екологічний вплив на оточуюче середовище покращується за рахунок зниження об'ємів підривання ВР;

4) параметри безпечних зон при масових вибухах збільшуються.

Представлені переваги при впровадженні пропонованого стартап-проекту підвищує ступінь його конкурентоспроможності [17].

5.2. Технологічна можливість реалізації пропонованої стартап-ідеї

Проведемо аналіз запропонованої технології сумісного режиму короткосповільненого підривання скельних порід з точки зору її можливої реалізації (табл.4.2) [18].

Таблиця 5.2

Технологічна можливість реалізації пропонованої стартап-ідеї

Ідея стартап-проекту	Технології реалізації ідеї	Наявність технологій	Доступність технологій
Застосування комбінованого режиму коротко-сповільненого підривання при руйнуванні скельних гірських масивів на кар'єрах.	1. Створення сповільнення в групах та між групами зарядів	+	+
	2.Застосування електронного підривання	+	+

5.3. Аналіз можливостей ринку щодо запуску стартап-проекту

Оцінювання потенціалу ринку для запуску стартапу здійснюється поетапно. Спершу досліджується попит на запропоновану технологію: чи існує потреба в ній, яким є її потенційний обсяг та наскільки ринок зацікавлений у таких рішеннях. Після цього очікуваний рівень прибутковості від впровадження технології порівнюється з необхідними інвестиціями. Якщо прогнозована рентабельність перевищує витрати, впровадження комбінованого короткосповільненого підривання в умовах кар'єру є доцільним.

На цьому етапі визначаються можливі замовники – ПрАТ «Полтавський ГЗК», ПрАТ «Єристівський ГЗК» та ПрАТ «Південний ГЗК», — а також оцінюються їхні фінансові можливості й потенційні обсяги робіт. Далі проводиться вивчення ринку: встановлюються чинники, що сприяють реалізації стартапу, та ті, що можуть йому перешкоджати. Після цього аналізується конкурентне середовище (в Україні наразі немає компаній, що пропонують аналогічну технологію) і визначаються ринкові впливи, які можуть формувати конкурентні переваги проєкту [18].

5.4. Розрахунок економічної ефективності впровадження стартап-ідеї

Ефективність впровадження у виробництво комбінованого режиму короткосповільненого підривання оцінемо шляхом визначення витрат на БПР при підготовці до виймання промислового і експериментального блоків [4]. Порівняємо витрати на БПР промислового і експериментального блоків, на якому був використаний сумісний режим короткосповільненого підривання свердловинних зарядів. Далі наведено розрахункові формули:

1. Економія по бурінню:

$$\Delta L = (q_{б.п} - q_{б.ф}) V_{бл} = L_{п} - L_{ф, п.м.} \quad (5.1)$$

де $q_{б.п}$ – обсяг буріння за типовим проектом, п.м/м³; $q_{б.ф}$ – фактичний обсяг буріння, отриманий при розширенні мережі свердловин, п.м/м³; $V_{бл}$ – обсяг руйнування, м³; $L_{п}$ – обсяг буріння за проектом, п.м.; $L_{ф}$ – фактичний обсяг буріння, п.м.

2. Економічний ефект по бурінню:

$$E_6 = \Delta L \cdot C_6, \$ \quad (5.2)$$

де C_6 – витрати на один погонний метр буріння, \$/п.м.

3. Економія вибухової речовини:

$$\Delta Q = (q_{ВР.п} - q_{ВР.ф}) V_{бл} = Q_{п} - Q_{ф}, \text{ кг} \quad (5.3)$$

де $q_{ВР.п}$ – питома витрата вибухової речовини згідно типового проекту, кг/м³; $q_{ВР.ф}$ – фактична витрата вибухової речовини при розширенні сітки свердловин, кг/м³; $Q_{п}$ – проектний обсяг підривання, кг; $Q_{ф}$ – фактичний обсяг вибуху, кг.

4. Економічний ефект по підриванню:

$$E_{ВР} = \Delta Q \cdot C_{ВР}, \$ \quad (5.4)$$

де $C_{ВР}$ – вартість вибухової речовини, \$.

5. Загальний економічний ефект при застосуванні комбінованого режиму КСП

$$E_{заг} = E_6 + E_{ВР}, \$ \quad (5.5)$$

Отриманий за формулою (5.5) економічний ефект показує ефективність застосування комбінованого режиму КСП. На промисловому блоці об'єм гірського масиву складає 53 тис. м³, об'єм буріння за проектом становить $L_{\pi} = 1422$ п.м., загальна витрата ВР – $Q_{\pi} = 35640$ кг. Якщо впроваджувати пропоновану технологію з одночасним розширенням мережі свердловин, то обсяг буріння складе $L_{\phi} = 1255$ п.м., а обсяг вибуху – $Q_{\phi} = 30735$ кг [3].

Питомі витрати на буріння становлять $C_{\phi} = 11,843$ \$/п.м., вартість ВР – $C_{ВР} = 0,691$ \$. У відповідності до вищенаведених формул економічний ефект від впровадження сумісного режиму КСП буде становити:

$$\Delta L = L_{\pi} - L_{\phi} = 1422 - 1255 = 167 \text{ п.м.};$$

$$E_{\phi} = \Delta L \cdot C_{\phi} = 167 \cdot 11,843 = 1977,78 \text{ \$};$$

$$\Delta Q = Q_{\pi} - Q_{\phi} = 35640 - 30735 = 4905 \text{ кг};$$

$$E_{ВР} = \Delta Q \cdot C_{ВР} = 4905 \cdot 0,691 = 3389,21 \text{ \$};$$

$$E_{\text{заг}} = E_{\phi} + E_{ВР} = 1977,78 + 3389,21 = 5366,99 \text{ \$}.$$

Отже, економічний ефект від провадження сумісного режиму короткосповільненого підривання на одному промисловому блоці об'ємом 53 тис. м³ буде становити близько 5400 \$ [3].

5.5. Стратегія на ринку споживання

Споживачами технології сумісного режиму короткосповільненого підривання свердловинних зарядів при вибуховій підготовці гірських порід до виймання є гірничодобувні компанії, що займаються розробкою родовищ та видобуванням корисних копалин.

На підставі проведених маркетингових досліджень була розроблена програма впровадження технології, що включає опис технологічного процесу, методи його реалізації, механізм продажу, алгоритм ціноутворення та визначення ринкової позиції технології [19, 20].

Рекомендованим варіантом реалізації комбінованого режиму короткосповільненого підривання є застосування електронного способу ініціювання [3, 21], зокрема використання електродетонаторів з електронним сповільненням. На даний час в Україні цей спосіб ще не впроваджено, проте він вже застосовується у зарубіжній практиці та демонструє високу ефективність.

Інноваційність технологічного рішення полягає у відмові від традиційних сповільнюючих складів і заміні їх мікропроцесорним модулем (рис. 5.1). Це дає змогу створити новий клас електродетонаторів – електродетонатори з електронним сповільненням (ЕДЕС), які забезпечують програмування часу спрацьовування з високою точністю. Мінімальний крок встановлення затримки становить 1 мс, а робочий діапазон – від 0 до 12 с.

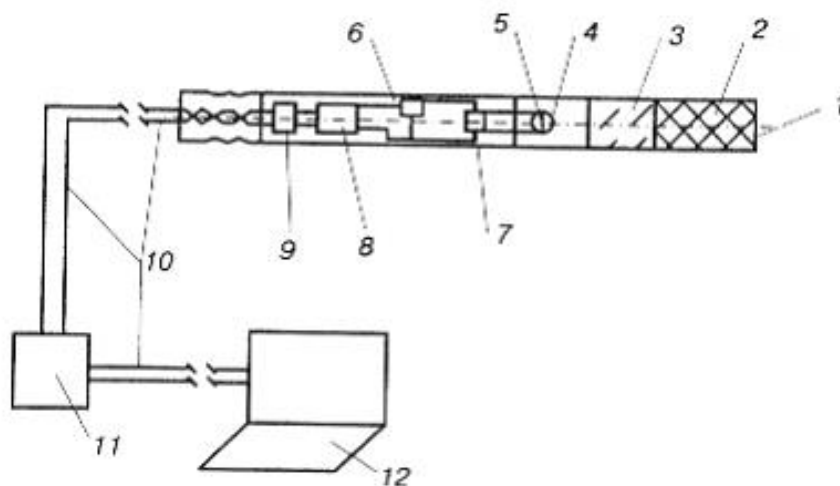


Рис. 5.1. Схема КСП з використанням ЕДЕС: 1 – гільза; 2 – заряд бризантного ВР; 3 – ковпачок з зарядом ініціюючого ВР; 4 – запальовальний склад; 5 – місток розжарювання; 6 – транзисторний ключ; 7 – конденсатор; 8 – мікропроцесор; 9 – логічний ланцюг заряду і управління; 10 – двохпровідна лінія зв'язку для передачі імпульсних сигналів; 11 – погоджувальний пристрій; 12 – керуючий комп'ютер

Наявність мікропроцесора забезпечує можливість привласнення кожному ЕДЕС індивідуального ідентифікаційного номера ще на етапі виробництва. Це дає змогу підривнику звертатися до будь-якого детонатора незалежно від інших, підключених до загальної лінії, а також відстежувати переміщення детонаторів у випадку їх розкрадання.

Важливою особливістю ЕДЕС є наявність вбудованого захисту від блукаючих струмів та дії побутових джерел електрики – як постійного, так і змінного струму (батареї, акумулятори, мережа 220 В). Навіть при підключенні до мережі 220 В детонатор не лише не вибухає, а й не виходить з ладу. Для ініціювання вибуху необхідно подати на його вхід спеціальну, криптографічно захищену кодову послідовність, яка принципово не може виникнути випадково під впливом шумів чи перешкод. Це унеможливорює несанкціоноване застосування ЕДЕС.

Під час монтажу підривної мережі до 500 електродетонаторів можуть бути з'єднані за допомогою двопровідної лінії зв'язку довжиною до 3000 м через погоджувальний адаптер з портативним керуючим комп'ютером. Ця лінія використовується для живлення ЕДЕС, передачі кодованих команд та отримання зворотної інформації про стан кожного детонатора.

Для підготовки масового вибуху застосовується спеціальне програмне забезпечення. На першому етапі проектувальник створює план робочого майданчика, на якому розміщуються свердловини з їхніми номерами, межі верхньої та нижньої бровок уступу. За допомогою програми виконують розрахунки:

- ✓ об'єму підривання;
- ✓ ліній найменшого опору;
- ✓ опору по підшві.

Далі проектувальник задає конструкцію заряду у свердловині: тип і кількість вибухової речовини, наявність проміжків та набійки, тип бойовиків, вид детонаторів та допоміжних матеріалів. Програма автоматично формує відомість витрат матеріалів для всього масового вибуху.

ЕДЕС можуть застосовуватися у двох основних технологічних варіантах, які відрізняються місцем їх встановлення [3, 21]:

- поза свердловиною;
- всередині свердловини.

Перший варіант передбачає установку детонатора поза гирлом свердловини (рис. 5.2, *а*). За цією схемою бойовики ініціюються за допомогою хвилеводу з нульовим уповільненням. Ударно-хвильову трубку (УХТ) фіксують на земній поверхні перед гирлом свердловини. До магістральної лінії через кліпси-з'єднувачі паралельно підключають ЕДЕС, які через блоки-з'єднувачі з'єднуються з УХТ. Після цього встановлюються відповідність номера детонатора та його часу сповільнення.

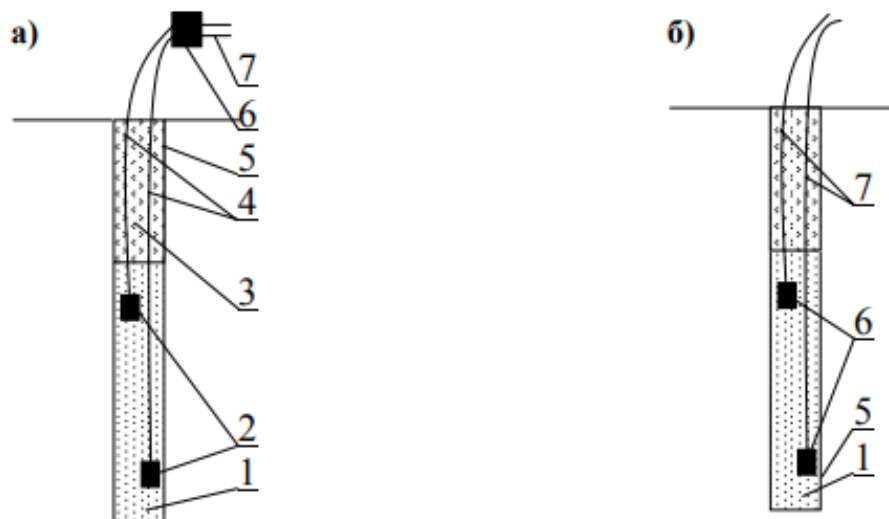


Рис. 5.2. Конструкція заряду із застосуванням ЕДЕС: *а* – поза свердловини; *б* – всередині свердловини: 1 – заряд ВР; 2 – бойовики (проміжні детонатори); 3 – забійка; 4 – ударно-хвильова трубка; 5 – свердловина; 6 – ЕДЕС і блок-з'єднувач; 7 – електропровід магістральної лінії

Використання ЕДЕС у поєднанні з хвилеводом забезпечує високу точність інтервалів спрацювання, дає змогу реалізувати зустрічне ініціювання свердловинних зарядів без часткового вигорання колонки вибухової речовини,

що раніше спостерігалось при застосуванні детонуючого шнура. Недоліком схеми є відсутність внутрішньосвердловинного уповільнення, що підвищує ризик відмов окремих зарядів.

У другій технологічній схемі електродетонатори з електронним сповільненням (ЕДЕС) встановлюються всередині свердловин (рис. 5.2, б). Для об'єктивного порівняння електронної та неелектричної систем ініціювання задаються однакові інтервали сповільнення [3, 21]:

- між свердловинами в ряду – 42 мс;
- між рядами свердловин – 67 мс.

Експертна оцінка засвідчила, що застосування електронної системи підривання забезпечує помітне покращення якості дроблення порід, а також зменшення сейсмічного впливу на об'єкти, що підлягають охороні. Крім того, відмічено підвищення компактності розвалу підірваної гірничої маси, що позитивно впливає на подальші вантажно-транспортні операції.

Отримані результати підтверджують доцільність розширення застосування ЕДЕС з метою підвищення економічної ефективності буропідривних робіт та збільшення прибутковості підприємств. З наукової точки зору виникає потреба в подальшому накопиченні експериментальної інформації для розроблення науково обґрунтованої методики визначення інтервалів уповільнення при комбінованому короткосповільненому підриванні (КСП) та формуванні рекомендацій щодо зниження сейсмічного впливу на об'єкти, що охороняються.

У зарубіжній практиці застосовується високоефективна система електронного ініціювання i-kon™, яка включає такі основні компоненти:

- електродетонатор i-kon™ (рис. 5.3);
- LOGGER — пристрій зчитування та налаштування детонаторів;
- BLASTER — прилад для ініціювання вибуху;
- система дистанційного керування i-kon™ Remote Blaster.



Рис. 5.3. Електронний детонатор i-kon™

Електронний детонатор i-kon™ складається з гільзи, всередині якої розміщена друкована мікросхема, через яку комп'ютерна програма задає необхідний інтервал уповільнення. Електричний імпульс по провідниках передається на запалювальну голівку, що створює імпульс детонації первинної, а потім вторинної ініціюючої вибухової речовини. Електронна схема детонатора має прямий і зворотний зв'язок, що забезпечує можливість перевірки його функціональності. Кожен детонатор має унікальний ідентифікаційний номер і може програмуватися на будь-які часові інтервали уповільнення до 15000 мс.

Прилад BLASTER призначений для програмування та тестування електронних детонаторів через систему логерів, виконуючи самодіагностику як власних компонентів, так і всієї підривної системи.

Прилад LOGGER виконує самотестування апаратної частини та програмного забезпечення, а також здійснює програмування до 200 детонаторів у різних режимах (автоматичному, за нумерацією, ручному та SHOTPlus®-i).

Монтаж вибухової мережі здійснюється таким чином: провідники електронних детонаторів, що виходять зі свердловин, через конектори під'єднують до магістральних проводів. Далі магістральні дроти під'єднують до відповідних логерів, які, у свою чергу, приєднують до магістральних ліній, що ведуть від бластера (рис. 5.4). Бластер здійснює пошук і підривання детонаторів через під'єднані логери та може одночасно контролювати від 2 до 12 логерів, що дозволяє виконувати одночасне ініціювання до 2400 детонаторів.

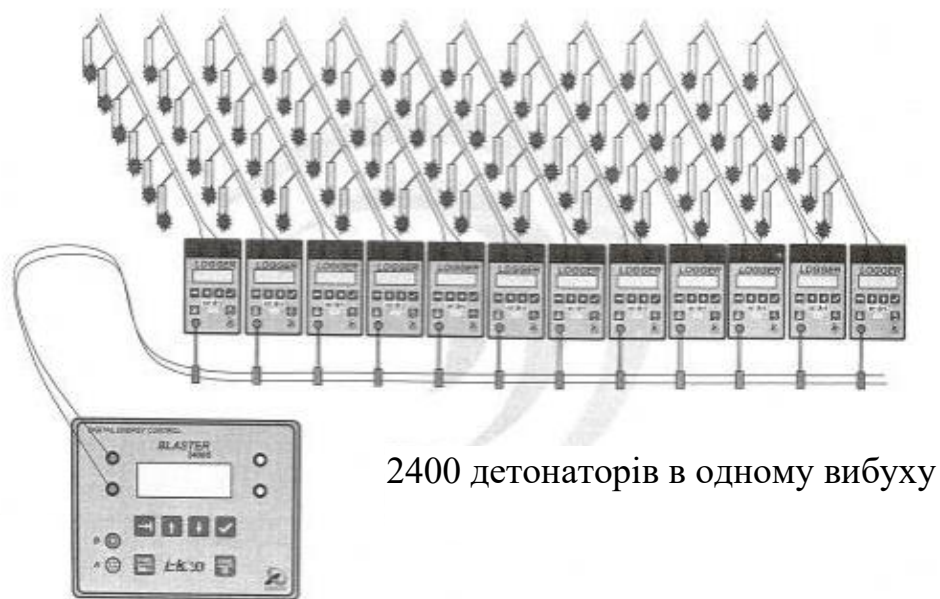


Рис. 5.4. Схема вибухової мережі з використанням Логгерів і Бластерів

Отримані результати свідчать про доцільність розширення практики застосування ЕДЕС, оскільки це дозволяє підприємствам підвищити ефективність вибухових робіт та збільшити прибутковість за рахунок покращення параметрів дроблення. З наукової точки зору виникає необхідність накопичення додаткових експериментальних даних для розроблення методики розрахунку інтервалів уповільнення при сумісному режимі КСП [3, 22].

Застосування електронного способу підривання забезпечує покращення якості дроблення гірничої маси при підриванні великої кількості свердловинних зарядів вибухових речовин, сприяє більш якісному оконтурюванню вибою та дає змогу ефективно контролювати сейсмічну дію вибуху.

5.6. Висновки до розділу 5

1. Зазначено, що технологія сумісного режиму короткосповільненого підривання може користуватися попитом на ринку гірничотехнічних рішень, що забезпечує перспективи її ринкової комерціалізації.

3. Перевагами пропонованої науково-технічної ідеї як потенційного стартап-проєкту є:

- зменшення обсягів бурових робіт завдяки можливості розширення мережі свердловин;
- зниження питомих та загальних витрат вибухових речовин при руйнуванні гірського масиву;
- зменшення екологічного впливу на довкілля внаслідок скорочення кількості використаних вибухових матеріалів;
- зменшення розмірів небезпечних зон при виконанні БПР.

3. Економічна оцінка від впровадження комбінованого режиму короткосповільненого підривання показала, що економія витрат на буропідривні роботи для промислового блоку об'ємом 53 тис. м³ становить майже 5400 доларів США.

4. Для реалізації комбінованого режиму короткосповільненого підривання рекомендовано застосовувати електронний спосіб ініціювання свердловинних зарядів. Використання цієї технології покращує якість дроблення гірничої маси при підриванні значної кількості свердловинних зарядів, забезпечує чітке оконтурювання вибою та дозволяє надійно контролювати сейсмічний вплив вибуху.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Проведений науковий аналіз досліджень процесу вибухового руйнування масивів гірських порід у кар'єрах показав, що для забезпечення потрібного ступеня подрібнення скельних порід при мінімальних витратах енергії необхідно керувати взаємодією хвиль напружень, які поширюються при підриванні суміжних зарядів. У зв'язку з цим пошук раціональних параметрів короткосповільненого підривання є актуальною задачею для подальшого вдосконалення вибухових робіт.

2. За результатами науково-технічного аналізу гірничо-геологічних та технологічних умов кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» встановлено, що в інженерно-геологічному відношенні переважають скельні та напівскельні породи. Розпушування гірських масивів, складених з таких порід, здійснюється буропідривним способом. Щільність порід змінюється від 3,4 т/м³ (руда) до 2,4 т/м³ (скельний розкрит), середньозважене значення – 3,1 т/м³.

3. Теоретичні дослідження щодо підвищення ефективності БПР показали, що обсяг подрібнення масиву при мікросповільненому підриванні на 7 % більший, ніж при одночасному чи мілісекундному підриванні поруч розташованих свердловинних зарядів. Найбільш раціональним для скельних порід є інтервал мікросповільнень в межах 800-1400 мкс за існуючих параметрів буропідривних робіт.

4. Доведено, що раціональний час сповільнення між групами свердловинних зарядів ВР змінюється від 34 до 48 мс при акустичному імпедансі порід $5 \cdot 10^6 - 20 \cdot 10^6$ м·кг/с·м³ та відповідних параметрах БПР. При зміні геологічних і технологічних характеристик масиву та параметрів вибухових робіт оптимальний інтервал сповільнень також змінюється.

5. В результаті проведення експериментальних досліджень з одночасного підривання суміжних зарядів та короткосповільненого встановлено, що розміри зони руйнування при одночасному підриванні більші на 9,5 %, ніж при КСП для досліджуваних інтервалів сповільнення. Слід зазначити, що об'єми воронок

руйнування при КСП приблизно рівні, тобто інтервал сповільнення в межах 10-50 мс не впливає на зазначений об'єм.

6. Порівняльний аналіз фракційного складу зруйнованої гірничої маси в програмному комплексі WipFrag показує, що розподіл шматків за крупністю є співмірним по обом блокам: промисловому та експериментальному, зокрема, середньозважені значення шматків у фракційному розподілі майже однакові, тобто для показника D80 вони становлять відповідно – 423,35 і 425,41 мм. Лише значення найбільшої вибірки експериментального блоку приблизно на 7 % більші, ніж на промисловому (показник D99), 651,27 і 700,73 мм, відповідно. При цьому відстань між свердловинами в ряду і між рядами на промисловому блоці є меншою на 21 % у порівнянні з вибуховою мережею свердловин експериментального блоку – 5,0×5,0 м проти 5,5×5,5 м.

7. Доведена технологічна ефективність режиму комбінованого коротко-сповільненого підривання свердловинних зарядів, при якому сповільнення утворюється як в секції вибухової мережі, так і між секціями. Для реалізації таких схем рекомендовано застосовувати електронні системи ініціювання, що дають змогу програмувати час підривання кожного заряду.

8. При розробці основних положень стартап-проекту щодо запровадження сумісного режиму сповільненого підривання свердловинних зарядів у виробництво зазначено, що зазначена технологія може користуватися попитом на ринку гірничотехнічних рішень, що забезпечує перспективи її ринкової комерціалізації. Економічна оцінка від впровадження комбінованого режиму короткосповільненого підривання показала, що економія витрат на БПР для промислового блоку об'ємом 53 тис. м³ становить майже 5400 доларів США.

9. Для реалізації комбінованого режиму короткосповільненого підривання рекомендовано застосовувати електронний спосіб ініціювання свердловинних зарядів. Використання цієї технології покращує якість дроблення гірничої маси при підриванні значної кількості свердловинних зарядів, забезпечує чітке оконтурювання вибою та дозволяє надійно контролювати сейсмічний вплив вибуху.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Кравець В.Г., Підривні роботи на кар'єрах/ В.Г. Кравець., В.Д.Воробйов., А.О. Кульменко // Нав. Посібник. К.:ІСДО, 1994. 376 с (162 с).
2. Курінний В. П. Фізичні аспекти руйнування гірських порід вибухом / Курінний В. П. – Дніпропетровськ: НГУ, 2009. – 158 с.
3. Куляпіна А.В. Обґрунтування комбінованого режиму коротко-сповільненого підривання при руйнуванні гірських масивів / А.В. Куляпіна // Маг. дисертація, спеціальність 184 «Гірництво». – Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2018. – 100 с.
4. Фролов О.О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні гірських порід на кар'єрах: монографія / О.О. Фролов, А.І. Крючков, Т.В. Косенко. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, Вид-во "Політехніка", 2019. – 196 с.
5. Робочий проект розробки Полтавського родовища магматичного кварцу, 2017. – 250 с.
6. Типовий проект буропідривних робіт на кар'єрі ПрАТ «Полтавський ГЗК». – м. Комсомольськ, 2018. –137 с
7. Фролов О. О. Теоретичні передумови розрахунку об'єму руйнування гірських порід під час вибуху систем подовжених зарядів / О. О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – К.: НТУУ "КПІ": ЗАТ «Техновибух». – 2008. – Вип. 16. – С. 13-16.
8. Лотоус К. В. Встановлення напруженого стану гірських порід при вибуху подовжених зарядів / К. В. Лотоус, М. Ф. Кучма, О. О. Фролов // Вісник Кременчуцького державного політехнічного інституту – 2004. – Вип. 6/2004 (29). – С. 121-123.
9. Фролов О. О. Встановлення закономірності між параметрами розташування свердловинних зарядів вибухових речовин та оптимальним часом сповільнення при їхньому підриванні // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. –2011. – Вип. 28. – С. 35–39.

10. Куляпіна А.В. Встановлення ефективних режимів сповільненого підривання при руйнуванні скельних порід на кар'єрах / О.О. Фролов, А.В. Куляпіна // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2017. – №2(80). – С. 207-213.

11. Фролов О. О. Визначення розмірів зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О. О. Фролов // XXXIV науково-практична міжвузівська конференція, присвячена Дню університету. Житомир, 16-18 березня 2009 р.: тези доповід. – Житомир: ЖДТУ –2009. – Т. 1 – С. 90–91.

12. Фролов О. О. Встановлення розмірів і форми зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О. О. Фролов // Збірник «Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва»: Науково-виробничий збірник. –2009. – Вип. 1/2009 (3). – С. 100-105.

13. Куляпіна А.В. Встановлення закономірностей руйнування гірських порід вибухом свердловинних зарядів зі сповільненням / О. О. Фролов, В.З. Ващук, В.Т. Моденко, А.В. Куляпіна // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2017. – Вип. 32. – С. 44-51.

14. Фролов О.О. Встановлення раціональних інтервалів сповільнення при підриванні свердловинних зарядів за результатами промислових досліджень / В.В. Долошицький, В.Т. Моденко, О.О. Фролов // Енергетика. Екологія. Людина. Наукові праці НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ. – Київ: НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ, 2017. – С. 398-401.

15. Фролов О.О. Результати промислових досліджень зі встановлення оптимальних інтервалів сповільнення при підривання зарядів вибухових речовин / В. Т. Моденко, О.О. Фролов // Перспективи розвитку будівельних технологій [Текст]: матеріали 11-ї міжнародної науково-практичної конференції молодих учених, аспірантів і студентів, 26–27 квітня 2017 р. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – С. 53-56.

16. Куляпіна А.В. Раціональні режими короткосповільненого підривання при руйнуванні скельних гірських масивів на кар'єрі / А.В.Куляпіна//Матеріали II Міжнародної науково-технічної інтернет конференції «Іноваційний розвиток гірничодобувної галузі», 2017, С.35-36.

17. Стартап-проект: Рекомендації до виконання розділу магістерської дисертації «Розроблення стартап-проекту»: [Електронний ресурс]: навч. посібник для студ. / П.В Круш, Н.А. Шевчук, О.І. Андрусь / КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 50 с.

18. Розроблення стартап-проекту [Електронний ресурс]: Методичні рекомендації до виконання розділу магістерських дисертацій для студентів інженерних спеціальностей / За заг. ред. О.А. Гавриша. – Київ : НТУУ «КПІ», 2016. – 28 с.

19. Шевчук Н.А., Зайченко С.В., Кривда О.В. Впровадження та реалізація стартап проекту геомехатронного комплексу /Сучасні проблеми економіки і підприємництво [Текст]: Збірник наукових праць. – Вип. 21. – К.: ІВЦ Видавництво «Політехніка», 2018 С. 94-101.

20. Шевчук Н.А. Впровадження та реалізація стартапів в гірництві / Шевчук Н.А. / Міжнародна науково-технічна конференція, присвячена 120 – річчю КПІ «ПРОБЛЕМИ ГЕОІНЖЕНЕРІЇ ТА ПІДЗЕМНОЇ УРБАНІСТИКИ», м. Київ, 17-18 травня 2018 р.– К.: НТУУ «КПІ», 2018. – С. 89-90.

21. Леончик О.І. Обґрунтування використання електронного ініціювання свердловинних зарядів при комбінованому режимі короткосповільненого підривання / О.О. Фролов, О.І. Леончик // II Міжнародна науково-практична конференція «Проблеми розвитку гірничо-промислових районів». – м. Покровськ: ДНВЗ «ДонНТУ», 29-31 жовтня 2019 р. – С.31-40.

22. Фролов О.О. Впровадження електронного способу підривання при проведенні промислових вибухів / В.В. Назаренко, О.О. Фролов // Перспективи розвитку будівельних технологій [Текст]: матеріали 13-ї міжнародної науково-практичної конференції молодих учених, аспірантів і студентів, 18–19 квітня 2019 р. – Д.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2019. – С. 53-56.