

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет України «Київський
політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

Н.В. Зуєвська, К.С. Іщенко, О.К. Іщенко, В.В. Коробійчук

**ГЕОМЕХАНІКА ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МАСИВУ
МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС БУДІВНИЦТВА
ПІДЗЕМНИХ ОБ'ЄКТІВ**

монографія

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2021

Іщенко, В.В. Коробійчук – Електронні текстові дані (1 файл: 16 Мбайт). – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021. – 392 с.

*Гриф надано Вченою радою Національного технічного університету
України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»
№ 10 від 13.12.2021 р.*

*Гриф надано Вченою радою Інституту геотехнічної механіки ім.
М.С. Полякова НАН України № 14 від 01.12.2021 р.*

Автори Зуєвська Наталя Валеріївна, д.т.н., проф.
Іщенко Костянтин Степанович, д.т.н., проф.
Іщенко Олексій Костянтинович, к.т.н., доц.
Коробійчук Валентин Вацлавович, д.т.н., проф.

Рецензенти

Бабій К.В. – док. техн. наук, заступник
директора наукової роботи ІГТМ НАН України
Соболев В.В. – док. техн. наук, професор,
кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки
НТУ «Дніпровська політехніка» МОН України

Відповідальний редактор Вовк О.О. – д.т.н., проф., завідувач кафедри
геоінженерії, КПІ ім. Ігоря Сікорського

ГЕОМЕХАНІКА ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МАСИВУ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ ОБ'ЄКТІВ

Представлено геомеханічні основи створення нових способів вибухового руйнування міцних гірських порід з урахуванням закономірностей зміни напружено-деформованого стану масиву. Розглянуто аналітичні і експериментальні дослідження по обґрунтуванню руйнівної дії подовжених зарядів вибухової речовини змінного перерізу, формування врубової порожнини в міцних напружених породах та проходки гірничих виробок різного технологічного призначення. Наведено інформацію про закономірності перерозподілу енергії під час вибуху ВР в подовжених зарядах кумулятивної дії з розташованими сферичними вставками по висоті активної частини заряду.

© КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021

© Н.В. ЗУЄВСЬКА, К.С. ІЩЕНКО, О.К. ІЩЕНКО, В.В. КОРОБІЙЧУК

ПРИЙНЯТІ СКОРОЧЕННЯ

БПР – буро-підривні роботи;

ВР – вибухова речовина;

ВК – вибухова композиція;

ТНТ – гранульований тротил;

ЕВР – емульсійні вибухові речовини;

ДХ – детонаційна хвиля;

ФДХ – фронт детонаційної хвилі;

УД – ударна хвиля;

ЛНО – лінія найменшого опору;

КП – компенсаційна порожнина;

ЗП – зарядна порожнина;

ГПД – газоподібні продукти детонації;

НСІ – неелектричні системи ініціювання;

КУП – короткоуповільнене підривання;

ВКЗ – вертикальні концентровані заряди;

НДС – напружено-деформований стан;

МКЕ – метод кінцевих елементів;

КВШ – коефіцієнт використання шпурів;

ГЗК – гірничо-збагачувальний комбінат;

НДР – науково-дослідна робота;

ПЗ – програмне забезпечення;

САПР «Детонатор» – операційна система проектування буропідривних робіт;

СНД – співдружність незалежних держав;

НПС – навколишнє природне середовище;

ГРВ – газово-рідкі включення;

ГДЯ – газодинамічні явища;

ГЗК – гідрозакладальний комплекс

ЗМІСТ

ПЕРЕДМОВА.....	10
Розділ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ВПЛИВУ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ЩОДО НАПРЯМКІВ ПОДАЛЬШОГО РОЗВИТКУ СУЧАСНИХ ВИБУХОВИХ ТЕХНОЛОГІЙ.....	12
1.1. Аналіз сучасних уявлень про механізм руйнування міцних гірських порід енергією вибуху	12
1.2. Аналіз впливу структури міцних гірських порід на вибір і обґрунтування раціональних параметрів свердловинних зарядів та типів ВР з урахуванням ресурсо- і енергозбереження	23
1.3. Аналіз і оцінка впливу напруженого стану твердого середовища на ефективність руйнування гірських порід енергією вибуху	29
1.4. Аналіз ефективності способів формування подовжених зарядів різної форми перерізу при руйнуванні міцних гірських порід	41
1.5. Аналіз екологічного стану і безпеки об'єктів навколишнього природного середовища при розміщенні і накопиченні в підземних виробках відходів гірничорудного виробництва	46
Розділ 2. РОЗРОБКА СПОСОБІВ ОЦІНКИ ЗМІНИ ПИТОМОЇ ПОВЕРХНЕВОЇ ЕНЕРГІЇ І ХАРАКТЕРУ РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД РІЗНОГО ГЕНЕЗИСУ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ВИДІВ ЇХ ДИНАМІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ	49
2.1. Експериментальні дослідження фізико-механічних властивостей і структурних особливостей міцних гірських порід різного генезису.....	49
2.2. Встановлення закономірностей зміни питомої поверхневої енергії і характеру руйнування міцних гірських порід різного генезису від інтенсивності їх динамічного навантаження	64
2.3. Встановлення закономірностей зміни структури гірських порід різного генезису від впливу на них різних умов	

динамічного навантаження.....	74
2.4. Оцінка рівня дисипативних втрат енергії вибуху при руйнуванні порід різного генезису на контакті «ВР-полімінеральне середовище» при різних умовах динамічного навантаження.....	82
2.5. Методика експериментальних досліджень впливу мікроструктури порід складної будови на характер їх руйнування енергією вибуху на моделях	90
Розділ 3. РОЗРОБКА РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ СПОСОБІВ ФОРМУВАННЯ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН З ІНЕРТНИМИ ВСТАВКАМИ ДЛЯ РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД	
3.1. Теоретичне обґрунтування механізму дії подовженого заряду змінного перерізу з інертними вставками.....	103
3.2. Експериментальні дослідження детонаційних процесів і оцінка працездатності вибуху ВР в подовжених циліндричних зарядах різних конструкцій	105
3.2.1. Вибір і обґрунтування складу ВР для експериментальних досліджень.....	105
3.2.2. Експериментальні дослідження детонаційних процесів під час вибуху ВР в подовжених циліндричних зарядах різних конструкцій	115
3.2.3. Оцінка працездатності вибуху подовжених циліндричних зарядів ВР різних конструкцій	123
3.3. Експериментальні дослідження руйнування твердого середовища зарядами ВР різних конструкцій.....	132
3.3.1. Розробка способу моделювання вибухового руйнування гірських порід	132
3.3.2. Методика експериментальних досліджень хвильової дії вибуху в твердому середовищі під час вибуху заряду ВР різної конструкції	133
3.3.3. Експериментальні дослідження амплітуди хвиль напружень і характеру руйнування твердого середовища зарядами ВР різних конструкцій.....	138
3.4. Розробка нових конструкцій подовжених циліндричних	

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

зарядів ВР змінного перерізу і стендові випробування способу їх формування	142
3.5. Розробка способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих гірських порід на кар'єрах	149
Розділ 4. ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД У ВИБОЇ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ І ОБГРУНТУВАННЯ СПОСОБУ ФОРМУВАННЯ ВРУБОВОЇ ПОРОЖНИНИ	155
4.1. Дослідження напружено-деформованого стану масиву у вибої підготовчої виробки	155
4.1.1. Теоретична оцінка енергетичних параметрів стану гірського масиву у вибої підготовчої виробки	155
4.1.2. Методика моделювання геомеханічних процесів у вибої підготовчої виробки	161
4.1.3. Моделювання впливу інтенсивності статичного навантаження на характер зміни полів напружень в умовах вибою підготовчої виробки	162
4.1.4. Оцінка напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо вибою підготовчої виробки методом кінцевих елементів	167
4.2. Обґрунтування чисельними методами раціональних параметрів врубу під час вибуху шпурового заряду ВР на компенсаційну свердловину	178
188	
4.4. Експериментальні дослідження руйнування твердих середовищ зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину	191
4.4.1. Розробка способу моделювання вибухового руйнування гірських порід	191
4.4.2. Методика експериментальних досліджень руйнування твердого середовища під час дії вибуху зарядів ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину.....	193
4.4.3. Експериментальні дослідження впливу конструкцій зарядів ВР і діаметра компенсаційної порожнини на характер руйнування твердого середовища	196

4.4.4. Розробка способів утворення врубової порожнини і відбивання міцних напружених гірських порід в вибою виробки	205
5.2. Теоретичні і експериментальні дослідження механізму дії направленого вибуху в полі напружень розтягання	218
5.2.1. Методика експериментальних досліджень руйнування твердого середовища вибухом	219
5.2.2. Результати теоретичних досліджень	224
5.2.3. Дослідження механізму роботи вибуху всередині виїмки (зубчастого надрізу) в полі дії напружень розтягання методом каустики	228
5.2.4 Дослідження механізму роботи вибуху в моделі з різною формою поперечного перерізу вибухової порожнини поза полем дії напруження розтягання	233
5.3. Розробка способу зниження сейсмічної дії вибуху при проходці виробки в масивах міцних гірських порід складної будови	235
Розділ 6. РОЗРОБКА І ОБГРУНТУВАННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ І БЕЗПЕЧНИХ СПОСОБІВ ВЕДЕННЯ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ В ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ БЛОКАХ РУДНИХ ШАХТ	
6.1. Імітаційне моделювання геомеханічних процесів у масиві видобувного блоку крутоспадного рудного покладу	239
6.1.1. Експериментальні дослідження зміни полів напружень у масиві крутоспадного рудного покладу на моделях	239
6.1.2. Математичне моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо камери видобувного блоку методом кінцевих елементів	241
6.2. Експериментальні та аналітичні дослідження по обґрунтуванню раціональних параметрів буропідричних робіт при руйнуванні твердого середовища вибухом на моделях	244
6.2.1. Експериментальні дослідження руйнування твердого середовища зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину	244

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

6.2.2. Математичне моделювання вибору та обґрунтування параметрів буропідричних робіт для ефективного руйнування міцних гірських порід	249
6.3. Експериментальні дослідження вибору і обґрунтування складу суміші, що твердіє, для закладання виробленого простору	259
6.4. Експериментальні і теоретичні дослідження впливу інтенсивності ущільнення суміші, що твердіє на якість закладного масиву	265
6.5. Розробка ресурсо- та енергозберігаючих способів проходки гірничих виробок і руйнування корисних копалин із закладанням виробленого простору	280
6.5.1. Розробка способів проходки гірничих виробок різного технологічного призначення і руйнування корисних копалин в видобувних блоках рудних шахт	280
6.5.2. Технологія закладання виробленого простору видобувного блоку (камери) сумішшю, що твердіє	291
Розділ 7. РОЗРОБКА, ОБГРУНТУВАННЯ ТА ВПРОВАДЖЕННЯ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ СПОСОБІВ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД СКЛАДНОЇ БУДОВИ	295
7.1. Промислова перевірка і оцінка ефективності технологічних параметрів способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих міцних гірських порід при відкритій розробці рудних і нерудних корисних копалин.....	295
7.2. Розробка, апробація, впровадження і оцінка ефективності технологічних паспортів буропідричних робіт згідно способу утворення врубової порожнини при руйнуванні міцних напружених гірських порід в глибоких шахтах.....	306
7.3. Розробка, апробація, оцінка ефективності і сейсмічної безпеки технологічного паспорту буропідричних робіт під час будівництва підземних споруд під охороною об'єктами в масивах міцних гірських порід складної будови	315
7.4. Апробація в промислових умовах рекомендацій щодо інтенсифікації проходки гірничих виробок різного	

технологічного призначення і руйнування рудних покладів з закладанням виробленого простору	323
Розділ 8. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОМИСЛОВОЇ СЕЙСМІКИ ПРИ ПАРАЛЕЛЬНОМУ ВИДОБУТКУ ЩЕБЕНЕВОЇ ТА БЛОЧНОЇ ПРОДУКЦІЇ В МЕЖАХ ОДНОГО РОДОВИЩА ГРАНІТІВ	335
8.1. Концепція сейсмобезпеки технологічного руйнування гірничої маси на щєбінь з одночасним збереженням цілісності блочного масиву при супутньому їх добуванні	335
8.2. Аналітичні дослідження визначення власних коливань блочних каменів на ділянці кар'єрного поля родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр»	339
8.3. Методика проведення сейсмовимірів параметрів сейсмічних хвиль	345
8.4 Дослідження анізотропних властивостей гранітного масиву з визначення руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо одиначного циліндричного заряду ВР	348
8.5. Встановлення сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції	353
ЛІТЕРАТУРА	380

ПЕРЕДМОВА

Україна має значні поклади рудних і нерудних корисних копалин, які сконцентровані в масиві міцних гірських порід метасоматичного і метаморфічного походження Українського кристалічного щиту. Ці породи представляють собою складну будову і їх руйнування потребує додаткових заходів щодо ефективного їх руйнування, які пов'язані з удосконаленням існуючих та розробкою нових ресурсозберігаючих технологічних рішень будівництва підземних споруд (проведення перегінних тунелів на залізниці та метрополітену, гірничих виробок в глибоких шахтах), руйнуванню і переробці корисних копалин з відкритим і підземним циклами робіт.

Наведені дослідження свідчать, що на теперішній час немає чіткого уявлення про процеси, які відбуваються в масиві міцних гірських порід складної будови при руйнуванні їх енергією вибуху. Такі породи відрізняються від структурно-однорідних масивів гірських порід анізотропією фізико-механічних властивостей; наявністю, як вертикальних, так і горизонтальних систем тріщин різної інтенсивності з чергуванням між собою ділянок сильно тріщинуватих і практично монолітних міцних гірських порід. Структура цих порід значно ускладнює передачу енергії вибуху масиву, що руйнується при взаємодії подовжених зарядів ВР (шпурових і свердловинних) та процеси управління інтенсивністю подрібнення гірських порід вибухом з прогнозованим сейсмічним ефектом. У першому випадку рішення наведених вище проблем залежить від оперативного контролю НДС масиву гірських порід, його структури, впливу на них вибухових робіт, гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, а в другому – руйнування масиву міцних гірських порід на глибоких горизонтах шахт (рудників) і кар'єрів ведеться в умовах інтенсивних водопритоків. Ці процеси, що відбуваються в гірському масиві впливають на ефективність дроблення і призводять до додаткових витрат на руйнування гірських порід енергією вибуху.

Головним напрямком управління якістю дроблення гірських порід і безпеки ведення буропідричних робіт є застосування нових вибухових матеріалів (найпростіші ВР, емульсійні ВР (ЕВР), конверсійні ВР), засобів підривання – неелектричні системи ініціювання (НСІ) зарядів та вимагають прийняття комплексних

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

рішень по удосконаленню технології ведення буропідричних робіт із застосуванням нових ефективних конструкцій подовжених зарядів ВР.

Однак вирішення цих проблем без використання нових методів оцінки впливу фізико-механічних властивостей, структурних особливостей міцних гірських порід на характер їх руйнування енергією вибуху не дозволять визначити технологічні параметри нової вибухової технології будівництва підземних споруд в масивах міцних гірських порід (проходка гірничих виробок в шахтах і рудниках) та обґрунтувати раціональні параметри нових способів вибухового руйнування міцних гірських порід складної будови. Рішення цих проблем дозволить підвищити техніко-економічні показники гірничих підприємств та створити безпечні умови існування об'єктів цивільного і промислового призначення на територіях з розвинутою інфраструктурою.

Розділ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ВПЛИВУ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ЩОДО НАПРЯМКІВ ПОДАЛЬШОГО РОЗВИТКУ СУЧАСНИХ ВИБУХОВИХ ТЕХНОЛОГІЙ

1.1. Аналіз сучасних уявлень про механізм руйнування міцних гірських порід енергією вибуху

Рішення енергетичної безпеки України нерозривно пов'язане з нарощуванням видобутку вугілля та уранових руд, обсяги яких необхідно збільшити через підготовку нових видобувних горизонтів на глибинах, де сконцентровані невідпрацьовані запаси корисних копалин в складних гірничо-геологічних умовах [1] об'єми яких нерівномірно розподілені, як у світі, так і по регіонах України (рис. 1.1). Як наслідок, розробку і обґрунтування нових ресурсоенергозберігаючих способів вибухового руйнування міцних гірських порід слід визначати шляхом комплексної оцінки сучасних уявлень про механізм їх руйнування енергією вибуху.



Рис. 1.1. Структура розподілу запасів органічного палива в світі та в Україні

Руйнуванню масиву гірських порід вибухом присвячена велика кількість досліджень, однак досі існують різні точки зору на фізичну сутність процесів, що протікають під час вибуху в напружених гірських породах.

Відомо, що під час вибуху зосередженого заряду в необмеженому середовищі під сукупним впливом безперервно зростаючого до повної детонації заряду ВР тиску газів, де виникає динамічний удар твердого середовища відчуються напруження, що поширюються радіально і

рівномірно на всі боки концентричними сферами. На відстані від центру вибуху напруження по своїй величині інтенсивно зменшуються. Там, де спричинені вибухом напруження перевищують опір твердого середовища динамічному навантаженню, відбувається руйнування, характер якого змінюється в залежності від переміщення окремих шарів твердого середовища від центру вибуху.

Відповідно до прийнятої схеми виділяється кілька зон, що розрізняються характером руйнування. Безпосередньо навколо заряду ВР виникають найбільш інтенсивні напруження за рахунок стискання, роздавлювання і подрібнення. Частина твердого середовища за межами зони стискання розривається на окремі куски і починає поступово рухатися зі значною швидкістю. Шар породи, в межах якого має місце руйнування і його переміщення з формуванням сфери викиду. За межами сфери викиду напруження викликають зміщення твердого середовища, утворення тріщин, в перерізу якої відбувається розпушення (тріщиноутворення) і дроблення, а за нею йде сфера коливального руху твердого середовища, де руйнувань немає.

У разі, коли радіус руйнування, як сума радіусів воронки стискання і викиду, досягає вільної поверхні, вона піддається деформації, яка сприяє утворенню тріщин і спучування поверхні в межах деякої сферичної порожнини. При теоретичному розгляді процесу руйнування ніякі інші параметри, крім властивості ВР і навколишнього твердого середовища, не впливають на параметри радіуса руйнування. Таким чином, для заряду ВР відомої маси при його вибуху в твердому середовищі, яке має чинні властивості, радіус руйнування має постійні параметри, незалежно від того, в якій точці твердого середовища розміщений заряд ВР: занурений в твердому середовищі (камуфлетного вибух) в разі, коли вибух заряду ВР не викликає порушення поверхні, або близько до вільної поверхні, коли відбувається руйнування і викид твердого середовища. Ця властивість масиву називається принципом незалежності внутрішньої дії вибуху заряду ВР.

У зв'язку з цим автори роботи [2] розглядають різні варіанти підривання одного зосередженого (сферичного) заряду ВР, розташованого в напруженому масиві гірських порід, обмеженому однією вільною поверхнею. З вище викладеного випливає, що напружений гірський масив на глибоких горизонтах шахт руйнується по сферичній поверхні. При такому вибуху потенційна енергія ВР миттєво переходить в механічну і відбувається робота з відокремлення

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

по боковій поверхні воронки вибуху з подоланням інерції маси та сили тяжіння масиву породи, що руйнується.

Результати досліджень виконані Родіоновим В.Н. та інш. дослідниками стали підґрунтям до подальшого теоретичного обґрунтування механізму дії вибуху заряду, розташованого в необмеженому масиві гірських порід на межі з вільною поверхнею. На думку авторів роботи, під час вибуху заряду ВР в необмеженому масиві гірських порід виникає тиск ПД, що сприяє підвищенню навантаженню на стінки зарядної порожнини.

Так, тиск $P(t)$ на поверхні стінки порожнини, спричинений дією вибуху заряду ВР визначають за формулою:

$$P(t) = P_0 e^{-nt}, \quad (1.1)$$

де P_0 – середній тиск ПД, МПа.

$$P_0 = \frac{1}{8} \rho_{\text{вп}} D^2,$$

$\rho_{\text{вп}}$ – щільність ВР, кг/м³;

D – швидкість детонації, км/с;

$$n = \frac{K \rho_n C_n}{m},$$

ρ_n – щільність породи, кг/м³;

C_n – швидкість розповсюдження звуку в породі, м/с;

m – приведена маса продуктів вибухового розкладання ВР,

віднесеної до одиниці поверхні зарядної порожнини, кг;

K – коефіцієнт заломлення ударної хвилі в породі,

$$K = \frac{2\rho_{\text{вп}}D}{\rho_{\text{вп}}D + \rho_n C_n}.$$

Внаслідок цього, за короткий проміжок часу порода навколо порожнини стискається, а її частинки зазнають тиск в радіальному напрямку і зміщуються за фронтом хвилі деформації, що поширюється на всі боки від вибуху. В результаті вибуху навколо зарядної порожнини виникає зона деформованої породи. На деякій відстані від зарядної

порожнини, навколо якої порода розчавлена, утворюється зона радіальних тріщин в результаті значного радіального зміщення частинок. При подальшому переміщенні ударної хвилі вздовж заряду тангенціальні напруження в породі зменшуються, і в тих точках, де вони стають менші показників тимчасовому опору масиву на розрив, тріщини більше не утворюються. Після проходження хвилі стискання і подальшого переміщення породи, порожнина, яка заповнена ВР, помітно зростає. В результаті розширення ПД їх тиск і температура швидко зменшується. Крім того, відбувається прорив газів у тріщини породи і подальше збільшення обсягів займаних вибуховими газами згущуваної породи, що призводить до ще більшого зниження тиску і температури.

В результаті падіння хвилі стискання порода починає руйнуватися у сторону вільної поверхні, що може призвести до появи кільцевих тріщин в зоні радіальних тріщин. При цьому, система радіальних і кільцевих тріщин разом із зоною роздавлювання (пластичні деформації) обумовлює надзвичайно велику неоднорідність і нерівномірність дроблення породи навколо заряду ВР (рис. 1.2). Якщо ж хвиля напружень досягає вільної поверхні, то порода під її дією починає розвантажуватися. Усередині породи, відбившись від вільної поверхні, починає поширюватися хвиля розрідження, перетворюючись у хвилю напружень розтягування, які поширюються в твердому середовищі. Внаслідок того, що стискаючі напруження на порядок вище, ніж розтягуючі, то «хвиля напружень розтягування» сприяє інтенсивнішому руйнуванню, ніж хвиля стискання».

Як стверджує В.Н. Родіонов, крихке руйнування напруженого твердого середовища на фронті хвилі стискання не спостерігається, при цьому порода зазнає пластичні деформації, а тріщини виникають пізніше за фронтом хвилі напружень, коли напруження падають і з'являються кутові розтягучі деформації. Переважний обсяг масиву гірських порід, що руйнується, на фронті хвилі напружень спостерігається у вигляді відриву, при цьому деформування вже зруйнованої породи відбувається в умовах, близьких до об'ємного стискання.

Встановлено, що руйнування міцних тріщинуватих і монолітних порід, викликані ударною хвилею, що переходить, потім у хвилю напружень, зумовлюють дефекти будови в гірській породі. Розміри дефектів типу тріщин можуть коливатися від декількох ангстрем до декількох десятків метрів.

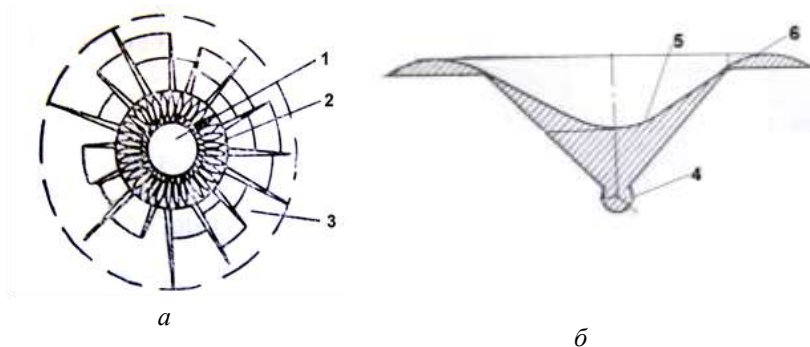


Рис. 1.2. Схема дії вибуху, формування радіальних тріщин (а) і воронки викиду (б)

1 – зона стискання; 2 – зона пластичних деформацій; 3 – зона тріщиноутворення; 4 – заряд ВР; 5 – воронка викиду; 6 – вільна поверхня

При виникненні граничних напружень в гірській породі, для кожного окремо взятого дефекту або тріщини незалежно від причин, що викликали його появу, наприклад тріщини, що отримали подальший розвиток і будуть збільшуватися в розмірах зі швидкістю близько $(0,4-0,5)C_p$. Дефекти і тріщини в тілі скельної породи розташовані хаотично, тому хвилі напружень стискання і розтягування, проходячи через породу, будуть, в залежності від форми і розташування дефекту, «їх закривати», зменшуючи розміри тріщини, або сприяти їх збільшенню. Слід зазначити, що в реальних гірських породах макро- і мікротріщини розташовані не хаотично, а згруповані в системи, які характеризуються певними параметрами (довжина, ступінь розкриття і просторове розташування) [3].

У своїх роботах А.Н. Ханукаєв [4] зазначає, що характер зони розрідження в гірському масиві залежить від акустичної жорсткості порід ρC_p (де ρ – щільність породи, C_p – швидкість поздовжніх хвиль). На його думку, в породах слабких та середньої міцності руйнування обумовлені як безпосередньо дією газоподібних продуктів детонації, так і дією хвиль напружень. Він вважає, що «під безпосереднім впливом газів на стінки зарядної порожнини, тріщини поширюються в масиві навколо зарядної порожнини, утворюючи зону, до якої прилягає зона сильно Perezdrіbnenih porid (зона пластичних деформацій)». За межами цієї зони, на думку автора, поширюється тільки хвиля напружень, яка не викликає руйнування.

Встановлено [5], що параметри ударної хвилі сприяють попередньому руйнуванню гірської породи, а радіальні тріщини утворюються за зоною пластичних деформацій за рахунок тангенціальних напружень. Зона первинного тріщиноутворення поширюється від 3 до $10R_0$ (R_0 – радіус заряду вибухової речовини). За межами цієї зони ударна хвиля перетворюється у звукову хвилю і не сприяє руйнуванню. Якщо межа розділу, від якої відбивається хвиля, формується на відстані не більше ніж на $10-60R_0$ від центру порожнини, то хвиля напружень може викликати руйнування в твердій породі в момент підходу і після відбиття від вільної поверхні. За даними А.Н. Ханукаєва, природні тріщини є перешкодою, від яких повністю або частково відбивається хвиля напружень. Радіус зони первинних тріщин, що виникають під дією хвилі напружень, становить 3–5 радіусів заряду вибухової речовини.

Деякі автори вважають, що дія вибуху заряду ВР у масиві гірських порід аналогічна дії тиску газів в товстостінній трубі з нескінченним зовнішнім діаметром [6]. Аналіз поля напружень навколо порожнини, навантаженої внутрішнім тиском, засвідчив, що тріщини будуть розвиватися від порожнини в усі сторони по радіусах. При розташуванні подовженого заряду паралельно вільній поверхні з ЛНО, що дорівнює W , руйнування відбудеться у тому випадку, якщо напруження біля вільної поверхні будуть більше міцності даного матеріалу на розтягування.

У бік масиву радіальні тріщини не розвиваються. При наявності вільної поверхні, тріщини, що виникають під час вибуху, поширюються від поверхні зарядної порожнини під дією розтягуючих навантажень, що виникають при прогибу породи у бік вільної поверхні в результаті дії тиску продуктів детонації.

Дослідженнями встановлено, що основним руйнуючим чинником вибуху в твердому середовищі (гірській породі) є ударна хвиля, яка від джерела вибуху перетворюється в хвилю напружень [4-5, 7]. В результаті вибухового перетворення ВР з виділенням тепла і утворенням газів в зарядній порожнині стрибкоподібно підвищується тиск газів вибуху. Внаслідок цього у навколишні гірські породи на всі боки поширюється одноразова хвиля (область стиснення з різким стрибком щільності і температури на передньому фронті), що переносить частину енергії вибуху. На контакті заряду з породою стрибок тиску, долаючи опір породи об'ємному стисканню, сприяє роздавленню і подрібненню, збільшуючи розміри зарядної порожнини.

На відстані двох-трьох радіусів заряду напруження у хвилі стають менше межі міцності породи на стискання, і ударна хвиля переходить в хвилю напружень, що поширюється в породі зі швидкістю, близькою швидкості звуку. Вона обумовлює радіальне стискання шарів породи і виникнення тангенціальних напружень. Оскільки міцність гірських порід на розтягування на порядок менше їх міцності на стискання, в породі виникають радіальні тріщини. Коли тангенціальні напруження стають менше межі міцності породи на розрив, зростання радіальних тріщин під дією хвилі припиняється.

Після виникнення хвилі і початкового збільшення об'єму зарядної порожнини, тиск газів вибуху трохи зменшується, але залишається ще досить високим і діє на стінки зарядної порожнини і спричиняє формуванню тріщин. Другим руйнівним чинником вибуху є газоподібні продукти детонації ВР. Оскільки час їх дії на навколишнє середовище на порядок більше часу проходження хвилі, дію газоподібних продуктів можна вважати вторинним в часі і розглядати, як квазістатичну.

Згідно до сучасних уявлень область руйнування під час вибуху заряду ВР у твердому середовищі може бути умовно розділена на зони: дроблення, радіальних тріщин і пружних деформацій.

На даному етапі відбувається уточнення і розвиток сучасних уявлень про механізм руйнуючої дії вибуху на тверде середовище. Слід вважати, що процес руйнування під час вибуху починається на межі розділу ВР і середовища під дією розтягуючих напружень, які утворюють радіальні тріщини відриву.

Радіальні тріщини поширюються вглиб середовища, формуючи клиновидні утворення. У клиноподібних утвореннях всередині порожнини продукти вибуху знаходяться в стані об'ємного стискання. Тиск вибухових газів визначається дією пружної деформації в бік навколишнього твердого середовища навкруги від вибухової порожнини. Таким чином, має місце передача тиску через клиноподібну поверхню, що проходить через кінці найбільш просунутих тріщин, доступних для газів. При цьому зруйнована область знаходиться всередині поверхні по радіусу r_e , і названа так званим ефективним радіусом. Поза цією областю середовище вважається пружним. Таким чином, тиск вибухових газів у порожнині, всередині якої знаходяться зруйновані частинки і клиновидні утворення, за своєю дією на середовище еквівалентно тиску цих газів на межі порожнини з ефективним радіусом r_e в незавантаженому середовищі. При проникненні в неї газоподібних продуктів вибуху тиск газів в зарядній

порожнині падає, так як збільшується її обсяг. Це відбувається через стискання і руйнування середовища, зміщення межі руйнування до встановлення рівноважного стану середовища і зменшення її пористості, що передбачає подвоєння початкового об'єму зарядної порожнини під дією ударної хвилі. Подальший розвиток радіальних тріщин відбувається в квазістатичному полі напружень навколо збільшеної зарядної порожнини. Межа області руйнування рухається зі швидкістю поширення тріщин в середовищі.

Оцінка зменшення обсягу середовища в умовах об'ємного стискання на контакт з ВР розглядається у пружному наближенні і свідчить про те, що частка відносного початкового об'єму, займаного продуктами вибуху за рахунок стискання середовища, становить 0,8 %, в той час, як відносне збільшення обсягу порожнини за рахунок зміщення області руйнування становить 74,6 %. Перша величина мізерно мала в порівнянні з другою. Це пов'язано з тим, що припущення про пружну поведінку твердого середовища (породи) в ближній зоні вибуху викладено некоректно.

Застосування аналітичних методів для оцінки поля напружень навколо заряду ВР для нематеріального середовища з гіпотетичним початковим напруженим станом визначається умовними чисельними значеннями компонентів напружень і їх орієнтування в просторі для реальних гірських порід, що відрізняються непостійними їх властивостями і складними структурними особливостями. Аналітичні методи дозволяють виявляти загальні закономірності руйнування, які повинні бути перевірені експериментально.

Значний інтерес представляють дослідження, присвячені механізму руйнування гірських порід в ближній зоні вибуху, так як на бризантне руйнування на контакт з ВР витрачається більше 90 % її енергії. Так, після проходження детонаційної хвилі по перерізу заряду процеси бризантного руйнування породи (граніту) відбуваються в наступній послідовності: мілкодисперсне дроблення, дезінтеграція клиновидних секторів і радіальне утворення тріщин. В результаті бризантного руйнування породи формується так звана еквівалентна порожнина. Чисельними методами дано оцінку часу бризантного руйнування граніту під час вибуху подовжених зарядів промислових ВР. Дрібнодисперсне дроблення граніту відбувається через 75 мкс після проходження детонаційної хвилі даного перерізу заряду. Теоретична оцінка часу дезінтеграції клиновидних секторів на окремі великі куски показала, що цей процес завершиться не пізніше, ніж через 300 мкс

після проходження детонаційної хвилі даного перерізу, а формування радіальних тріщин відбудеться не раніше, ніж через 550 мкс. Всі оцінки проведені в припущенні про квазістатичність поля напружень під час вибуху. Крім того, передбачалось, що на поверхні зарядної порожнини відношення радіальних напружень σ_{rr} до тангенціальних $\sigma_{\theta\theta} - |\sigma_{rr}/\sigma_{\theta\theta}|$ складає 3,5, хоча в зоні дрібнодисперсного подрібнення порода поводить як квазірідина і відношення $|\sigma_{rr}/\sigma_{\theta\theta}|$ має бути приблизно рівним одиниці.

Ще один підхід до розгляду механізму руйнування гірських порід вибухом розглядаються в роботі [8]. Тут автором виділено три фази дії вибуху на масив гірських порід: камуфлетну, хвильову і квазістатичну (безхвильову). Він вважає, що в кожній фазі в масив передається певна кількість енергії ВР, і що кожна фаза має свій характер передачі та розповсюдження енергії. При цьому розроблені комп'ютерні програми для розрахунку полів розподілу щільності енергії кожної фази і сумарного поля розподілу щільності енергії вибуху в масиві. Енергія, що передається в масив гірських порід на камуфлетній фазі, зосереджується в ближній до заряду зоні і характеризується високою щільністю. Хвильова фаза процесу починає розвиватися після завершення камуфлетної фази. Щільність енергії падаючої хвилі змінюється уздовж ЛНО. Третя, квазістатична фаза починає свій розвиток після повернення відбитої хвилі напружень до заряду і завершується в момент початку прориву ПД в атмосферу.

Цей підхід є досить умовним і не враховує властивостей гірських порід тому, що в міцних і слабких гірських породах розподіл енергії вибуху буде відрізнятися.

Також слід зазначити, що під час вибухового впливу на гірські породи розглянута важлива роль спільної дії хвиль напружень і газоподібних продуктів детонації. Роль хвиль напружень полягає у формуванні системи мікродефектів – передчасне руйнування гірських порід. Динаміка квазістатичного тиску газів обумовлює закономірності дезінтеграції і тимчасові особливості розвитку мікротріщин.

Останнім часом ряд дослідників визначають особливу роль «газового» фактора в процесі вибухового руйнування. Ними встановлено, що тиск газу в свердловинах є основною причиною руйнування гірських порід вибухом, а хвилі напружень грають тільки другорядну роль і викликають утворення окремих радіальних тріщин поблизу заряду. На поршневу дію газів витрачається до 50 % енергії ВР, тоді як в хвилю напружень переходить не більше 3–15 % енергії ВР.

Роль газового фактору в процесі вибухового руйнування підкреслює зменшення розмірів зони тріщиноутворення і погіршення якості руйнування без застосування забивки.

Припустимо, що теорія руйнування гірських порід вибухом зарядів ВР ґрунтується на відомій феноменологічній квазістатичній хвильовій моделі В.Н. Родіонова, «що під час вибуху нескінченно довгого циліндричного заряду і при його одночасному ініціюванні по всій довжині і миттєвій детонації ВР в зарядній порожнині з формуванням в ній ПД, тиск яких дорівнює P_* , яке нескінченно довго залишається постійним». Тоді, як стверджує В.Н. Родіонов, в зарядній порожнині, розташованій на контакті «ВР-гірська порода», під дією тиску ПД формуються вибухові хвилі з невіднозначними напружено-деформованими станами.

Після приходу вибухової хвилі в деяку точку масиву гірської породи, що знаходиться на відстані r від центру заряду, в ній швидко (не пізніше ніж через 100 мкс) формуються врівноважені статичні напружено-деформовані стани твердого середовища (гірської породи).

Трансформація напружено-деформованих станів, від невіднозначного до врівноваженого, відбувається в породі через поширення у ній хвиль зсуву. Під дією тиску газів в зарядній порожнині відбувається розширення останньої зі зменшенням тиску і щільності газів в ній.

Зроблено припущення, що швидкість поширення ударних хвиль в продуктах детонації $U_{\text{ПД}} = 3,0 \div 3,5$ км/с і що вирівнювання тиску ПД в зарядній порожнині після передачі ними породі частини своєї енергії може відбутися не раніше, ніж після дворазового поширення ударної хвилі по продуктах детонації в поперечному перерізу порожнини.

Під час вибуху заряду кінцевої довжини з точковим ініціюванням по заряду після його ініціювання поширюється ДХ порівняно невеликої потужності, в якій відбувається хімічне перетворювання ВР в газоподібні продукти вибуху. За ДХ в ПД формується особлива автомоделна хвиля розрідження. З термодинамічних оцінок формування напружено-деформованого стану в породі слід зазначити, що при вибірковому ініціюванні зарядів ВР напружений стан в породі навкруги кожного перерізу заряду визначаються тиском ПД в цих перерізах.

З цього випливає, що проблема підвищення якості та рівномірності дроблення породи може бути позитивно вирішена не тільки комбінацією різних типів вибухових речовин в свердловині, а і формою свердловини

(заряду ВР). Тоді, чим більше поверхня контакту заряду ВР із середовищем постійного об'єму і маси, тим більша частина енергії вибуху буде використана на ефективне руйнування середовища.

Корисна дія енергії ВР після її хімічного перетворювання (детонації), більшою мірою залежить від умов передачі її гірським породам при їх вибуховому навантаженні. На практиці умови передачі енергії вибуху гірській породі визначаються особливостями конструкції свердловинних зарядів, які є одним з основних елементів, що визначають ефективність використання енергії вибуху при руйнуванні гірських порід.

Отже, змінюючи конструкцію заряду вибухової речовини через розподіл маси по його перерізу в напрямку збільшення поверхні контакту з руйнуючим середовищем, надає можливість збільшити частку енергії, що йде на дроблення породи.

Бароном В.Л. та іншими дослідниками встановлено, що основне руйнування порід пов'язане з радіальними тріщинами, що поширюються від заряду, а частка впливу відбитих хвиль незначна [5]. При цьому, «монолітний масив руйнується в напрямку від заряду до вільної поверхні».

Лангефорс У. і Кільстрем Б. також вважають, що в загальному обсязі руйнування частка відкольних явищ незначна. Весь процес руйнування, на їхню думку, відбувається в три стадії. На першій стадії в середовищі від заряду поширюється хвиля, яка обумовлює появу розтягуючих зусиль, що призводить до утворення тріщин. Однак на цій стадії при відбici викиду породи, ще не відбувається. На другій стадії, після досягнення хвилею стискання вільної поверхні, виникають напруження розтягування, які можуть викликати відокремлення частини породи з боку вільної поверхні. Однак частка відкольного руйнування незначна, але може зростати в міру збільшення маси заряду. Обидві стадії руйнування, на думку авторів, пов'язані з хвильовими явищами, причому хвиля напружень створює передумови для руйнування. На заключній стадії під впливом тиску ПД відбувається зростання первинних радикальних тріщин, вільна поверхня спучується навпроти заряду і починає зміщуватися. При цьому відбувається остаточне руйнування породи.

1.2. Аналіз впливу структури міцних гірських порід на вибір і обґрунтування раціональних параметрів свердловинних зарядів та типів ВР з урахуванням ресурсо- і енергозбереження

Переважає більшість гірських порід, що розробляються в Україні відкритим і підземним способами, являють собою масиви складної будови. Вони характеризуються наявністю декількох систем тріщин різної інтенсивності і ступеню їх розкритості, складчатостю, анізотропією фізико-механічних властивостей, високим ступенем обводнення і просякання ґрунтових вод. Навіть для масивів з відносно простою геологічною будовою, властивим, як правило, родовищам осадового генезису з горизонтальним заляганням шарів, умови їх розробки ускладнені присутністю ґрунтових вод в свердловинах, карстовими процесами, численними тектонічними порушеннями і т.п.

Неоднорідна будова гірських порід і наявність в них макро- і мікроефектів різних типів (тріщини, пори, межі зерен, включення, площини ослаблення) істотно впливають на їх руйнування при різних видах навантаження. Так, в тріщинуватих масивах гірських порід неоднорідностями є блоки, пласти, шари, і властивості масиву залежать від виду структурних зв'язків між ними. При цьому блоки вважаються монолітними. У більшості порід міцність зчеплення між зернами нижче міцності самих зерен і лінія розриву при руйнуванні проходить між зернами. Міцність зцементованих порід визначається міцністю цементу, а не міцністю заповнювача [3].

Вибір раціональних параметрів свердловинних зарядів і типів ВР для вибухового руйнування порід складної будови вимагає обґрунтованого підходу з урахуванням ресурсо- та енергозбереження.

Це призводить до необхідності класифікувати гірські породи за їх складом і фізичними властивостями. На цій підставі виділяються три основні класи гірських порід: *магматичні, метаморфічні і осадові*. Дослідження механізму вибухового руйнування порід різної структури показало, що гірські масиви певного генезису, схожі по гірничо-геологічним умовам розробки (в межах порід однієї групи) [3].

Для порід *осадового генезису* (пісковики, вапняки, доломіт) характерні масиви, складені горизонтальними шарами, розрізані вертикальними тріщинами різної інтенсивності. Досить рідко орієнтування тріщин в межах одного шару відрізняється від вищого чи нижчого шару порід (Марусінське родовище пісковиків, Луганська обл.). Практично всі масиви осадових порід, особливо на нижніх

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

горизонтах кар'єрів, обводнені. Міцність порід коливається в межах $f = 6-10$ і рідко перевищує 12–14 балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Щільність осадкових порід коливається в межах 2,25–2,56 г/см³ і лише для деяких різновидів мармура досягає значень 2,65–2,75 г/см³. Швидкість поздовжніх хвиль знаходиться в межах 2800–4900 м/с.

Масиви вивержених порід – **магматичного генезису**, відрізняються наявністю анізотропії фізико-механічних властивостей, зумовленою формуванням даної групи порід в неоднорідному силовому полі напружень, наявністю декількох розвинених протяжних систем тріщин різного ступеня відкритості і інтенсивності, просторово пов'язаних з лінійно-площинною структурою розташування в просторі породоутворюючих мінералів (так званої структурою «течії»). Системи вертикальних тріщин розподілені в масивах вивержених порід нерівномірно, утворюючи протяжні, взаємно-пересічні зони сильнотріщинуватих і практично монолітних порід. Масиви вивержених порід в значній мірі обводнені. Грунтові води характеризуються високим ступенем просякливості. Межа міцності порід коливається в межах $f = 12-16$, досягаючи 18–20 балів і більше за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Щільність магматичних порід коливається в межах 2,67–3,28 г/см³. Значення швидкості поздовжніх хвиль знаходяться в інтервалі 4800–6900 м/с. Умови розробки порід даної генетичної групи найбільш складні

Метаморфічні породи являють собою складні складчасті утворення, закономірна тріщинно-тектонічна будова яких підпорядковано просторовому положенню вісьової поверхні складки. Для метаморфічних складчастих порід характерні такі риси структури, як наявність трьох добре розвинених систем макротріщин, що утворюють в сукупності параллелепіпедальну окремість, а також анізотропія фізико-механічних властивостей порід, висока обводненість гірських масивів. Межа міцності порід, що залежить від мінералогічного складу, коливається в межах $f = 10-16$ балів за шкалою М.М. Протод'яконова. Іноді в зонах окварцевання, пов'язаних з численними диз'юнктивними порушеннями межа міцності порід може перевищувати 20 балів. Щільність порід даної групи знаходиться в інтервалі 2,61–3,70 г/см³, наближаючись в масивних рудах до 4,30 г/см³ і більше. Швидкість поширення поздовжніх хвиль знаходиться в інтервалі 4800–7300 м/с. За складністю розробки метаморфічні породи займають проміжне положення між осадковими і магматичними породами.

Фізико-механічні властивості гірських порід (щільність і швидкість поширення пружних поздовжніх і поперечних хвиль), зумовлюють вибір типів ВР при їх вибуховому руйнуванні.

З точки зору зменшення енерговитрат оптимальними вибуховими речовинами для руйнування твердих середовищ (гірських порід) у разі, коли їх хвильовий опір (імпеданс) дорівнює або близький до імпедансу середовища, що руйнується. Імпеданс штатних ВР коливається в межах $(0,34-0,80) \times 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$. Низькими значеннями імпедансу характеризуються найпростіші (аміачно-селітряні) вибухові суміші типу ігданіту $(0,34) \times 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$, високими значеннями – ВР типу гранулол $(0,68 \times 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1})$ і алюмотол $(0,804 \times 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1})$. Розроблене в США (фірма «Atlas Powder Company») потужне рідке ВР на основі нітрату амонію – окислювач і гідразину – горючої добавки з співвідношенням 2 : 1, при швидкості детонації 8600 м/с і щільності близько 1 г/см^3 характеризується імпедансом $(0,86-0,90) \times 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$, яка незначною мірою відрізняється від імпедансу алюмотолу. Проте, імпеданс даного ВР в середньому нижче імпедансу багатьох осадкових порід (за винятком слабких пісковиків, аргілітів і глінистих сланців).

Тому підбір типів ВР для руйнування порід по рівності імпедансів можливий тільки для незначних типів порід осадкового походження. У цьому випадку буде досягатися мінімум втрат при передачі енергії вибуху в масив, що руйнується. З огляду на велику потужність подібних вибухових речовин, слід очікувати збільшення виходу перездрібнених фракцій на контакті «ВР-порода», що абсолютно неприйнятно при вибуховому дробленні порід, які використовуються в будівельній галузі (виробництв будівельних матеріалів), коли перездрібнення веде до втрат корисних копалин. Розроблені в Україні нові емульсійні вибухові речовини (Україніт, Анемікс, Ера), що мають середню швидкість детонації (4000–6000 м/с) при високій щільності ($1,20-1,25 \text{ кг/см}^3$), імпеданс яких близький до імпедансу середовища, що руйнується і забезпечують низький піковий тиск з тривалим періодом вибухового навантаження. Основні характеристики емульсійних ВР, розроблених в Україні (табл. 1.1) і їх вибухові властивості, при руйнуванні гірських порід в порівнянні з іншими типами ВР – в табл. 1.2.

Певну проблему представляє вибухове дроблення *міцних гірських порід*, що розробляються на щебінь, коли використання потужних ВР для вибухового руйнування призводить до втрат корисних копалин у вигляді перездрібнених фракцій.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 1.1.

Основні характеристики емульсійних ВР України

Показники	Україніт	Емоніт	Анемікс	Емульхім	ЕРА-АМ
Щільність, кг/м ³	1,25–1,35	1,2–1,35	1,2–1,36	1,1–1,35	0,9–1,2
Теплота вибуху, кДж/кг	2950	3270	3120–3230	3510	4200–4300
Об'єм газів, л/кг	760–890	930	1005	1067	920
Швидкість детонації, км/с	4,8–5,0	4,8–5,2	4,8–5,2	4,8–5,2	4,4–5,5
Критичний діаметр, мм	100	120	80–90	50	65–75
Кісневий баланс, %	– 0,18 – 2,1	– 0,2 – 0,3	–1,0– 1,15	– 0,6	–0,6– 0,7
Вихід умовного «СО», л/кг	12–25	20–25	10–20	–	7–21

Таблиця 1.2.

Вплив типу ВР і міцності породи на радіус та об'єм перездрибленої гірничої маси

Тип ВР	Коефіцієнт міцності порід, f	Радіус перездрибнення, м		Об'єм перездрибнення, м ³ /м	
		Без зазору	Водяний зазор	Без зазору	Водний зазор
ЕВВ	8	0,84	0,63	2,16	1,2
	12	0,68	0,51	1,4	0,78
	16	0,59	0,44	1,06	0,57
Грамоніт 79/21	8	0,47	0,32	0,64	0,3
	12	0,39	0,26	0,43	0,16
	16	0,33	0,26	0,30	0,11
ПВС	8	0,33	0,22	0,30	0,13
	12	0,27	0,20	0,18	0,08
	16	0,24	0,16	0,13	0,04

Дану проблему необхідно вирішувати комплексно, тобто шляхом підбору не тільки типу ВР, а й науково-обґрунтованого вибору геометрії сітки розташування свердловинних зарядів (з урахуванням трещиноватості і анізотропії фізико-механічних властивостей порід), конструкції свердловинних зарядів і схем їх ініціювання.

Вибір типів ВР для вибухового руйнування порід цілком залежить від ступеня і характеру обводнення масиву, що руйнується, в тому числі від типу ВР за водостійкістю, а також від технології формування свердловинного заряду (використання гідроізолюючих оболонок).

Вибір конструкції свердловинного заряду. При вибуховому руйнуванні гірських масивів складної будови на вибір конструкції свердловинного заряду впливає декілька чинників, головні з яких: межа міцності, тріщинуватість, обводненість і шаруватість.

Оскільки від правильного вибору конструкції заряду в значній мірі залежить ефективність вибуху [3], то з технічної точки зору на таких родовищах при збереженні високої якості дроблення порід доцільно використання, як суцільної конструкції (рис. 1.3, а), так і розосереджені свердловинні заряди (рис. 1.3, в, г). Використання інертного і повітряного проміжку певної довжини сприяє скороченню його довжини на цю величину, що сприяє зменшенню витрат ВР на кожній свердловині.

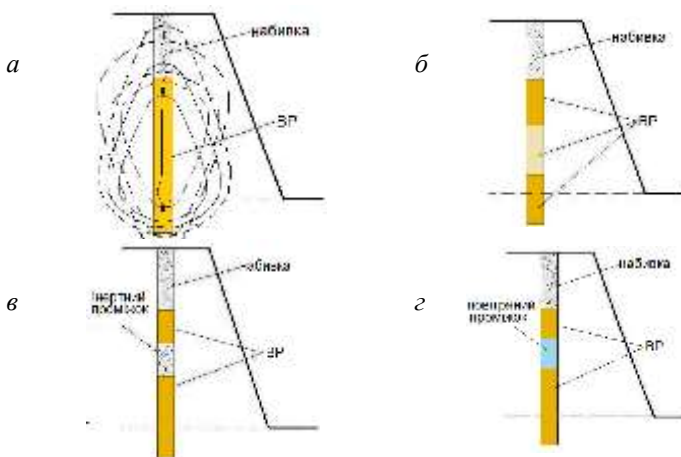


Рис. 1.3. Конструкції зарядів ВР

а – суцільної конструкції; б – комбінований заряд; в – заряд з інертним і г – повітряним проміжком

При руйнуванні міцних шаруватих метаморфічних порід з вертикальним розташуванням шарів (кварцити з вмістом залізу) або масивних магматичних порід, в будові яких присутні вертикальні тріщини з високою щільністю, хороші результати забезпечують

комбіновані заряди, в конструкції яких чергуються між собою типи ВР з різними енергетичними характеристиками (рис. 1.3, б).

Інтенсивність дроблення гірничої маси досягається також під час вибуху зарядів зі змінним діаметром по висоті уступу (рис. 1.4). Такі заряди можуть бути сформовані через розширення діаметру свердловин механічним або вогневим способом (в термобурих породах, рис. 1.4, а), розташуванню ВР в гідроізолюючих оболонках – рукавах (рис. 1.4, б), а також завдяки розміщенню в свердловині постійного діаметра спеціальних пристроїв.

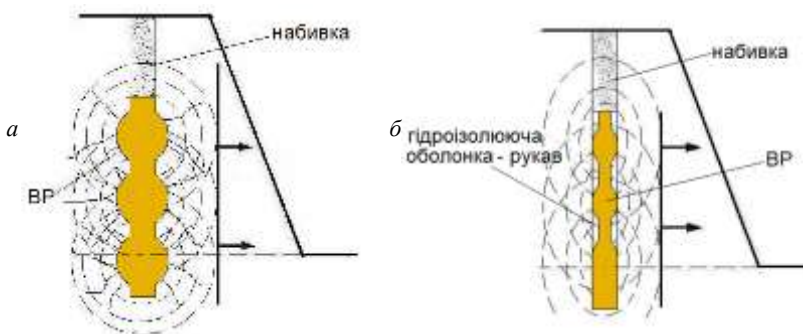


Рис. 1.4. Конструкції зарядів змінного діаметру по висоті уступу

а – заряд ВР з котловими розширеннями по висоті уступу; б – заряд ВР в гідроізолюючій оболонці – рукаві по висоті уступу

Вибір геометрії сітки розташування свердловинних зарядів і схем їх комутації. Обґрунтований вибір даних параметрів повністю залежить від структурних особливостей масиву порід, що руйнується і, як правило, передбачає проведення додаткових досліджень впливу структурних особливостей масиву (анізотропії фізико-механічних властивостей і тріщинуватості) на характер руйнування порід вибухом [3].

При вибуховому дробленні тріщинуватих анізотропних порід переважно використовувати схеми підривання із врубовими зарядами, розташованими на фланзі блоку, що руйнується, протилежному до його торця і напрямку його відокремлення та переміщення в сторону, що збігається з вектором лінійності породоутворюючих мінералів [9]. Такі схеми з'єднання зарядів сприятимуть локалізації енергії вибуху в блоці і дозволить підвищити якість дроблення гірничої маси, розширити сітку

свердловинних зарядів, зменшити величину перебуру і знизити вихід перездрібнених фракцій через зниження енергоємності руйнування порід. З технічної точки зору в способах руйнування тріщинуватих анізотропних порід, заснованих на локалізації енергії вибуху в межах блоку, що руйнується, доцільно використовувати діагональні схеми з'єднання зарядів. При багаторядному коротко-уповільненому підриванні (КУП) такі схеми забезпечують якісне подрібнення і мінімальний сейсмічний ефект масового вибуху, оскільки кількість одночасно підриваємих в групі зарядів не перевищує числа рядів свердловин.

1.3. Аналіз і оцінка впливу напруженого стану твердого середовища на ефективність руйнування гірських порід енергією вибуху

Вивчення руйнуючої дії вибуху в напружених породах тісно пов'язане з видобутком корисних копалин на великих глибинах. У цих умовах НДС масиву гірських порід істотно впливає на енергоємність і характер вибухового руйнування міцних гірських порід, які впливають на показники проходки виробок: зменшується коефіцієнт використання шпурів (КВШ), збільшуються питомі витрати ВР і обсяг бурових робіт і т.п. При цьому збільшується в 1,5–2,0 рази вартість будівництва шахт, а також собівартість видобутку вугілля і руди в середньому на 20% [10-11]. Прибирання породи, ремонт і відновлення кріплення в таких випадках призводить до додаткових матеріальних і трудових витрат, зниження темпів проведення виробок і на 15–17% продуктивності праці гірників.

На основі аналізу стану підготовчих виробок, закладених на глибинах понад 600 м, в породах з межею міцності на стискання до 50,0 МПа встановлено, що ще на стадії будівництва шахт, рудників або нових видобувних горизонтів, гірничі виробки перекреплюються по 2–3 рази. Тому з техніко-економічних міркувань на великих глибинах виробки повинні закладатися в найбільш міцних породах (наприклад, пісковиках). Слід зазначити, що на глибинах понад 700 м ці напружені породи, як правило, містять газ під великим тиском. Проведення виробок в таких породах часто супроводжується викидами порід і газу, які можуть призвести до тяжких соціально-економічних наслідків (пошкодження постійного кріплення, викид значних обсягів породи і метану, що досягають 15 тис. м³).

З причини складності проведення досліджень в умовах глибоких шахт і рудників по вивченню закономірностей впливу напруженого стану

гірського масиву на результати вибуху (якість дроблення) були проведені експерименти в лабораторних умовах на плоских і об'ємних моделях [12-13]. А так як в напруженому масиві відбувається накопичення потенційної енергії, яка може реалізовуватися у вигляді різних, в тому числі динамічних проявів, то облік характеру розподілу і параметрів НДС у вибої підготовчої виробки в його характерних зонах дозволили на практиці здійснювати правильний вибір і обґрунтування раціональних параметрів технологічних паспортів БПР [14-16].

Слід зазначити, що під час навантаження твердого середовища вибухом, яке знаходиться в одновісному напруженому стані і концентрації напружень навколо порожнини (врубу), які описані системою рівнянь, мають вигляд

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= \frac{P}{2} \left(1 - \frac{R_0^2}{r^2} \right) + \frac{P}{2} \left(1 - \frac{4R_0^2}{r^2} - \frac{3R_0^4}{r^4} \right) \cos 2\theta \\ \sigma_\theta &= \frac{P}{2} \left(1 + \frac{R_0^2}{r^2} \right) - \frac{P}{2} \left(1 + \frac{3R_0^4}{r^4} \right) \cos 2\theta \\ \tau_{r\theta} &= -\frac{P}{2} \left(1 + \frac{2R_0^2}{r^2} - \frac{3R_0^4}{r^4} \right) \sin 2\theta \end{aligned} \right\} \quad (1.2)$$

де σ_r, σ_θ – нормальні радіальні і тангенціальні напруження, МПа;

$\tau_{r\theta}$ – дотичні напруження, МПа;

R_0 – радіус порожнини (врубу), м;

r – відстань від вісі отвору до розглянутої точки, м;

θ – кут, утворений радіус-вектором точки з вертикаллю, град.

Отримані рівняння, що описують хвильові процеси, які протікають в порожнині зарядів різних конструкцій, дозволили обґрунтувати критерій перерозподілу полів напружень в гірській породі, які формуються під час вибуху.

Впливу різного напруженого стану середовища на особливості її вибухового руйнування досліджені при різних формах моделі, міцності її матеріалу і схеми їх статичного навантаження. Встановлено, що при навантаженні і постійних параметрах моделі середовища, складно визначити характерні зони розподілу напружень і їх величину. За результатами цих досліджень практично неможливо оцінити характер

руйнування гірських порід при їх природному заляганні. Слід також зазначити, що напружений стан середовища не завжди враховується при руйнуванні різних середовищ вибухом для умов плоского напруженого стану навколо вибою виробки масиву гірських порід.

Дослідження закономірностей руйнування вибухом заряду вибухової речовини блокових моделей з органічного скла при гідростатичному стисканні їх до 50 МПа показали, що руйнуюча дія вибуху знижується і локалізується в ближній зоні навколо заряду.

Доведено, що суттєва зміна розмірів зон тріщиноутворення відбувається в тому випадку, коли зовнішній тиск перевершує межу міцності середовища на розтягування. Отримані результати [17] реалізовані при руйнуванні різних типів порід і характеризують порядок формування тріщин, що впливають на параметри хвилі напружень в умовах всебічного стискання (тиск до 50 МПа). Показано, що зі зростанням тиску при всебічному стисканні породи інтенсивність формування зони радіальних тріщин нерівномірна для різних типів порід і залежить від їх міцності.

Значення міцності гірських порід в умовах нерівномірного або гідростатичного всебічного стискання значно відрізняються від отриманих результатів в умовах простого одновісного навантаження. Зміни фізико-механічних властивостей гірських порід з глибиною (модуль пружності, щільність порід, швидкість поширення пружних хвиль, коефіцієнт Пуассона) сприяють зміні акустичної жорсткості і опору порід руйнуванню при проведенні виробок (рис. 1.5) [18].

Виконані в роботі [17] експериментальні дослідження на плоских моделях і дисках з органічного скла, що знаходяться в умовах попереднього одновісного напруженого стану показали, що магістральні радіальні тріщини від вибуху заряду ВР зароджуються і розвиваються в напрямку площини додаткового навантаження.

Пояснюється це тим, що шпур виконує роль концентратора напружень і тоді навколо його формуються області, які відчують стискання і розтягання, що спричиняють процес тріщиноутворення. Встановлено, що характер руйнування середовища залежить від інтенсивності наведених навантажень, що впливають на швидкість розвитку тріщин і хвиль напружень. При цьому, зародження і розвиток тріщин полегшується в областях, які характеризуються нормальними мінімальними розтягуючими напруженнями і погіршуються в областях дії статичних стискаючих напружень.

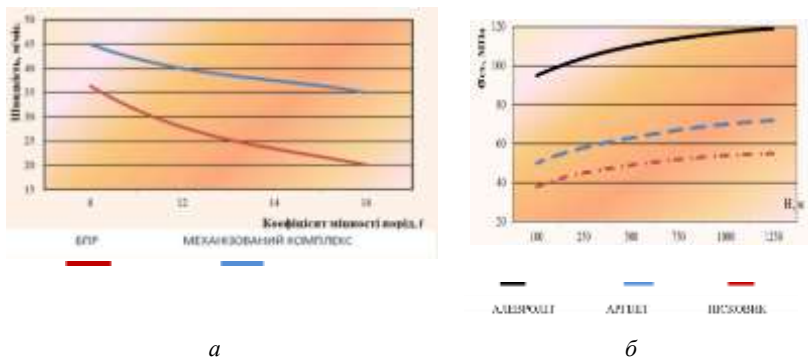


Рис. 1.5. Залежності зміни швидкості проходки виробок (а) від міцності порід на стискання з глибиною (б)

Питанню фізичного і математичного моделювання НДС гірського масиву присвячені роботи ряду закордонних вчених [19-20] і вітчизняних дослідників [21-22]. Розроблені моделі враховують граничні умови і характер поширення напруження в масиві гірських порід при їх вибуховому навантаженні. Встановлено вплив НДС масиву на формування хвиль напружень від вибуху заряду ВР, які досягнувши вільної поверхні переходять в хвилю розрідження і, взаємодіючи зі стискаючими навантаженнями, сприяють м'якому і збільшеному по тривалості навантаженню.

Дослідження впливу напруженого стану на процес тріщиноутворення при вибуховому руйнуванні твердих середовищ і межі міцності породи на розтягання показав, що на величину і напрямок головних нормальних напружень, що діють в точках масиву, впливають фізико-механічні властивості гірських порід, а гранична величина тангенціальних напружень, що спричиняють зростання тріщин в їх вершинах, залежить від особливостей будови гірських порід.

Багато дослідників вважають, що підвищення гірського тиску впливає на результати руйнування гірських порід і призводить до збільшення питомих витрат ВР, подорожчання гірничих робіт і зміни технології розробки родовищ. На їхню думку, ефективність взаємодії статично напруженого масиву і динамічного впливу хвиль напружень, що виникають під час вибуху системи свердловинних або шпурових зарядів у вибої, і може бути досягнута лише за умови розташування заряду в зоні віджимання, де напруження нижче. В цьому випадку питомі

витрати ВР в межах зони віджимання істотно менші, ніж за її межами. Застосування схеми відбійки, що забезпечує руйнування порід в стані одновісного стиснення, дозволяє знизити питомі витрати ВР на 17-20 % в порівнянні з відбійкою в зоні нормального гірського тиску. Ці результати підтверджено експериментами на піщано-цементних і гранітних блоках, які показали, що якість дроблення твердих середовищ вибухом залежить від значень і напрямку дії статичних навантажень.

Досвід проведення двох перпендикулярно розташованих штولень в норвежських сланцях засвідчив, що швидкість буріння і проходки перебували в співвідношенні 1:2,3, а швидкість буріння і витрати ВР – 1:2,5. Встановлено, що напрямком уповільнення проходки виробок близький до напрямку мінімальних напружень в гірських породах.

Так, при відбійці руди в гірському масиві, де є зона з підвищеною концентрацією напружень, обсяг руйнування зменшується в 1,2–1,5 рази, що призводить до збільшенню витрат ВР. Причому, якщо вектор дії вибуху збігається з напрямком статичних напружень, то витрати ВР на відбійку знижується приблизно на 20 % [106–108].

У Кривбасі, зі збільшенням глибини гірничих робіт і ширини видобувного простору, спостерігається зменшення питомих витрат ВР на руйнування гірських порід. Хоча при звичайних умовах вибухового руйнування порід питомі витрати ВР з глибиною розробки збільшуються. Експериментально встановлено, що статичне навантаження не сприяє руйнуванню середовища, якщо коефіцієнт напруженості менше 0,6, а тому питомі витрати ВР слід збільшувати. При коефіцієнті напруженості масиву більше 0,6 статичне навантаження (гірський тиск) сприяє поліпшенню якості дроблення під час вибуху і зменшенню питомої витрати ВР. На практиці для конкретних умов проходки гірничих виробок і відбійки корисних копалин до коректування параметрів БПР слід підходити вибірково.

Дослідження впливу статичного поля напружень на ступінь вибухового дроблення гірських порід у вибої виробки показали, що з зростанням напруженого стану середовища діаметр середнього куску спочатку збільшується при його руйнуванні вибухом, а потім, після досягнення 40 % від критичної величини руйнуючого навантаження, зменшується. При цьому дія зарядів ВР в зоні деформації розтягування буде більш ефективним, ніж в стані «затиску», а перебур шпурів із зони стиснення в напрямку зони розтягування призведе до ускладнення руйнування в зоні максимального стиснення.

Напружений стан в зоні вибою може надавати, як позитивний, так і

негативний вплив на результати вибуху при проведенні гірничих виробок і залежить від глибини закладання заряду. Зі збільшенням глибини закладання заряду напружений стан наближається до всебічного стискання, що перешкоджає руйнуванню. Встановлено, що безпосередньо навколо вільної поверхні вибою, породи розташовані в зоні нерівномірного тривісного стискання у вигляді кульового сегменту. В результаті стискання і прогибу поверхні вибою в його центрі утворюється зона стискання, а безпосередньо біля контуру виробки – зона розтягування. При створенні в цих зонах умов нестійкої рівноваги, що характерно для глибин від 750-800 м і більше, відбувається руйнування, яке починається в зоні розтягування на поверхні вибою формуванням кругових тріщин. Спільна дія напружень розтягування, зсуву і стискання призводить до руйнування порід у вибої по напівсферичних поверхнях, спрямованих прогибом в бік масиву до тих пір, поки вибій виробки не набуде стійкої прямокутної форми. Отже, для ефективного управління руйнуванням за рахунок сил гірського тиску, тобто накопиченої в породі енергії пружних деформацій, слід домагатися зміни форми поверхні вибою, надаючи їй криволінійну форму в процесі проходки. Виходячи з цього, вважається за доцільне розташовувати вруб в центральній частині вибою, де висота кульового сегменту максимальна і ефективність руйнування породи зарядами ВР буде досягнута розміщенням їх усередині цієї зони (кульового сегменту).

Врахування закономірностей розподілу статичного поля в масиві при виборі місця розташування шпурів і послідовності їх підривання дозволяє підвищити ефективність вибухових робіт, а зв'язок між амплітудою вибухового імпульсу і енергією пружної деформації гірських порід є передумовою розробки раціональних режимів підривання статично напружених гірських порід [23].

В роботі [24] проведено оцінку впливу напруженого стану масиву з напівсферичною поверхнею вибою підготовчої виробки на вибухове руйнування порід. Виконані дослідження дозволили встановити, що одним з факторів, що обумовлюють зміни основних показників руйнування порід вибухом, є складний напружено-деформований стан гірського масиву до вибуху, викликане дією гравітаційних, тектонічних, геотермічних сил і гірничотехнічних умов робіт, що проводяться. Встановлені закономірності розподілу напружень у вибої виробки дозволили автору [25] обґрунтувати місце закладання врубових зарядів з урахуванням розподілу зон напружень стискання і розтягування в призабійній частині масиву по ходу проведення гірничої виробки.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Характеризуючи в цілому уявлення про механізм вибухового руйнування напруженого середовища, які наведені вище, дають можливість оцінити результати досвіду і на цій підставі сформулювати і реалізувати поставлені завдання, використовуючи енергію пружних деформацій гірського масиву для підвищення ефективності вибухового руйнування напружених гірських порід.

Сучасна технологія проведення гірничих виробок для підготовки видобувних блоків до розробки, проходка 90 % яких, здійснюється з використанням енергії вибуху [26], може бути реалізована при будівництві нових шахт (рудників), реконструкції діючих і своєчасним введенням нових видобувних дільниць в глибоких шахтах (рудниках) на гірничодобувних підприємствах України. Вона базується на постійному коригуванні та вдосконаленні параметрів буропідричних робіт для конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов з урахуванням напруженого стану масиву. Однак, відповідно до існуючих уявлень, зі збільшенням глибини розробки родовищ рекомендовано підвищення питомої витрати ВР [11]. Але практичні результати свідчать, що такий напрямок щодо вдосконалення вибухової відбійки порід у вибоях підготовчих виробок економічно не обґрунтований [27].

Для зниження негативного впливу вибухових навантажень при руйнуванні напружених гірських порід, в процесі проведення виробок, розроблені способи управління вибуховим руйнуванням гірських порід з використанням набивки із суміші, що твердіє і здатної в процесі твердіння розширюватися і збільшувати дію ПД під час руйнування гірських порід вибухом. Вище описані способи використані в технології спорудження підземних виробок, яка пройшла апробацію на ш. ім. О.О. Скочинського, ш. Центральна ВО «Красноармійськвугілля» і впроваджена на вугільних і рудних шахтах [28-29]. При цьому досягнута рівномірність дроблення гірських порід, знижена ймовірність пошкодження постійного кріплення і рівень запиленості рудникової атмосфери. КВШ зріс з 0,7–0,8 до 0,93–0,97.

Для шахт, безпечних по вугільного пилу і газу, запропоновані нові технології ведення вибухових робіт при проведенні гірничих виробок різного технологічного призначення на основі управління тривалістю вибухового імпульсу при підриванні зарядів різних типів ВР, як в донній частини шпuru, так і по його довжині, зарядів кумулятивної дії з плоскою симетрією, раціональних конструкцій прямих 3-х ярусних призматичних з компенсаційною порожниною (свердловина, рис. 1.6, табл. 1,3) і циліндричних врубів (рис. 1.7, табл. 1.4).

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

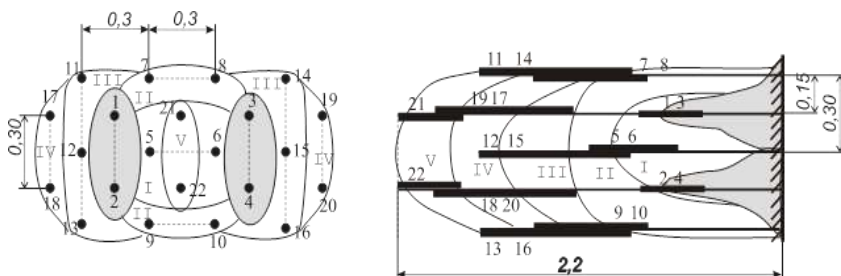


Рис. 1.6. Схема глибокого східчастого врубу

Промислове впровадження прямого східчастого врубу на вугільних шахтах ДП "Луганськвугілля" дозволило збільшити на 15% ефективність робіт за рахунок переходу на одноприймне підірвання зарядів по всьому перерізу виробки. КВШ зріс із 0,7 до 0,9, а об'єми проходки на 18 м/міс.

Таблиця 1.3.

Параметри шпурів і шпурових зарядів

№ групи	Номери шпурів	Довжина шпуру, м	Маса заряду, кг	Кількість зарядів	Кут нахилу, град.		Черговість висадження
					до вертикалі	до горизонталі	
1	1–4	1,35	0,90	4	90	90	ЕДКЗ–ОП
2	5–6	1,70	1,20	2	90	90	ЕДКЗ–ІПМ
3	7–10	2,05	1,50	4	90	90	ЕДКЗ–2ПМ
4	11–16	2,20	1,80	6	90	90	ЕДКЗ–3ПМ
5	17–20	2,20	1,80	4	90	90	ЕДКЗ–4ПМ
6	21–22	2,20	0,60	2	90	90	ЕДКЗ–5ПМ
	Усього	43,4	31,2	22			

Економічний ефект склав 150, 6 грн на погонний метр виробки.

Впровадження конструкції нового прямого циліндричного врубу при будівництві підземних споруд ДВАТ «Луганськдіпрошахт» на вугільних шахтах дозволило зменшити прямі витрати у розмірі 60 грн/м.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

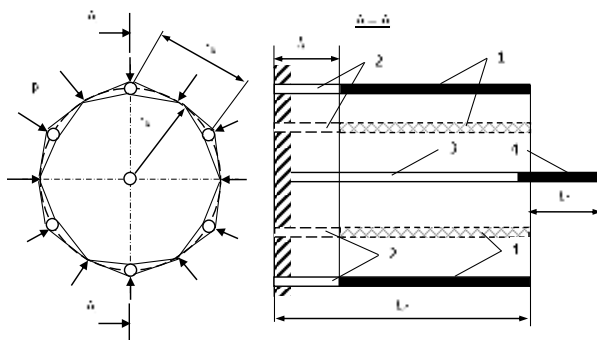


Рис. 1.7. Конструкція прямого циліндричного врубу

Таблиця 1.4.

Технологічні параметри врубу прямого циліндричного

Параметри	Міцність порід, f		
	f < 5	5 < f < 7	7 < f < 10
Радіус кола врубових шпурів (8), м			
для ВР II класу	—	0,5...0,7	0,4...0,6
для ВР III – IV класів	0,45...0,7	0,45...0,65	0,3...0,5
для ВР V класу	0,3...0,6	0,3...0,5	—
Довжина заходки, м	2,5...3,0	2,0...2,5	1,5...2,0
$L_{II} = 0,1 \cdot L_3 \cdot \sqrt[3]{f}$, Довжина перебуру центрального шпуру, м	0,3...0,6	0,35...0,6	0,4...0,5
$Q_{II} = \Delta \cdot \pi \cdot r_3^2 \cdot L_3 \cdot 0,1 \cdot \sqrt[3]{f}$, Маса заряду у центральному шпуру, кг	0,25...0,5	0,5	0,5...0,75

Встановлені залежності розподілу енергії хвиль напружень в напруженому гірському масиві від вибуху заряду ВР у вибої виробки при різній формі його поверхні дозволили обґрунтувати раціональні параметри зарядів у врубі в залежності від типу ВР і набивки (рис. 1.8) [25], а також підвищити ефективність проходки і формуванню контуру виробок. Розроблені рекомендації реалізовані в технологічних паспортах БПР, що дозволило збільшити темпи проведення виробок на 10–15%.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

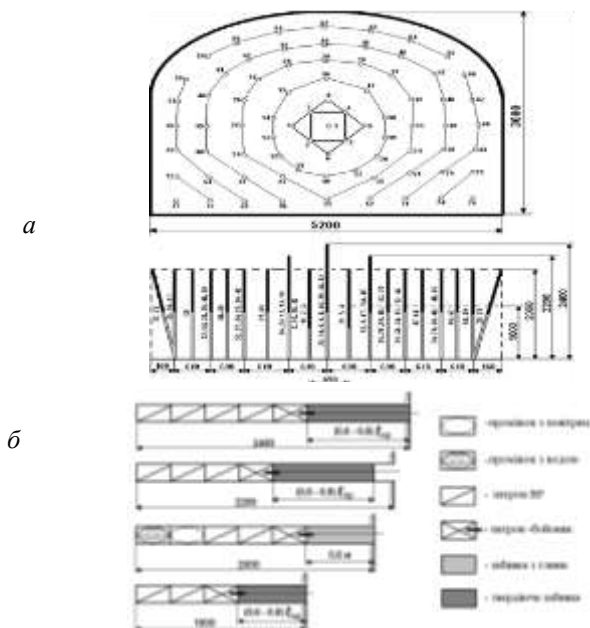


Рис. 1.8. Схема розробленого паспорту БПР (а) і конструкції шпурових зарядів у врубі (б)

Важливим резервом підвищення ефективності видобутку руд складної будови є вдосконалення механізму руйнування порід енергією вибуху. У технологічному процесі видобутку руди зростання продуктивності праці і поліпшення техніко-економічних показників підприємств залежать від якості підривних робіт. Досвід роботи гірничорудних підприємств України засвідчив, що позитивні результати по управлінню дією вибуху отримані через застосування вертикальних циліндричних зарядів ВР різного діаметру, вертикальних пучкових зближених і ВКЗ (рис. 1.9, рис.1.10) і їх взаємного розташування при масовому обваленні руди з урахуванням НДС, структури і тріщинуватості масиву, кількості енергії вибуху заряду ВР і її об'ємної щільності.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

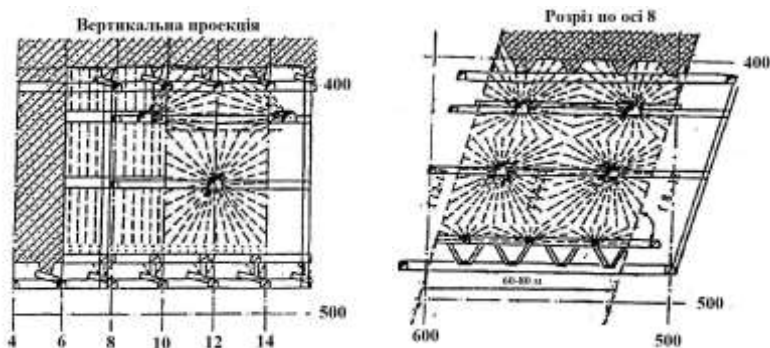


Рис. 1.9. Схема поверхнево-камерної системи розробки залізних руд і технології руйнування масиву глибокими свердловинними зарядами ВКЗ на шахтах Кривбасу

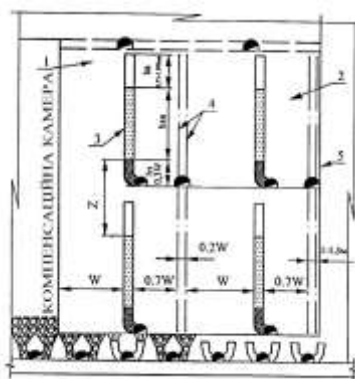


Рис. 1.10. Формування зарядів ВКЗ в експлуатаційному блоці
1, 2 – блок першої і другої черги; 3 – заряди ВКЗ; 4, 5 – згруповане віяло глибоких свердловин на межі екрануючого прошарку експлуатаційної камери

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Результати промислових випробувань при руйнуванні кварцитів з використанням зарядів ВКЗ на шахті ім. Орджонікідзе в Кривбасі наведено в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5.

Результати промислових випробувань зарядів ВКЗ на шахті ім. Орджонікідзе

Дата вибуху	Кількість відбитої руди, т	Переріз заряду ВКЗ, м	Висота ВКЗ, м		Маса ВР, кг	Питомі витрати ВР, кг/т
			загальна	заповнена ВР		
25.02.1990	80,0	1,5x1,5	64	22,7	45306	0,566
17.06.1990	163,8	1,3x1,5	90	27,0	43260	0,265
20.02.1993	28,4	1,3x1,5	18	5,9	10052	0,354
29.05.1993	337,1	1,5x1,5	168	49,6	99107,4	0,294
28.11.1993	141,0	1,5x1,5	96	41,4	82862	0,588
10.06.1994	461,0	1,5x1,5	236	92,4	184711	0,444
21.01.1995	70,0	1,5x1,5	51	18,0	35909	0,512
15.04.1995	247,0	1,3x1,5	204	75,0	120073	0,438
21.10.1995	285,0	1,3x1,5	220	81,0	147186	0,512
24.02.1996	341,0	1,3x1,5	240	81,1	145983	0,428
17.08.1996	447,0	1,3x1,5	212	66,3	119328	0,267
28.07.1997	48,0	1,3x1,5	38	16,0	28152	0,586
17.08.1997	440,0	1,3x1,5	241	95,5	167611	0,381
Разом:	3089,3		1878	671,9 (35,8%)	1229540,4	0,398

Як показали промислові випробування при підземному видобутку руди для систем поверхневого примусового обвалення на гірничорудних підприємствах Росії і України, рівномірне дроблення руди досягається

завдяки 3–7 рядного розташуванню по ширині панелей пучкових зближених зарядів, зарядів ВКЗ і їх підривання в центральній частині компенсаційної камери на середовище, яке знаходиться в стані «затиску».

При цьому чітко простежується відмінність ВКЗ по характеру впливу енергії вибуху на масив, що руйнується, з характерним розподілом частки корисної роботи по колонці в порівнянні з іншими конструкціями зарядів. Також поліпшується якість дроблення в разі, коли заряд розділений на частини повітряними проміжками і на секції, розміщеними по колонці заряду і між набивкою та зарядом ВР, заповнених буровим штибом, що дозволяє знизити вихід негабаритних кусків руди.

Отже, виявлення і врахування напружених зон гірського масиву у вибої підготовчих виробок і в околиці видобувної камери рудного покладу дозволить розробити такі енерго- і ресурсозберігаючі методи і способи підривання, які забезпечать раціональне використання енергії вибуху при проведенні підготовчих виробок і руйнування корисних копалин на глибоких горизонтах шахт (рудників), що має важливе значення для гірничодобувної промисловості.

1.4. Аналіз ефективності способів формування подовжених зарядів різної форми перерізу при руйнуванні міцних гірських порід

Ефективність дії вибуху зарядів ВР в гірських породах визначається їх здатністю виконувати корисну роботу по дробленню і переміщенню гірничої маси. Для ефективного управління процесом вибуху важливим є вибір конструкції заряду. Під конструкцією заряду розуміють сукупність таких геометричних і технологічних параметрів, як: форма заряду і зарядної камери, місце розташування точки ініціювання, комбінації застосовуваних ВР, довжина заряду, співвідношення частин заряду, заповнених ВР і набивкою. За геометричним принципом подовжені заряди розділяються на дві основні групи: заряди з постійним і змінним перерізом по їх висоті (рис. 1.3, рис.1.4). Заряди змінного перерізу мають явно виражені максимуми і мінімуми енергетичного потенціалу по їх висоті. Під час вибуху таких зарядів зростає роль розтягуючих напружень під час руйнування гірських порід, енергоємність руйнування якими на порядок нижче, ніж стискаючих. Удосконалення конструкції свердловинного заряду є одним із способів підвищення коефіцієнта використання енергії вибуху та зниження собівартості вибухового руйнування гірських порід.

Механічні способи буріння свердловин, які отримали найбільше поширення, дозволяють створювати циліндричні порожнини постійного діаметра по всій довжині свердловини (рис. 1.3, *a*). При цьому, в торці циліндричного заряду така форма вибухових свердловин через, малі радіуси руйнування масиву, не є оптимальною.

З точки зору подолання опору по підшві уступу одним із способів є збільшення діаметра заряду в нижній його частині через формування в ній заряду сферичної форми.

Створення котлових розширень по висоті уступу в свердловинах постійного поперечного перерізу можливе трьома способами: по – перше, за допомогою формування котлових розширень в заданих частинах свердловини механічними приладами; по-друге, верстатами вогневого буріння в термобурімих породах; по-третє, шляхом прострілювання свердловини.

Вибір раціональної конструкції свердловинного заряду з метою підвищення ефективності вибухового руйнування гірських порід став підставою для розробки і промислового освоєння способу руйнування порід свердловинними зарядами змінного діаметру по висоті уступу.

Практика показала, що заміна суцільного свердловинного заряду постійного поперечного перерізу системою зосереджених зарядів, що розташовуються в котлових розширеннях уздовж осі свердловини дозволяє:

- при постійній питомій витраті ВР через збільшення діаметра котлових розширень до 0,36–0,45 м дозволяє розширити сітку свердловин, і як наслідок підвищити вихід гірничої маси з 1 м свердловини на 15–25 % без погіршення якості дроблення;
- на 10–15 % знизити питомі витрати ВР при постійному виходу відбитої гірничої маси з 1 м свердловини;
- на 30–35 % зменшити обсяг буріння в порівнянні з суцільним діаметром свердловини.

Промислові дослідження проводились при руйнуванні міцних скельних порід ($f = 16\text{--}20$) під час вибуху зарядів на вільну поверхню і на підпірну стінку (в затиснутому середовищі).

Аналіз досліджень підтвердив ефективність застосування системи зосереджених свердловинних зарядів при підриванні твердого середовища, що знаходиться в стані затиску. При цьому відзначено збільшення виходу фракцій менше 400 мм (до 85–90 %).

Таким чином, використання комбінованої технології шарошечного буріння і термічного способу розширення вибухових свердловин

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

економічно виправдане. Основною перевагою даної технології є можливість формування зарядних порожнин заданої конфігурації (рис. 1.4, *а*), що дозволяє підвищити ККД вибуху, поліпшити якість дроблення масиву, забезпечити економію ВР і пального з подальшим зростанням ефективності термічного способу розширення вибухових свердловин.

Однак в силу того, що вогневе буріння є виборчим щодо типу порід (виключно присутність в породі кварцу), був розроблений новий спосіб формування свердловинного заряду в поліетиленовому рукаву змінного діаметру (рис. 1.4, *б*), ефективність конструкції якого вперше була перевірена в умовах Полтавського ГЗК.

Промислові вибухи по встановленню ефективності нової конструкції свердловинного заряду змінених параметрів поліетиленового рукава (відрізки рукава різного діаметру, які чергуються) були здійснені при відбійці необводнених гірських порід в умовах кар'єрів Докучаєвського флюсо-доломітного комбінату. В якості ВР використовували водонестійке ВР типу ПВС-1У. Промислові випробування показали, що використання зарядів зміненого діаметру по висоті уступу дозволяє забезпечити:

- зменшення витрат ВР до 15 % і відповідного обсягу викидів шкідливих газів в атмосферу кар'єрів;
- скорочення пилових викидів в атмосферу кар'єрів;
- скорочення витрат корисних копалин завдяки зменшенню обсягу перездрибненої гірничої маси;
- зниження собівартості вибухових робіт через зменшення витрат ВР.

З метою розширення сфери застосування технології підривання з використанням свердловинних зарядів змінного діаметру було запропоновано декілька конструкцій свердловинних зарядів для відбійки гірських порід на уступі блоку, що містить вибухову речовину у вигляді суцільної колонки змінного перерізу по висоті свердловини у формі конуса та форми свердловинного заряду, в якому колонка вибухової речовини поступово зменшується до гирла свердловини. При цьому було запропоновано всі секції колонки вибухової речовини, починаючи з нижньої секції заряду, зміщувати від вісі заряду в бік масиву. Використання цих конструкцій зарядів сприяє зниженню виходу негабариту, скороченню витрат ВР на вторинне дроблення, підвищенню продуктивності екскаваторів і зменшенню формування заколів в тильній частині масиву.

Управляти дробленням тріщинуватих і шаруватих гірських порід дозволяє також формування зарядів, які по всій колонці мають секції з пережимом (перев'язані). При цьому уздовж вісі свердловини створюють пережими на відстані один від одного, що дорівнює 4–6 діаметрам свердловини. У місці пережимів, між зарядом і стінкою свердловини, залишаються повітряні порожнини. Підвищення рівномірності і якості дроблення при цьому досягається за рахунок створення різноградієнтного поля напружень уздовж вісі свердловин.

Заряди змінного перерізу дозволяють регулювати концентрацію енергії вибухової речовини по його довжині. Це досягається при формуванні в заряді осьової порожнини змінного перерізу, яка збільшується до гирла свердловини. При цьому осьову порожнину можна бути наповнено палимим сипким матеріалом.

Зміна діаметру заряду ВР можлива також при розміщенні всередині зарядної порожнини порожнистих конструкцій різної форми. Об'ємні порожнисті фігури складаються з концентратора і розподільника. Для підвищення ефективності вибуху завдяки концентрації енергії в заряді і її перерозподілу стінки бічної поверхні хвостової частини об'ємних порожнистих фігур виконані увігнутими всередину і мають змінний радіус цієї поверхні.

Для обґрунтування форми порожнистої фігури, наприклад, рефрактора, розташованого в шпуровому або свердловинному заряді ВР для підвищення ефективності вибухових робіт за рахунок перерозподілу енергії з осьового напрямку в радіальний виконано теоретичне дослідження. При цьому розглядається вплив форми рефрактору всередині зарядної порожнини, яка впливає на дію ударної хвилі і продуктів детонації з покращенням ефективності дії вибуху (рис. 1.11).

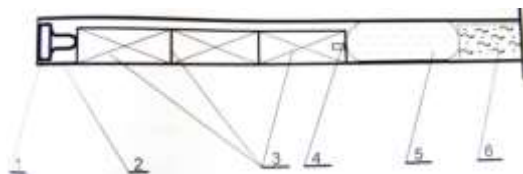


Рис. 1.11. Конструкція шпурового заряду з інертним рефрактором
1 – рефрактор; 2 – шпур; 3 – патрони ВР; 4 – детонатор; 5 – ампула з водою;
6 – пісчано-глиниста набивка

Одним із способів посилення радіальної дії ПД в донній частині свердловини (шпуру) для зниження величини перебуру – є формування порожнин різної форми вставок, кумулятивних вийомок в нижній частині

подовжених зарядів.

Перерозподіл енергії ВР по колонці свердловинного заряду з посиленням його дії в перебурі реалізується застосуванням технології турбопіривання свердловинних зарядів з розміщенням по вісі заряду в центральній його частині турболізатору гвинтоподібної форми [30]. Функція його полягає в тому, щоб при проходженні по колонці заряду детонаційної хвилі (ДВ), що впливає на нього своєю головною частиною і продуктами детонації (ПД) на протязі часу Δt і силою $F(t)$, спрямованої по вісі свердловини, створювати кручений момент. Внаслідок цього, при проходженні ДХ під впливом газоподібних ПД турболізатору надається імпульс обертально-поступального руху і він спрямовується слідом за ДХ. Обертання турболізатору призводить до утворення «вихорів», які забезпечують вимушену конвекцію ПД і тим самим сприяють більш повному їх згорянню в свердловині.

Для якісного опрацювання підосви уступу і зниження ймовірності її завищення необхідне застосування посиленого заряду вибухової речовини в нижній частині свердловини. Посилення дії свердловинного заряду ВР можна досягнути розміщенням тут більш потужного ВР або розширенню нижньої частини свердловини до створення котла діаметром 400 мм або іншими способами. Одним із способів відмови від перебуру можливо лише в тому випадку, якщо для відбійки гірських порід використовувати конструкції зарядів ВВ з повітряною подушкою в донній частині свердловини, повітряних порожнин і проміжків [31]. Проведеними випробуваннями встановлено, що ударна хвиля, досягнувши торця свердловини, відбивається і на її фронті різко зростає тиск. Він чинить додатковий вплив на нижню частину свердловини, що сприяє поліпшенню опрацювання підосви уступу і зменшенню на 50 % довжини перебуру.

Характер руйнування гірських порід складної будови залежить як від мікроструктури (орієнтування мікротріщин і фізико-механічних властивостей породоутворюючих мінералів), так і від макроструктури (просторового положення і морфології тріщин, які перетинають гірський масив). Тому досягнення високої якості вибухової підготовки гірничої маси, скорочення втрат корисних копалин і підвищення ефективності дії вибуху можливе за рахунок вибору і обґрунтування раціональних параметрів буропідричних робіт для цих умов і умов передачі енергії вибухової речовини масиву гірських порід, що руйнується [32].

Проведений аналіз свідчить про необхідність підвищення ефективності руйнування гірських порід подовженими зарядами ВР

через застосування зарядів різних конструкцій, що підтверджено експериментально в полігонних і в промислових умовах. Однак запропоновані способи формування таких зарядів вимагають додаткових витрат, а іноді бувають і важко здійсненними. Тому розробка нових, економічно обґрунтованих способів формування свердловинних зарядів, наприклад, зарядів різної форми перерізу для руйнування міцних гірських порід, є одним із напрямків підвищення повноти використання енергії вибуху і тому є актуальною.

1.5. Аналіз екологічного стану і безпеки об'єктів навколишнього природного середовища при розміщенні і накопиченні в підземних виробках відходів гірничорудного виробництва

При розробці родовищ корисних копалин з подальшою переробкою мінеральної сировини виникають масштабні джерела постійного негативного впливу на об'єкти навколишнього середовища.

В даний час видобувними підприємствами України складовано у відвалах і хвостосховищах близько 25 мільярдів тонн гірської породи і відходів переробки, які постійно збільшуються. Вони зосереджені в більш ніж 1239 породних відвалах і териконах, з них токсичних – 5 млрд т, що в перерахунку на одного мешканця є найбільшим показником серед країн Західної і Центральної Європи [33-34]. При цьому, річні темпи накопичення відходів в Україні сягають 1 млрд т, а побутових – 10 млн т. Така загрозлива тенденція – наслідок неефективної, матеріаломісткої і енерговитратної системи виробництва і низького рівня утилізації відходів. Техногенні відходи родовищ, як правило, містять велику кількість екологічно шкідливих компонентів, що є джерелом негативного впливу на навколишнє природне середовище (НПС) і здоров'я людини.

Аналіз досліджень свідчить, що при вивченні внутрішніх та зовнішніх особливостей, притаманних породним масам, виникають проблеми, пов'язані саме з комплексними перетвореннями у відвалах, адже більшість реакцій проходять одночасно, нівелюючи або підсилюючи хімічну активність окремих компонентів.

Не менш серйозною проблемою є неконтрольовані зміни стану самих відвалів, спричинені внутрішніми та зовнішніми чинниками. При цьому близько 80 % відвалів або пройшли стадію самозаймання та горіння, або все ще горять. У більшості випадків проблема самозаймання та горіння породних відвалів часто лишається без уваги, особливо у випадку відсутності безпосередньої небезпеки для населення та довкілля.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Агресивні сполуки у вигляді кислот, лугів, солей важких металів та інших компонентів змиваються з поверхні відвалу та зрештою потрапляють до ґрунтових вод і ґрунтів, призводять до їх забруднення. Під впливом вологи та повітря вони інтенсивно окислюються, що обумовлене властивістю шарів відвалу адсорбувати кисень, який вступає до хімічних реакцій з вугіллям. Цей процес супроводжується виділенням тепла та підвищенням температури, що ще більше підсилює реакції окислення.

Інша ситуація спостерігається у разі розміщення породних відвалів вугільних шахт на територіях сільськогосподарських угідь і промислових підприємств. Відвали, розташовані на територіях промислових підприємств, являють собою своєрідний резерв компонентів, що в них накопичені. Негативний вплив на довкілля відвалів заслуговує особливої уваги, так як уповільнена взаємодія з навколишнім середовищем спричиняє забруднення об'єктів, які там розташовані і, як наслідок, збільшення захворюваності населення.

Комплексні наукові, методичні та прикладні дослідження екологічних ризиків на територіях розміщення відходів гірничодобувних підприємств дозволять сформувати сучасну інформаційну базу екологічних даних, на основі яких необхідно розробляти управлінські природоохоронні заходи. Один із заходів – їх утилізація через захоронення в гірничих виробках шахт і рудників, закладка виробленого простору, підтримання гірничих виробок формуванням бутових смуг. Слід зазначити про досвід, накопичений в державах Європейської співдружності, США, Канади, СНД та інш. по вирішенню цієї проблеми в середині минулого століття з урахуванням специфіки технології видобутку корисних копалин.

Слід відзначити про накопичений досвід в Німеччині використання виробок для захоронення твердих промислових відходів, в тому числі порід відвалів шахт, де була розроблена технічна концепція доставки і розміщення відходів. Так на початку 90-х років минулого століття в Землі Північний Рейн-Вестфалія в підземних виробках було розміщено 10,2 мільйона тонн відходів, з яких 683,5 тисяч тонн – відходи гірничої промисловості

Роботами, виконаними в концерні "Рурколе АГ" визначено основні положення концепції захоронення твердих відходів у виробках вугільних шахт, що базуються на принципі недопущення перенесення шкідливих речовин з відходів в навколишнє середовище рухом повітря і ґрунтових вод. Закладання відпрацьованих просторів шахт, рудників є допустимим і можливим лише в тих випадках, коли буде забезпечена абсолютна

безпека щодо шахтних і підземних вод, безпечні умови праці для гірників, технічна раціональність використання наявної на шахті для цієї мети інфраструктури.

Важливою ланкою в підвищенні екологічної безпеки на територіях з розвинутою інфраструктурою є прагнення повного вилучення цінних руд з покладів і забезпечення безпеки ведення гірничих робіт на рудниках Кривбасу і ДП Схід-ГЗК. Ці напрямки обумовили в середині минулого століття широкий розвиток і впровадження технології розробки родовищ системами з закладанням виробленого простору сумішами, що твердіють.

Досвід видобутку руд технологіями із закладанням виробленого простору намітив тенденції всебічного використання в якості в'язучого і наповнювачів різних відходів та попутних продуктів переробки лісової, гірничодобувної та металургійної промисловостей для приготування сумішей, що твердіють. Використання відходів вигідно, як з економічної, так і з соціальної точок зору [35].

Накопичення зазначеної кількості промислових відходів являє собою одну з причин негативних наслідків на екологічний, медичний, соціальний і демографічний стан територій з розвинутою видобувною і переробною промисловістю.

Тому питання зниження питомих обсягів твердих відходів і більш широкого застосування технології видобутку із закладанням виробленого простору залишаються актуальними і вимагають практичного вирішення.

Таким чином, аналіз впливу основних факторів на ефективність вибухового руйнування міцних гірських порід складної будови енергією вибуху необхідними є проведення подальших комплексних теоретичних, лабораторних та промислових досліджень, що дозволять встановити механізм руйнування міцних гірських порід новими конструкціями подовжених зарядів ВР і оцінити їх економічну та технологічну ефективність при проведенні гірничих виробок, відбійки і переробки корисних копалин з відкритим і підземним циклами робіт з урахуванням гірничо-геологічних і структурних особливостей гірських порід різного генезису, які дозволять вдосконалити буропідривну технологію руйнування міцних гірських порід, що упереджують екологічні загрози і забезпечуть задовільний рівень безпеки населення в районах з розвинутою інфраструктурою, що є актуальною науково-технічною проблемою.

**Розділ 2. РОЗРОБКА СПОСОБІВ ОЦІНКИ ЗМІНИ ПИТОМОЇ
ПОВЕРХНЕВОЇ ЕНЕРГІЇ І ХАРАКТЕРУ
РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД
РІЗНОГО ГЕНЕЗИСУ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ВИДІВ ЇХ
ДИНАМІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ**

2.1. Експериментальні дослідження фізико-механічних властивостей і структурних особливостей міцних гірських порід різного генезису

Для досліджень фізико-механічних властивостей і питомої поверхневої енергії руйнування порід різного генезису були відібрані зразки: осадового, магматичного і метаморфічного походження на гірничодобувних підприємствах України – ГЗК Кривбасу, ДП СхідГЗК, кар'єри нерудної промисловості, шахти Західного, Центрального і Східного Донбасу, Докучаєвський флюсодоломітний комбінат та інші. Зразки гірських порід (керни) відбиралися в гірничих виробках, на блоках кар'єрів поза зоною дії вибухових навантажень. Опис відібраних зразків порід наведено в табл. 2.1.

Вивчення фізико-механічних характеристик гірських порід різного генезису, таких як щільність, межа міцності на одновісне стискання, швидкість поздовжніх і поперечних хвиль, коефіцієнт Пуассону і модуль Юнга проведено згідно чинних Держстандартів на моделях, виготовлених з відібраних проб і кернів (табл. 2.1). Для кожної серії випробувань було підготовлено 10 моделей кубічної форми з розміром ребра 40 ± 2 мм і циліндричної форми висотою рівною діаметру керна (діаметр керна 55–57 мм). Грані зразків оброблялися шліфувальним порошком, при цьому їх кривизна не перевищувала 0,05 мм.

Підготовлені зразки гірських порід піддавалися випробуванням на гідравлічному пресі ПР-500, згідно апробованого методу, визначення межі міцності на одновісне стискання. Загальний вигляд модуля для навантаження зразків наведено на рис. 2.1. Контроль тиску проведено манометром, а вимір поперечної деформації – тензодатчиком переміщення. Отримана інформація в автоматичному режимі надходила на комп'ютерний комплекс для відповідної обробки і побудови діаграми «Напруження стискання – деформація (подовжена або поперечна)». Типовий вид діаграми «Напруження стискання – деформація» наведено на рис. 2.2.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 2.1.

Відомості про зразки гірських порід різного генезису, відібрані для досліджень фізико-механічних властивостей і питомої поверхневої енергії їх руйнування

Тип породи	Месце відбору проб	Розмір зразка, мм	Характеристика породи
Пісковик (мілко.-зерн.)	ш. Дніпровська «ДТЕК-Павлоградвугілля», 110У сб. штрек, покрівля пласту С ₁₀	350×350×3 50	Пісковик світло-сірий, середньо-зернистий, міцний
Пісковик (велик. зерн.)	ш. Скопинського «ПрАТ Донвугілля», гор.1200м, свердл. 11495	350×350×3 50	Пісковик сірий, великозернистий, горизонтально-шаруватий, міцний
Граніт– сірий великозернистий	Кар'єр «Сівач» м. Корсунь-Шевченківський Черкаська обл.	350×350×3 50	Граніт сірий, велико і середньозернистого світло-сірого, плагіоклазу із вкрапленнями зерен ортоклазу, рожево-коричневого відтінку, міцний
Граніт– сірий, орієнтований	Кар'єр Новопавлівський, гор. +80 м Кіровоградська обл.	350×35×35 0	Граніт світло-сірий (плагіо-граніт), середньо-і великозернистої текстури
Граніт– червоний великозернистий	Кар'єр Капустянський, гор. +26 м Кіровоградська обл.	350×350×3 50	Граніт м'ясо-червоний, великозернистий, міцний
Базальт	Рафаловське родовище базальтів, Ровенська обл	350×350×3 50	Базальт темно-сірий, дрібнозернистий, з дрібними подовжено-ними зернами моноклінного пироксену
Граніт з вмістом урану	Ватутінське родовище уранових руд, м. Смоліно, Кіровоградська обл.	350×350×3 50	Рожевий дрібно- та середньо-зернистий із вмістом урану, міцний
Кварцит з вмістом залізу	ЦГЗК, кар'єр №3, геологорозвідувальний kern, діаметр 43 мм, сверд-на Н-445, м. Кривий Ріг	–	Тонкошаруватий, дрібнозернистий, тонко-полосчастої текстури, міцний
Вапняк	ПАТ «ДФДК», Східний рудник	350×350×3 50	Вапняк дрібнозернистий, з уламками мінералу кальциту, склементований кальцитовим цементом



Рис. 2.1. Загальний вид модуля пресу ПР-500 для випробування зразків порід на однісіне стискання

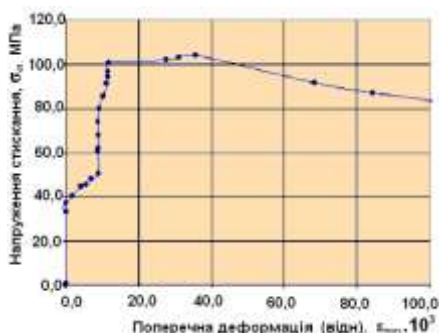


Рис. 2.2. Типова діаграма «Напруження стискання – деформація»

Результати випробувань заносились в табличній формі в комп'ютерну базу даних. Межу міцності зразка розраховували за формулою:

$$\sigma_{cmc} = \frac{P_{max}}{S_0}, \quad (2.1)$$

де $S_0 = a^2$ – площа грані зразка кубічної форми, см^2 ; a – середній розмір грані зразка, см ; $S_0 = \frac{\pi d^2}{4} \approx 0,785d^2$ – площа перерізу циліндричного зразку (керну), см^2 d – діаметр зразку, см .

Дослідження акустичних властивостей гірських порід: швидкості поширення поздовжніх і поперечних хвиль проводили на стенді, розробленому в ІГТМ НАН України (рис. 2.3).

До складу стенду входить переносний імпульсний ультразвуковий прилад УК-10ПМ з п'єзоперетворювачами поршневого типу в захисному кожусі із аксіально-поляризованої кераміки ЦТС або прилад серії УК-10ПМС з автоматизованою обробкою отриманих осцилограм швидкостей поздовжніх і поперечних хвиль з видачею результатів на монітор.



Рис. 2.3. Загальний вид стану для визначення швидкості поширення поздовжніх і поперечних хвиль з монтажним модулем для розташування зразка породи з датчиками

При використанні приладу УК-10ПМ обробку результатів випробувань проводили апробованим методом визначення швидкості поширення поздовжніх і поперечних хвиль. Заміри швидкості поширення пружних хвиль здійснювали по 3-м парам граней зразку, потім визначали їх середнє значення. Отримані середні розрахункові величини швидкостей поширення пружних хвиль з точністю не менше 10 % і ступенем надійності 0,95 досягало випробуванням 10-ти зразків по кожному типу породи.

Модуль Юнга по отриманих показниках швидкості поширення пружних хвиль в зразку гірської породи розраховували за формулою:

$$E = \rho C_p^2, \text{ ГПа} , \quad (2.2)$$

де ρ – щільність зразка породи, кг/см^3 ;

C_p – швидкості подовженої хвилі, м/с .

Для прискорення і спрощення процесу визначення пружних параметрів зразків порід використано номограму В.Рентча і Г.Кромфолза, що дозволяє оперативно визначати коефіцієнт Пуассону по відношенням C_p/C_s .

Результати досліджень фізико-механічних властивостей гірських порід різного генезису наведено в табл. 2.2.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 2.2.

Основні фізико-механічні властивості гірських порід різного генезису

Тип породи	Місце відбору проб	Щільність, $\rho \cdot 10^{-3}, \text{кг/м}^3$	Межа міцності на стискання, $\sigma_{\text{ст}}, \text{МПа}$	Швидкість позовжної хвилі, $C_p, \text{м/с}$	Коефіцієнт Пуасона, ν	Модуль Юнга $E, \text{Па}$
Граніт-сірий великозернистий	Кар'єр «Сівач» м. Корсунь-Шевченківський Черкаська обл.	2,8	196,0	5600	0,3	87,8
Граніт-сірий, орієнтований	Кар'єр Новопавлівський, гор. +80 м Кіровоградська обл.	2,65	205,2	4950	0,29	65,0
Граніт-червоний великозернистий	Кар'єр Капустя-нський, гор. +26 м Кіровоградська обл.	2,55	210,6	5100	0,28	66,3
Базальт	Рафаловське родо-вище базальтів, Ровенська обл.	2,9	342,0	5400	0,3	84,5
Граніт із вмістом урану	Ватутінське родовище уранових руд, м.Смоліно Кіровоградська обл.	2,8	225,0	6300	0,25	111,0
Пісковик (мілко.-зерн.)	ш. Дніпровська «ДТЕК-Павлоград-вугілля», 110У сб. штрек, покрівля пласту C_{10}	2,73	151,4	4055,5	0,44	44,9
Пісковик (великозерн.)	ш. Скочинського «ПрАТ Донвугіл-ля», гор.1200м, свердл. 11495	2,10	85,5	3600,0	0,21	27,2
Кварцит із вмістом заліза	ЦГЗК, кар'єр №3, геологорозвідувальний kern, діаметр 43 мм, свердл. Н-445, м. Кривий Ріг	3,0	300,0	5600	0,39	94,0
Вапняк	ПАТ«ДФДК», Східний рудник	3,0	120	5500	0,22	90,75

Із підготовлених зрізів гірських порід різного генезису виготовляли петрографічні шліфи, на котрих вивчали їх структурні особливості (див. табл. 2.1) за допомогою поляризаційного мікроскопу МП-2. В результаті встановлено наступне:

– **граніт** рожевий мілко – і середньозернистий із вмістом урану (Ватутінське родовище уранових руд, м. Смоліно Кіровоградська обл., рис. 2.4).



a



б

Рис. 2.4. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури Ватутінського мілко- і середньозернистого рожевого граніту із вмістом урану (темні зерна уранова смолка; прозорі – кварц)

a – шліф № 4836; *б* – шліф № 5019

Мінералогічний склад:

головні мінерали – кислий плагіоклаз (альбіт-олігоклаз № 20–30) – 40–45 %; амфіболи лужного ряду зеленувато-бурі групи рібекіту – 16 %; амфіболи безбарвні групи тремоліт-актиноліту – 4 %; кварц мозаїчної структури зі слідами грануляції і залікованих мікротріщинами у вигляді субвертикальних смужок газово-рідких включень – 20–25 %;

другорядні мінерали – кальцит у вигляді пелітоморфних зерен в польового шпату + апатит (часто розташований всередині акцесорних мінералів) + незначна кількість біотиту темно-бурого – 15 %; акцесорні мінерали – ортит (всередині скупчення амфіболу) + торіт в мікротріщинах плагіоклазу + сфен (всередині акцесорних ортіту і торіту) – 5 % [36].

– **кварцит із вмістом заліза** тонкої структури, полощатий, дрібнозернистий (ІнГЗК, Дніпропетровська обл.).

Мінералогічний склад: головні мінерали: основні рудні – гематит + магнетит + мартит – 30–35 %; кварц дрібнозернистий – 20 %; **другорядні мінерали:** сульфід залізу – пірит + халькопірит (сліди) + піротин (сліди) + марказит – 2–3 %; слюди і слюдopodobні мінерали – хлорит + селадоніт + біотит + стільпномелан (наповнювачі мікротріщин) – 3–4 %; амфіболи – кумінгтоніт + альмандин – 10–15 %; Fe-карбонати – сидероплезит + сидерит + пістомезит + феродоломіт – 15–20 %; гідроокисли заліза – гетит + лепідокрокіт – до 1 % (рис. 2.5).



Рис. 2.5. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури криворіжського магнетитового кварциту: темні зерна – магнетит; прозорі – кварц

– **магнетитовий кварцит з тонкими смужками** – ЦГЗК м. Кривий Ріг.

Текстура – шарувата дрібнозерниста.

Розмір мінеральних агрегатів і окремих зерен: смужки агрегатів кварцових зерен – товщина смужки 300–400 мкм; окремих зерен кварцу в смужці – 30–100 мкм; смужки зерен магнетиту – суцільних смужок немає, окремі зерна магнетиту, розміром від 20 до 300 мкм обкутані дрібними зернами кварцу (20–50 мкм), ширина такої комбінованої смужки становить 300–400 мкм (як і чисто кварцові смужки, рис. 2.6).

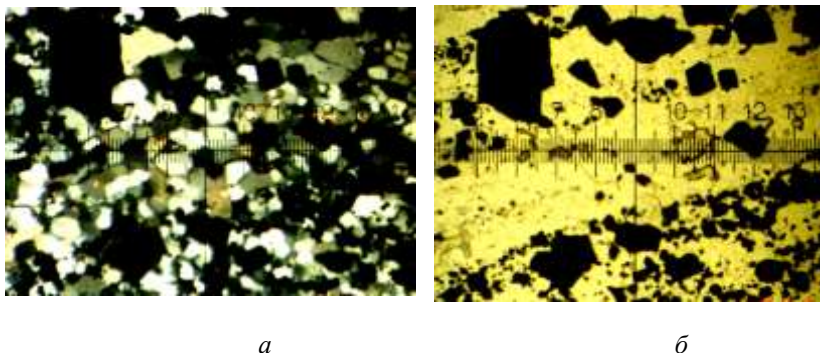
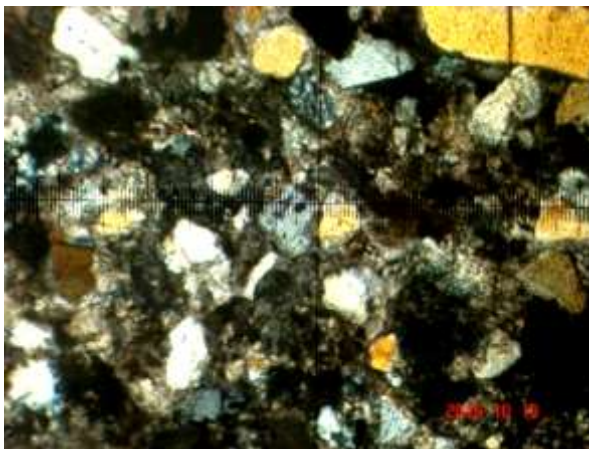


Рис. 2.6. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури магнетитового кварциту з тонкими смужками в поляризованому (а) і через яке проходить світло: темні зерна – магнетит; прозорі – кварц

Мінералогічний склад. Кварц і магнетит приблизно порівну у співвідношенні 1:1 складають 95 % мінералів кварциту. В полі зору мікроскопу спостерігаються окремі прозорі зерна ферокальциту (не більше 0,5–1,0 %). Вторинні зміни – відсутні.

– **пісковик міцний** («ДТЕК– Павлоградвугілля», ш. Дніпровська, покрівля пласту C_{10}) дрібнозернистої структури з невеликою кількістю зерен $\sim 5\%$ розміром 0,2–1,0 мм. Уламковий матеріал, представлений кварцом з незначною кількістю залікованих мікротріщин з газово-рідким включенням розміром 0,5–1,0 мкм, плагиоклазом і слюдяними мінералами. Уламки зерен гострокутні і слабо обкутані. Цемент вапняковий, переважно кальцитовий, базальтового типу з елементами корозійного контакту (рис. 2.7).



**Рис. 2.7. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$)
структури пісковика міцного дрібнозернистого
(«ДТЕК–Павлоградвугілля», ш. Дніпровська, покрівля пласту C_{10})**

– граніт – сіро-рожевий (майже червоний), великозернистий.

Текстура – середньо і грубозерниста, овоїдна, характерна для гранітів типу «Ріпаківи». Овоїди представлені великими кристалами кварцу, польового шпату (мікрокліну і плагіоклазу № 20–30, тобто плагіоклазу групи альбіт-олігоклазу).

Мінералогічний склад. Мінералогічний склад мало чим відрізняється від мінералогічного складу так званих «ідеальних» гранітів: кварц + ортоклаз (мікроклін) + плагіоклаз (група альбіт-олігоклазу) практично порівну – 90%; Біотит (Bt) + акцесорні: циркон (Zr), апатит (Ap), сфен (Tit), магнетит (Mt), ільменіт (Ilm) в рівних пропорціях – 10 %, причому Bt – 4–6 %, Zr + Ap + Tit + Mt – 4–6 % (рис. 2.8).

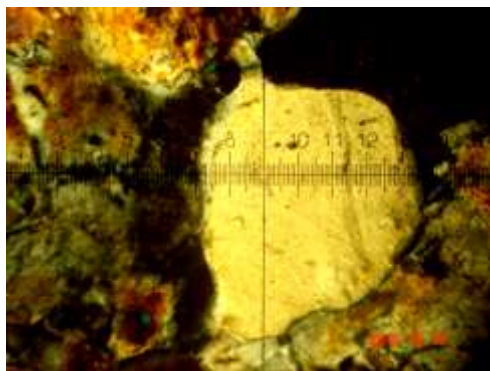
Структура – гіпідіоморфна «гранітова» без вторинних змін.

Опис деяких мінералів.

Кварц – слабе хвилясте і безхмарне згасання в поляризованому світлі. Кварц містить в своєму складі численні включення у вигляді смужок бульбашок газу (при великому збільшенні, порядку $400\times$) орієнтовані переважно в одному напрямку.



a



б

**Рис. 2.8. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення
×400) структури граніту сірого
(*a*) – рожевого (*б*) велико-зернистого
(карьер «Сівач», м. Корсунь-Шевченковський
Черкаська обл.)**

Мікроклін – двійники у вигляді решітки в поляризованому світлі.

Плагіоклаз (альбіт-олигоклаз) – полісинтетичні двійники в поляризованому світлі в результаті автометаморфізму в процесі консолідації.

– *граніт – світлосірий (плагіограніт), орієнтований* (кар’єр Новопавлівський, гор. +80 м, Кіровоградська обл., рис. 2.9).



Рис. 2.9. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 400$) структури граніту світлосірого (кар’єр Новопавлівський, гор. +80 м, Кіровоградська обл.)

Текстура – середньо- і великозерниста.

Розмір мінеральних агрегатів і окремих зерен: в основній масі породи – 2-3 см (максимальний до 5 см); окремих зерен мінералів в мінеральних агрегатах: польового шпату (мікрокліну і переважаючого плагіоклазу № 10–20 групи альбіт-олігоклазу 0,5–2,0 см; кварцу в «сверхіндівидах» – 0,2–1,0 см.

Мінералогічний склад. Мінералогічний склад відрізняється від мінералогічного складу так званих «ідеальних» гранітів: кварц + ортоклаз (мікроклін) + плагіоклаз (група альбіт-олігоклазу) практично порівну - 90%; в даній зв’язці плагіоклаз явно переважає на ортоклазом (мікрокліном) в співвідношенні 1:3; Віотит (Bt) + акцесорні: циркон (Zr), апатит (Ap), сфен (Tit), магнетит (Mt), ільменіт (Ilm) – порівну – 10 %, причому Bt – 4–6 %, Zr + Ap + Tit + Mt – 4–6 %.

Структура – гіпідіоморфна «гранітова» без вторинних змін.

Опис деяких мінералів.

Кварц – пряме згасання в поляризованому світлі (ознаки динамометаморфізму на стадії консолідації масиву відсутні). Кварц містить в своєму складі незначну кількість включень у вигляді смужок

бульбашок газу (при великому збільшенні, порядку 400× можна констатувати, що дані включення переважно однофазні (газ), орієнтовані в одному напрямку). Расплавні (тверді) включення відсутні

Мікроклін – у вигляді решітки двійників в поляризованому світлі слабо розвинена (що також свідчать про відсутність динамометаморфізму, тобто деформації масиву тектонічними силами).

Плагіоклаз (альбіт-олигоклазу) – полісинтетичні двійники в поляризованому світлі; як уже було зазначено вище зі слідами пелітизації (заміщення зерен тонкодисперсною сумішшю слюди, в основному, серициту (мілкошаруватого різновиду мусковіту, карбонатів, в основі, кальциту і цоїзиту – мінералу підкласу острівних силікатів) в результаті автометаморфізму в процесі консолідації.

– *граніт червоний великозернистий* (кар'єр Капустянський, гор. +26 м, Кіровоградська обл., рис. 2.10).

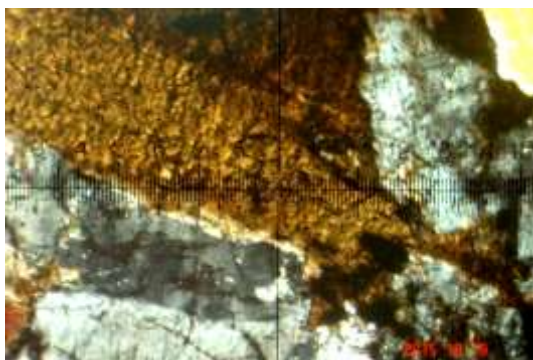


Рис. 2.10. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення ×400) структури граніту червоного великозернистого (кар'єр Капустянський, гор. +26 м, Кіровоградська обл.)

Текстура – великозерниста, характерна для абісальних и гипабісальних (глибинних і середньоглибинних гранітів чисто магматичного походження).

Розмір мінеральних агрегатів і окремих зерен кварцових агрегатів – 1–3 см; окремих зерен кварцу в мінеральних агрегатах («сверхіндівидах») – 0,5–1,0 см; скупчень польового шпату (мікрокліну і плагіоклазу) – 1–3,0 см; окремих зерен польового шпату в скупченнях – 0,5–2,5 см.

Мінералогічний склад. Відрізняється від мінералогічного складу так званих «ідеальних» гранітів: кварц + ортоклаз (мікроклін) + плагіоклаз (група альбіт-олігоклазу) практичні скі порівну – 90 %; Біотит (Bt) + акцесорних циркон (Zr), апатит (Ap), сфен (Tit), магнетит (Mt), ільменіт (Ilm) – порівну – 10 %, причому Bt – 4–6 %, Zr + Ap + Tit + Mt – 4–6 %.

Структура – гіпідіоморфнозерниста, «гранітова» без суттєвих вторинних змін.

Опис окремих мінералів. **Кварц** – пряме згасання в поляризованому світлі (ознаки динамометаморфізму на стадії консолідації масиву відсутні). Кварц містить в своєму складі незначну кількість включень у вигляді смужок бульбашок газу (при великому збільшенні, порядку 400× можна констатувати, що дані включення переважно однофазні (газ), орієнтовані в одному напрямку). Расплавні (тверді) включення відсутні.

Мікроклін – гратчасті двійники в поляризованому світлі з добре помітною спайністю. **Плагіоклаз** (альбіт-плагіоклаз) – полісинтетичні двійники у поляризованому світлі зі слідами **пелітизації** в результаті **автометаморфізму** в процесі консолідації.

Біотит – великі лести без прогибів (відсутність деформацій в процесі консолідації), спайність дуже досконала.

– **базальт темно-сірий (майже чорний)**. Кар'єр Рафаловський (Рафаловське родовище базальтів, Рівенська обл., рис. 2.11).

Текстура – мілкозерниста, **трахітоїдна**, характерна для континентальних базальтових покрівів. **Порода представлена** дрібними подовженими зернами моноклінного піроксену (групи геденбергіту) і основного плагіоклазу (№ 50–70) групи лабрадору і манганіту, імпрегнованих в скловатну масу зі скритими кристалами олівіну.

Розмір окремих зерен: моноклінний піроксен – 50–150 мкм; польового шпату (плагіоклазу групи лабрадору) – 30–50 мкм; магнетиту 50–100 мкм; олівіну криптокристалічного, розмір зерен визначити під мікроскопом практично неможливо.

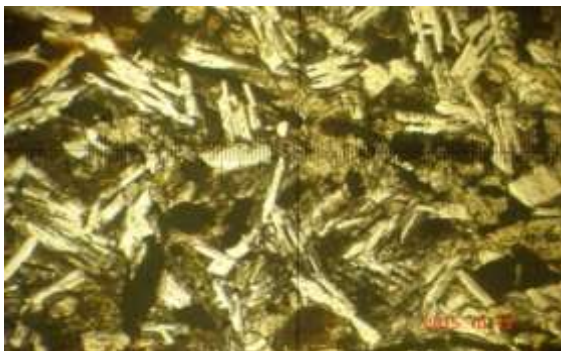


Рис. 2.11. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури базальту (Рафаловське родовище, Рівенська обл.)

Мінералогічний склад. Основні мінерали: моноклінний піроксен групи геденбергіту, магненіту, плагіоклазу (група лабрадору); олівіну практично порівну, а саме, по 25 %. **Другорядні мінерали:** незначна кількість апатиту – не більше 0,5–1,0 %; **Клінопіроксен** групи геденбергіту утворює тривимірний каркас в скловатній масі олівіну. **Лабрадор** – таблітчаті зерна також у вигляді тривимірного каркасу. Магненіт – розрізнені зерна ізометричної форми.

Структура – трахітоїдна, гломеропорфірована без значних вторинних змін, а саме – альбіту і сосюріту по лабрадору.

– *пісковик сірий, псамитовий, кварцево-полевошпатовий великозернистий* (ш. О.О. Скочинського «ПрАТ «Донвугілля», гор.1200 м, сврд. 11495, Донбас, рис. 2.12).

Окатаність зерен – клас – 1–2 балла (гострокугні і слабоокатані, до 3-х). **Цемент** – карбонатний (Сс), контактний і переважає над контактним цементом в співвідношенні 4:1.

Мінералогічний склад: кварц, польові шпати, карбонатний цемент, пірит, слюди (переважної більшості мусковіту). **Контакт з іншими мінералами:** прямі хвилясті лінії, сутурні шви (ефект вминання). Практично всі зерна містять газово-рідкі вклучення у вигляді смужок бульбашок газу («бульбашкові» мікротріщини). Усередині зерен іноді зустрічаються вкрапки циркону (розмір зерен 10–20 мкм).

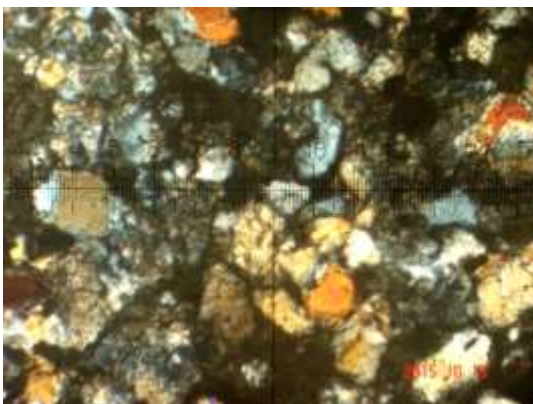


Рис. 2.12. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури пісковика сірого великозернистого (ш. О.О. Скочинського «ПрАТ «Донвугілля», гор.1200 м, сврд. 11495, Донбас)

Опис мінералів. Польові шпати представлені плагіоклазом і мікрокліном (плагіоклаз – смугасті полісинтетичні двійники; мікроклін – решітка). Розмір зерен – від 250 до 1000 мкм. Кальцит зустрічається як у вигляді окремих зерен, так і у вигляді цементу на контакті з іншими мінералами. У порівнянні з кварцом зерна кальциту обкутані сильніше, ніж зерна кварцу (обкутаність 2–3 бали). Рельєф зерен – високий. Пірит. Представлений у вигляді зерен складної форми. Розмір зерен: від 10 до 100 мкм (максимальний). Слюди. Мусковіт (дуже мало) у вигляді деформованих лейстів. Розмір зерен: товщина 20–30 мкм; довжина 400 мкм (максимальний розмір). Співвідношення мінеральних компонентів у %: кварц – 50–55 %; польові шпати (плагіоклаз + ортоклаз) – 20–25 %; карбонати (кальцит) – 20–25 %; слюди (переважно мусковіт) – 1–2 %; пірит (ймовірно, марказит) – не більше 3 %.

– вапняк (Центральний кар’єр, Докучаєвський флюсо-доломітний комбінат, ПрАТ ДФДК). Порода – вапняк перевідкладений, спочатку хомогенного походження з вкрапленнями фауни (уламки раковин молюсків). Дрібнозернистий, розмір зерен – 0,5–1,5 мм. Структура – псамитова, мілкоуламкова. уламки мінералу кальциту та інш. сцементовані кальцітовим цементом (рис. 2.13).

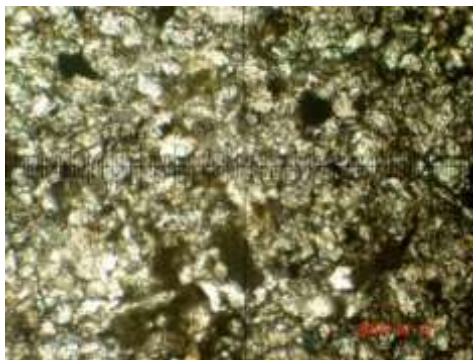


Рис. 2.13. Мікрофотографія прозорого шліфу (збільшення $\times 150$) структури вапняку (Центральний кар'єр, Докучаєвський флюсо-доломітний комбінат, ПрАТ ДФДК)

Головні породоутворюючі мінерали: Кальцит (уламки, обкатані і полуобкатані) – 95 %; **Домішки** – найдрібніші уламки зерен кварцу (не більше 5 %) добре обкатані із розміром 0,1–0,5 мм; **Цемент.** Уламки кальциту і кварцу цементовані кальцитовим цементом. **Мікротріщинуватість.** Мікротріщини в породі практично відсутні. Наявні мікротріщини щільно зімкнуті, загоєні кальцитом і перетинаються мікротріщинами. **Пористість.** Пори в породі відсутні.

2.2. Встановлення закономірностей зміни питомої поверхневої енергії і характеру руйнування міцних гірських порід різного генезису від інтенсивності їх динамічного навантаження

Для оцінки впливу фізико-механічних властивостей, структурних особливостей анізотропних гірських порід на зміну питомої поверхневої енергії руйнування при різних видах динамічного навантаження (вільний удар, вибух), у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України розроблено способи оцінки цих змін в лабораторних та полігонних умовах [37-38].

Спосіб передбачає буріння свердловин, відбір зразків гірських порід (керна) для визначення фізико-механічних властивостей і деформацій

порід відповідно до чинних Держстандартів. Для цього в кар'єрі або у вибої виробки рудної шахти буровим верстатом НКР-100М бурять геологорозвідувальні свердловини діаметром 55–100 мм. Потім відбирають за допомогою керновідбірника типу EZY-MARK™ орієнтовані керни відносно сторін земної кулі (N-S).

Далі в лабораторних умовах на верстаті алмазним диском формують еталонні зрізи на кернах для виготовлення петрографічних шліфів, циліндричних моделей, а також плоских блоків для виготовлення моделей кубічної форми з ребром 40 ± 2 мм для дослідження фізико-механічних властивостей, руйнування їх на копрі вільним ударом і вибухом заряду високобризантного ВР.

Зруйновані моделі (зразки гірських порід) динамічними навантаженнями (вільний удар, вибух) методом ситового аналізу оцінювали характер руйнування породи по гранулометричних характеристиках, а питому поверхневу енергію визначали за величиною роботи, витраченої на утворення нової поверхні. Структурні особливості на шліфах вивчали методами оптичної мікроскопії з використанням мікроскопа МП-2, а структурні зміни в породах, зруйнованих динамічними навантаженнями різної інтенсивності – методами рентгеноструктурного і диференційно-термічного аналізів на лабораторній установці ДРОН-3 з подальшим порівнянням результатів з еталонними зразками.

Відповідно до розроблених способів моделювання були підготовлені методики, що дозволили оцінити характер руйнування і питому поверхневу енергію по утворенню нової поверхні при руйнуванні зразків гірських порід вільно падаючим вантажем на копрі та вибуху зарядів ВР.

Методикою досліджень передбачено проведення *двох серій* експериментів:

- оцінка питомої поверхневої енергії руйнування зразків гірських порід вибухом;
- оцінка питомої поверхневої енергії руйнування зразків гірських порід на копрі вільно падаючим вантажем.

Відповідно до методики досліджень відбір зразків гірських порід різного генезису (геологорозвідувальні керни діаметром 55–57 мм) здійснювалось в гірничих виробках шахт і на кар'єрі поза зоною впливу динамічних (вибухових) навантажень, а їх підготовка до експериментальних досліджень в лабораторних умовах – згідно діючим Держстандартам. Перелік зразків гірських порід, відібраних для експериментальних досліджень, наведено в табл. 2.1. Для визначення

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

питомої поверхневої енергії руйнування під час вибуху в підготовлених моделях в центрі однієї з граней алмазним свердлом формували вибухову порожнину на $\frac{2}{3}$ висоти її ребра діаметром 5–6 мм. Зовнішній вигляд підготовлених зразків для експериментальних досліджень наведено на рис. 2.14.



Рис. 2.14. Зовнішній вигляд зразків гірських порід, підготовлених для експериментальних досліджень

Підготовлені зразки (контрольні та експериментальні) руйнували на вертикальному ударному копрі вільно падаючим з висоти 1 м вантажем масою 21,4 кг (рис. 2.15). Витрачена на руйнування зразка енергія становила 210 Дж.



Рис. 2.15. Загальний вигляд вертикального копра для руйнування зразків гірських порід вільно падаючим вантажем

- 1 – основа копра;*
- 2 – зразок гірської породи;*
- 3 – вантаж;*
- 4 – направляючі копра;*
- 5 – з'єднувальний трос;*
- 6 – блок (шків) для пропуску под'ємного тросу*

Крім того, в полігонних умовах зразки руйнували динамічним навантаженням високої інтенсивності (вибухове руйнування моделей) в спеціальній вибуховій камері (рис. 2.16 і 2.17). Маса заряду вибухової речовини у всіх серіях експериментів становила $150 \cdot 10^{-6}$ кг, а питомі витрати ВР – 2,42 кг/м³.

Характеристики зразків, підготовлених до досліджень, наведені в табл. 2.3. Новоутворену поверхню зруйнованих зразків, після поділу їх на фракції для визначення гранулометричного складу, розраховували за формулою [39]:

$$S_n = \frac{6}{\rho} \sum_{i=1}^n \frac{m_i}{d_i} - S_0, \text{ см}^2, \quad (2.3)$$

де ρ – щільність зразків гірських порід, г/см³;
 m_i – маса середнього куску i -тої фракції, г;
 d_i – діаметр середнього куску i -тої фракції, см;
 S_0 – початкова площа поверхні зразка, см²,



Рис. 2.16. Загальний вигляд кондуктора, зразка гірської породи і вибухової камери

1 – кондуктор;
2 – зразок гірської породи;
3 – вибухова камера



Рис. 2.17. Зразок гірської породи у вибуховій камері після підривання

1 – зразок;
2 – вибухова камера;
3 – прокладка із гуми

а діаметр середнього куску визначали за формулою:

$$d_{сер} = \sum_{i=1}^i w_i d_i, \quad (2.4)$$

де $w_i = m_i/m$ – склад i -ої фракції або i -того куску, в долях одиниці;

m_i – маса i -ої фракції, г;

m – загальна маса всіх фракцій, г;

d_i – середній розмір куску i -ої фракції, см.

Значення питомої поверхневої енергії (γ) руйнування оцінювали по утворенню одиниці новоствореної поверхні. При руйнуванні зразків

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

гірських порід ударом вільно падаючого вантажу енергія, що витрачається на утворення одиниці нової поверхні, розраховується за формулою:

Таблиця 2.3.

Характеристика зразків породи

№ з/п	Тип породи	Вид навантаження	Усереднений розмір ребра зразка породи, см	Об'єм, V , см ³	Маса, m , г	Щільність, ρ , кг/см ³	Вихідна поверхня зразка, S_0 , см ²
1	Пісковик (мілко.-зерн.)	копер	4,13	70,6	185,0	2,62	102,5
		вибух	4,2	72,3	195,0	2,7	104,0
2	Пісковик (великозерн.)	копер	5,5	145,4	350,0	2,4	153,0
		вибух	5,7	130,6	315,0	2,42	142,5
3	Граніт – сірий (великозерн.)	копер	4,1	68,9	185,0	2,68	100,9
		вибух	4,0	64,0	175	2,65	96,0
4	Граніт – сірий, орієнтований	копер	4,0	66,9	175,0	2,61	99,2
		вибух	4,0	65,4	165,0	2,52	97,6
5	Граніт – червоний (великозернистий)	копер	4,1	70,6	185,0	2,62	102,5
		вибух	4,1	68,9	180,0	2,61	100,9
6	Базальт	копер	4,0	64,0	187,0	2,92	96,0
		вибух	3,9	59,3	168,0	2,83	91,3
7	Граніт з вмістом урану	копер	4,1	69,0	205,0	2,82	101,0
		вибух	4,1	69,0	210,0	2,83	101,0
8	Кварцит з вмістом заліза	копер	4,0	64,0	242,5	3,6	96,0
		вибух	4,0	64,0	229,5	3,57	96,0
9	Вапняк	копер	4,2	74,0	200,0	2,7	105,8
		вибух	4,3	77,3	215,0	2,78	109,2

$$\gamma_y = \frac{mgh}{S_{ny}}, \quad (2.5)$$

де S_{ny} – нова зновутворена поверхня при ударі, см²;

m – маса вантажу, 21,4 кг;

g – прискорення вільного падіння, 9,8 м/с²;

H – висота падіння вантажу, 1,0 м.

При руйнуванні таких же за розміром зразків гірських порід вибухом заряду вибухової речовини масою M і теплою вибуху Q (кДж/кг) енергія, що витрачається на утворення одиниці нової поверхні – $\gamma_{нов}$, розраховувалась за формулою:

$$\gamma_{нов} = \frac{MQ}{S_{нов}}, \quad \text{Дж/см}^2 \quad (2.6)$$

де $S_{нов}$ – новоутворена поверхня після вибуху, см²;

M – маса високобризантного ВР (типа тєну) – 150•10⁻⁶ кг;

Q – теплота вибуху ВР 5908 Дж/кг.

Ступінь подрібнення зразків породи визначали за формулою:

$$K_{\partial} = h_{\text{ср}} / d_{\text{ср}}, \quad (2.7)$$

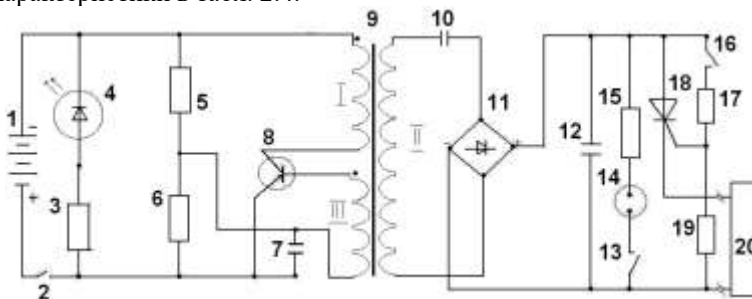
де $h_{\text{ср}}$ – усереднений розмір ребра зразка моделі, см;

$d_{\text{ср}}$ – діаметр середнього куску.

Експериментальні дослідження з оцінки витрат енергії на руйнування вибухом зразків гірських порід різного генезису на утворення нової поверхні і характеру їх дроблення проведено в полігонних умовах гранітного кар'єру «Сівач» ПрАТ «Укragровибухпром». В якості ВР використовували високобризантне ВР типу тєна, яке розміщали в патроні циліндричної форми або відрізок детонуючого шнуру ДШЕ-12, з установкою його в зарядну порожнину і з'єднану з ініціатором.

Підготовлені моделі гірських порід розміщували у вибуховій камері, внутрішня поверхня якої захищена прокладкою із гуми для виключення вторинного дроблення фрагментів зруйнованих вибухом моделей об стінки вибухової камери (рис. 2.16; рис. 2.17). Заряд ВР в моделі дистанційно підривали конденсаторним вибуховим приладом. Електронний вибуховий прилад конденсаторний (ВПК) розроблено в

ІГТМ НАН України спільно з НТУ «ДП» [40]. Електронна схема і зовнішній вигляд приладу представлено на рис. 2.18, а, б, а технічні характеристики в табл. 2.4.



а



б

Рис. 2.18. Електрична схема (а) і зовнішній вигляд конденсаторного вибухового приладу ВПК (б)

Проведені розрахунки за формулами (2.3)–(2.7) по оцінці гранулометричного складу новоутвореної поверхні зразків гірських порід різного генезису, зруйнованих на копрі ударом вільно падаючого вантажу і вибухом заряду ВР, дозволили отримати наступні показники: питому поверхневу енергію руйнування, діаметр середнього куску і ступінь дроблення зразків гірської породи. Результати експериментальних досліджень гранулометричних і енергетичних характеристик зразків гірських порід різного генезису, зруйнованих динамічними навантаженнями різної інтенсивності, наведено в табл.2.5.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 2.4.

Технічні характеристики електронного вибухового приладу конденсаторного ВПК

Основні параметри приладу	Од. вим.	Тип приладу	
		ВПК-1	ВПК
Тривалість імпульсу займання	с	5 10 ³	
Напруження імпульсу займання	В	400	600
Ємність накопичувальних конденсаторів	мкФ	20	40
Кількість одночасно підриваємих електродетонаторів з ніхромовим містком розжарювання	шт.	70	100
Кількість одночасно підриваємих електродетонаторів з константанових містком розжарювання		35	70
Час підготовки приладу до роботи	с	5–10	
Джерело живлення, 4,5 В – 3 батареї R-14			
Строк використання батареї джерела живлення	мес.	6	
Габаритні розміри	мм	220×110	
Маса приладу	кг	1,1	1,2
Конструкція корпусу	—	захисна безпечна	захисна безпечна
Строк служби приладу	цикл	не менше 4000	не менше 6000

Гранулометричний склад зруйнованих моделей гірських порід різного типу досліджено за такими основними показниками: характер руйнування моделі в цілому, діаметр середнього куску і площа новоутвореної поверхні. У зв'язку з цим, показник енергії, що витрачено на руйнування породи, може бути показовою тільки при однакових параметрах навантаження і розмірах зразків. Але це не характерно для вибухового навантаження внаслідок особливостей дії вибуху в породі, що руйнується. Так, під час вибуху порода, що безпосередньо контактує з зарядом ВР, на короткий проміжок часу піддається стисканню. В цій зоні в результаті пластичних деформацій поглинається значна кількість енергії, що знижує можливість передачі енергії в далеку зону, що в підсумку призводить до зниження інтенсивності дроблення.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 2.5.

Гранулометричні і енергетичні характеристики зразків гірських порід різного генезису, зруйновані при ударному і вибуховому навантаженні

№ з/п.	Тип породи	Вид навантаження	Усереднений розмір ребра зразку породи, h_{cp} , см	Знов утворена поверхня, $см^2, S_n$	Серед-ній розмір куска, d_{cp} , см	Питома поверхнева енергія руйнування, Дж/см ²	Рівень подрібнення зразка $K_0=h_{cp}/d_{cp}$
1	Пісковик (мілкозерн.)	копер	4,13	1533,8	0,9	0,13	4,6
		вибух	4,2	3057,1	0,5 1	0,3	8,25
2	Пісковик (великозерн.)	копер	5,7	2266,2	1,0	0,092	5,7
		вибух	5,5	6670,0	0,7	0,13	7,85
3	Граніт – сірий великозернистий	копер	4,1	1842,7	0,8 2	0,11	5,0
		вибух	4,0	2777,4	0,4 3	0,32	9,3
4	Граніт– сірий, орієнтований	копер	4,0	2314,5	0,8 0	0,09	5,0
		вибух	4,0	3941,6	0,3 6	0,22	11,1
5	Граніт– червоний великозернистий	копер	4,1	2143,0	0,7 2	0,10	5,7
		вибух	4,1	6023,0	0,2 6	0,15	15,8
6	Базальт	копер	4,0	1053,0	0,9	0,20	4,44
		вибух	3,9	1291,0	0,7 4	0,70	5,27
7	Граніт із вмістом урану	копер	4,1	1167,5	0,8 3	0,18	4,93
		вибух	4,1	1484,3	0,5 6	0,60	7,32
8	Кварцит із вмістом залізу	копер	4,0	1506,0	0,8 6	0,14	4,65
		вибух	4,0	1767,3	0,7 2	0,50	5,55
9	Вапняк	копер	4,2	1442,2	0,8 1	0,15	5,2
		вибух	4,3	1353,0	0,5 4	0,66	8,0

2.3. Встановлення закономірностей зміни структури гірських порід різного генезису від впливу на них різних умов динамічного навантаження

На процес динамічного руйнування анізотропних полімінеральних гірських порід, які відрізняються наявністю великої кількості дефектів їх внутрішньої будови у вигляді міжзернових контактів мінералів, що складають породу, інтрагранулярних мікротріщин, площин спайності і оцінка їх впливу на структурні зміни, вимагає подальших досліджень.

Для вивчення і оцінки структурних змін в анізотропних гірських породах, зруйнованих динамічними навантаженнями різної інтенсивності (вільний удар, вибух) у відділі механіки вибуху гірських порід розроблений спосіб оцінки таких змін [37]. Для вирішення поставлених завдань була підготовлена методика досліджень впливу динамічних навантажень на зміну структури порід різного генезису.

Відповідно до розробленої методики експериментальні дослідження по оцінці структурних змін гірських порід різного генезису (табл. 2.1) проведено на зразках порід, зруйнованих в умовах лабораторії ІГТМ НАН України ударними навантаженнями (вільний удар) і вибухом на полігоні кар'єру «Сівач», ПрАТ «Укragровибухпром» [3, 41-44].

Продукти руйнування моделей після їх динамічного навантаження (удар, вибух), розділяли на фракції на лабораторних ситах з розмірами отворів 400, 315, 160, 100 і 50 мікрон, а найменшої фракції (0-100 мікрон) вивчали при збільшенні 240× за допомогою мікроскопу МП-2, укомплектованого інтеграційним столиком ІСА для кількісних вимірювань. Для автоматичної побудови кумулятивних кривих за даними мікрогранулометрії використовували програмне забезпечення на мові BASIC, а за даними ситового аналізу – будували гістограми фракційного складу. Дані обробляли методом наближення експериментальних кривих і апроксимувались двохпараметричною залежністю

$$C = D / (a + bD) \quad \%, \quad (2.8)$$

де C – сумарна доля частинок у фракції, %;

D – розмір частинок, мкм;

a і b – параметри, які мають певні значення для кожного діаметру зарядної порожнини з надійністю p порядку 98-99 %.

Для отримання більшої інформативності про характер руйнування

порід різного генезису за даними гранулометрії (таблиці вимірів, крива гранулометричного складу) визначали такі параметри, як середньозважений розмір зерен $\bar{d}$, їх медійний розмір $\bar{d}_{50}$, а саме середній розмір 50 % фракції 0-100 микрон, і квантили 25 % $\bar{d}_{25}$ і 75 % $\bar{d}_{75}$, по яких встановлювали коефіцієнт рівномірності дроблення S_0 по співвідношенню $S_0 = (\bar{d}_{75}/\bar{d}_{25})^{1/2}$ і коефіцієнту асиметрії $S_k = (\bar{d}_{75} \cdot \bar{d}_{25})/\bar{d}_{50}^2$.

Середньозважений розмір частинок розраховували за формулою:

$$\bar{d} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^n d_i f_i \quad (2.9)$$

де f_i – частота i -тої фракції;

d_i – розмір частинок в i -тій фракції в інтервалі 0-100 мкм з кроком в 10 микрон; N – кількість частинок, які спостерігаються під мікроскопом.

По значеннях квантилей Q_{25} і Q_{75} із співвідношення (2.10) розраховували коефіцієнт сортування частинок за розміром, які характеризують в нашому випадку рівномірність дроблення твердого середовища на контакті «ВР – порода» [3],

$$S_0 = \sqrt{\frac{Q_{75}}{Q_{25}}}. \quad (2.10)$$

Результати розрахунків гранулометричних характеристик дрібнодисперсної фракції порід різного генезису, зруйнованих ударними і вибуховими навантаженнями наведено в табл. 2.6, а кумулятивні криві розподілу гранулометричного складу дрібнодисперсної фракції, які оброблені методами кореляційного аналізу (наприклад, для граніту рівняння регресії становить $p1=0,0277d^2+3,1762d+20,064$ і коефіцієнту детермінації $R^2=0,9031$) – на рис. 2.19.

Аналіз кумулятивних кривих (рис. 2.19, а, б, в, г) фракційного складу доводить, що в межах помилки вимірювань практично майже їх повну ідентичність (схожість) характеру руйнування порід різного генезису на мікрорівні (пісковики шахти ім. О.О. Сковчинського, Ватутінський граніт

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

із вмістом урану, дрібнозернистий пісковик шахти Дніпровська ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», вапняк ПАТ «ДФДК») при впливі на них вибухових і ударних навантажень.

Таблиця 2.6.

Гранулометричні характеристики дрібнодисперсної фракції гірських порід різного генезису, зруйнованих ударними і вибуховими навантаженнями

Порода	Навантаження	Середній розмір частинок, $\bar{d}$, мкм	Квартіль-50 (медіанний розмір частинок), d_{50} , мкм	Квар-тіль-25, d_{25} , мкм	Квар-тіль-75, d_{75} , мкм	Коефіцієнт сортування частинок (рівномірність дроблення), S_0^*	Коефіцієнт асиметрії, S_k
Граніти з вмістом урану, Ватутінське родовище	удар	31,35	18,46	7,27	37,89	2,28	0,81
	вибух	23,97	10,55	8,92	26,77	1,73	2,15
Пісковик, шахта ім. О.О. Сковчинського	удар	19,79	3,94	1,35	10,98	2,85	0,95
	вибух	16,24	4,95	1,67	14,29	2,92	0,97
Вапняк, ДФДК	удар	28,72	10,05	3,31	25,07	2,75	0,82
	вибух	24,17	9,34	3,26	24,79	2,76	0,93
Кварцит з вмістом залізу НКГЗК	удар	67,01	35,06	12,71	64,02	2,24	0,66
	вибух	66,71	34,49	12,07	63,75	2,30	0,65

Дані таблиці свідчать про те, що ударні навантаження забезпечують менш інтенсивне дроблення в порівнянні з дією вибухового навантаження. Для гірських порід коефіцієнт рівномірності дроблення S_0 коливається в інтервалі значень 1,5–3,0, причому чим він нижчий, тим більш рівномірно роздроблена порода.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

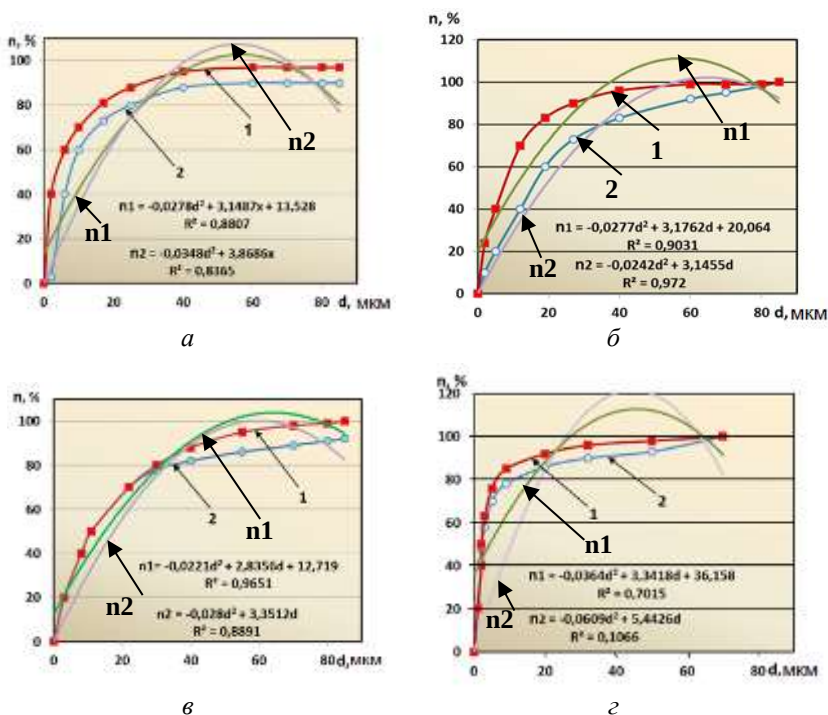


Рис. 2.19. Кумулятивні криві гранулометричного складу дрібнодисперсної фракції (0–100 мікрон) зразків гірських порід, зруйнованих динамічними навантаженнями різної інтенсивності
 1 – вибух; 2 – вільний удар; n1, n2 – лінії регресії результатів дроблення зразків відповідно вибуховим навантаженням та вільним ударом;
 а – пісковик шахти ім. О.О. Сковинського ШУ «Донвугілля»;
 б – Ватутінський граніт із вмістом урану ДП Схід ГЗК;
 в – пісковик мілкозернистий, шахта Дніпровська ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»;
 г – вапняк ПАТ «ДФДК»

При вивченні за допомогою мікроскопу МП-2 на мікрорівні дрібнодисперсних фракцій (0–100 мікрон) порід різного генезису (вапняків, пісковиків, кварциту із вмістом заліза і метасоматично зміненого граніту), отриманих при ударному і вибуховому навантаженню було встановлено, що породи з низьким вмістом кварцу (вапняки) у своєму складі мають 90–95 % частинок кальциту і тільки

5–10 % із гострокутних уламків кварцу, що входить до складу вапняку в якості домішок.

Також доведено, що дрібнодисперсні фракції залізистих кварцитів, гранітів і пісковиків на 90–99 % мають гострокутні кварцові уламки (див. рис. 2.20) і тільки на 1–10 % рудного мінералу – магнетиту. Дані обставини можна пояснити високою щільністю дефектів будови у кварці, які спостерігаються в прозорих петрографічних шліфах у вигляді численних субпаралельних смужок, що складаються з бульбашок газу і представляють собою «залічені» мікротріщини (див. рис. 2.21).

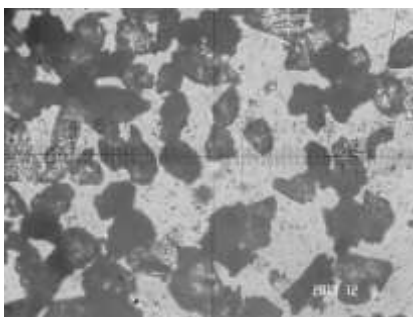


Рис. 2.20. Мікрофотографія гострокутних уламків кварцових частинок в продуктах вибухового руйнування міцних пісковиків, збільшення $\times 240$

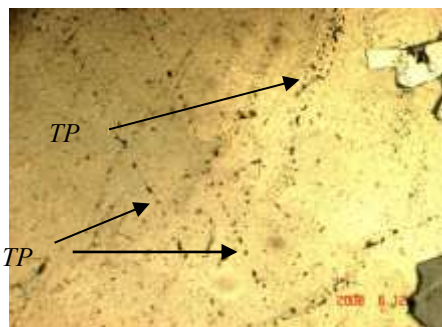


Рис. 2.21. Мікрофотографія шліфу Капустянського граніту, збільшення $\times 240$. У гранітах чітко позначені «заліковані» мікротріщини (смужки бульбашок газу)

Слід зазначити, що руйнування даної породи вибуховими навантаженнями відбувається в основному по численних дефектах в зернах кварцу, а новоутворені тріщини в кварциті і пісковику успадковують площини найбільшого ослаблення структурних зв'язків, тобто по міжзернових контактах і природніх мікротріщинах.

Майже повну ідентичність характеру руйнування при дії ударних і вибухових навантажень спостерігається для таких порід, як кварцити із вмістом заліза (метаморфічні породи), пісковики, хемогенні вапняки, доломіти і доломітизовані вапняки (осадкові породи).

Встановлено також, що характер кумулятивної кривої гранулометричного складу (рис. 2.19, а) в більшій мірі визначають щільністю дефектів будови полімінеральної гірської породи, ніж початковими розмірами мінеральних зерен.

З метою отримання більш повної інформації про структурні зміни, що відбуваються в гірських породах різного генезису під час дії на них різних видів навантаження, дрібнодисперсні фракції (0–100 мікрон) були досліджені рентгеноструктурним методом. Дрібнодисперсні фракції зразків порід піддавалися $Cu-K_{\alpha}$ – випромінюванню на лабораторному рентгенівському приладу ДРОН-3 [44]. В якості еталонних зразків використовувалися зрізи ненавантажених материнських порід (пісковиків, вапняків, залізистих кварцитів і метасоматичних гранітів).

Аналіз дифрактограм дрібнодисперсних фракцій вапняків, пісковиків, метасоматично змінених гранітів із вмістом урану і кварцитів із вмістом заліза показав несуттєві зміни структури дрібнодисперсних фракцій цих порід при різних видах навантаження – ударних і вибухових (рис. 2.22, а, б, в, г і рис. 2.23, а, б, в, г). Зокрема, при ударній дії спостерігається незначна аморфізація кварцу, пісковику і кварциту із вмістом заліза, це свідчить про наявність деформацій зминання (роздавлювання) в точці контакту зразка з мішенню і істотне (майже подвійне) посилення інтенсивності лінії анортиту (в пісковиках, рис. 2.20, а, б). Це говорить про більш інтенсивне руйнування даного мінерального компоненту при більшому енергетичному впливі на породу динамічних навантажень високої інтенсивності (вибух) в порівнянні з ударними навантаженнями.

Анортит (основний плагіоклаз) в порівнянні з кварцом характеризується меншою щільністю дефектів будови. В якості послаблення внутрішніх структурних зв'язків в даному мінералі має місце площинні спайності – дефекти будови в мінералах більш високого порядку в порівнянні з мікротріщинами.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

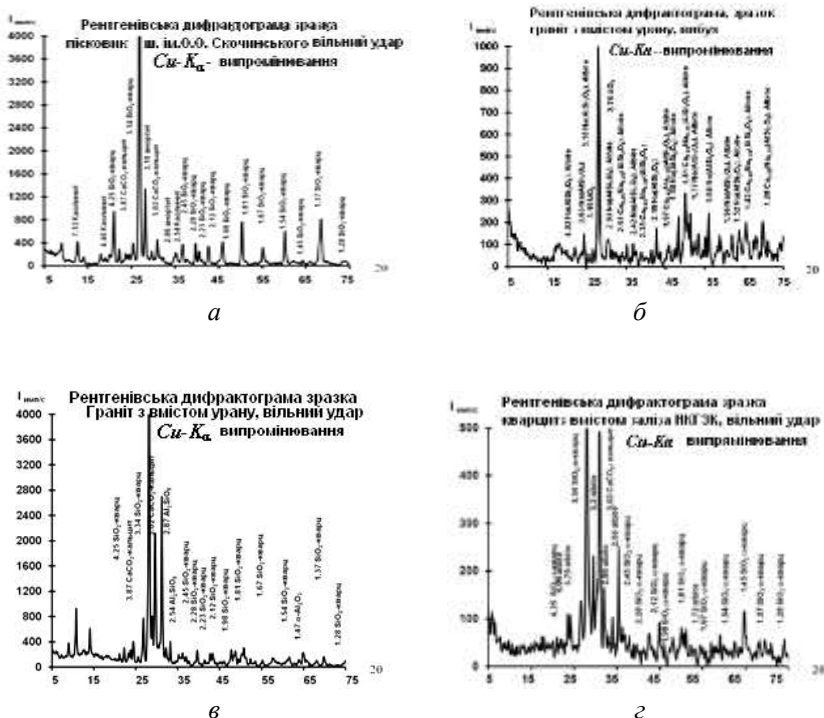


Рис. 2.22. Рентгенівські дифрактограми дрібнодисперсної фракції порід різного генезису, зруйнованих вільним ударом
а – пісковик шахти ім. О.О. Скочинського;
б – Ватутінський граніт із вмістом урану;
в – вапняк ПрАТ «ДФДК»,
г – кварцит із вмістом заліза НКГЗК

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

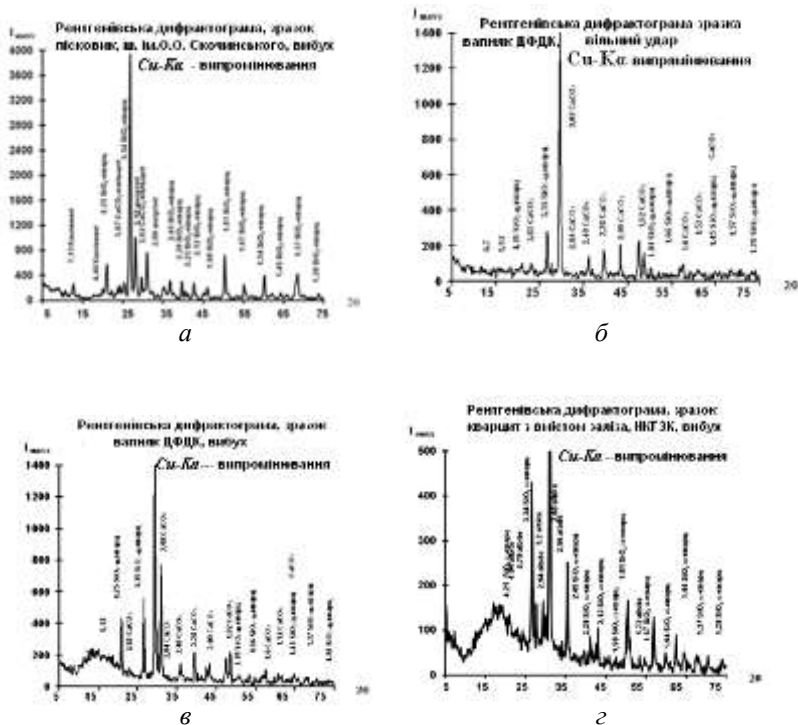


Рис. 2.23. Рентгенівські дифрактограми дрібнодисперсної фракції порід різного генезису, зруйнованих вибухом

а – пісковик шахти ім. О.О. Скопинського;

б – Ватутінський граніт із вмістом урану;

в – вапняк ПрАТ «ДФДК»,

г – кварцит із вмістом заліза НКГЗК

Що стосується в'язких метасоматично змінених гранітів із вмістом урану, то при їх ударному і вибуховому руйнуванні спостерігаються деякі відмінності, які підтверджуються параметрами гранулометричних кривих (рис. 2.19, б).

Аналіз гранулометрії дрібнодисперсних частинок довів (рис. 2.19, табл. 2.6), що в пробі 0–100 мкм переважають більші частинки кварцу, польового шпату і слюди (приблизно в рівній пропорції). Так, при вибуховому руйнуванні середньозважений діаметр частинок $\bar{d}$ дорівнює 23,97 мкм, а при руйнуванні вільним ударом – $\bar{d}$ становить 31,35 мкм.

Вивчення методами мікроструктурного аналізу орієнтованих петрографічних шліфів метасоматично зміненого граніту Ватутінського родовища встановлено, що на відміну від так званих «ідеальних» гранітів «усередненого» складу (приблизно однакову кількість кварцу, кислого плагіоклазу і ортоклазу – головних породоутворюючих мінералів – і до 10 % біотиту, мусковіту, амфіболу і інших другорядних мінералів) Ватутінські граніти збіднені кварцом (20–25 %) і характеризуються підвищеним вмістом кислого плагіоклазу групи альбіт-олігоклазу (40–45 %), амфіболів лужного ряду групи рибекіту і тремоліт-актиноліту (20 %).

Встановлено [36], що за результатами інтерпретації візерунку орієнтування структурної діаграми оптичної вісі кварцу збігаються з напрямом вектору лінійності мінеральних агрегатів. Таке орієнтування характерно для гранітів з майже повною відсутністю дефектів будови у вигляді залікованих мікротріщин. При вибуховому навантаженні полімінеральної гірської породи найбільш інтенсивно руйнуються ті мінерали, в яких щільність дефектів будови найвища. Для гранітів Ватутінського родовища максимальна щільність дефектів будови у вигляді мікротріщин і площини спайності спостерігаються в плагіоклазах [36].

2.4. Оцінка рівня дисипативних втрат енергії вибуху при руйнуванні порід різного генезису на контакті «ВР-полімінеральне середовище» при різних умовах динамічного навантаження

Дисипативні втрати енергії вибуху на контакті «ВР-полімінеральне середовище» і «породоруйнуючий інструмент-порода», пов'язані, головним чином, з процесами утворення дрібнодисперсних (5–100 мкм) і дрібних (0–5 мкм) фрагментів зруйнованої навантаженнями високої інтенсивності (вибух, вільний удар) гірської породи. Ці втрати обумовлені, в основному, двома процесами, а саме: частковим

плавленням породи, що руйнується, а також розгалуженням тріщин на хвильовій стадії динамічного навантаження.

Часткове плавлення полімінерального середовища, що руйнується динамічними навантаженнями високої інтенсивності, може бути викликано прямим впливом на нього високотемпературних продуктів детонації на контакті «ВР-порода», а також при нагріванні породи до температури плавлення при поширенні ударної хвилі. Розгалуження зростаючої тріщини при динамічному навантаженні середовища, що руйнується, має місце, коли швидкість росту цієї тріщини перевищує величину, рівну $0,6C_s$ (C_s – швидкість поперечної хвилі в породі [45-46]).

На часткове плавлення породи і утворення найдрібніших частинок при її руйнуванні високоінтенсивними динамічними навантаженнями (вибуховими, ударними) витрачається певна кількість енергії вибухової речовини, або кінетичної енергії ударного породоруйнуючого інструменту. В результаті таких дисипативних втрат знижується коефіцієнт корисної дії вибуху або породоруйнуючого інструменту.

Згідно розробленої методики досліджень гранулометричного складу найдрібніших фрагментів руйнування (дрібнодисперсних пиловидних частинок) порід різного генезису виконано оцінку рівня дисипативних втрат на контакті «ВР-полімінеральне середовище» при різних умовах динамічного навантаження. В якості матеріалу для експериментальних досліджень використовувалися дрібнодисперсні частинки (фракція 0-100 мкм) різних гірських порід (гранітів, залізистих кварцитів, вапняків і пісковиків) зруйнованих вибухом в полігонних умовах кар'єру, а також у лабораторії ІГТМ НАН України на ударному копрі під дією вільно падаючого вантажу масою 21,4 кг.

Встановлено, що в продуктах руйнування (дрібнодисперсні частинки) часткове плавлення полімінеральної гірської породи спостерігається в гранітах різного складу, зокрема, у плагіогранітах (аляскітах), в складі яких в якості польового шпату переважає (до 60 %) кислий плагіоклаз (альбіт – $(\text{Na}, \text{Ca})[\text{Si}_3\text{O}_8]$), а зміст анортітової молекули не перевищує 30 %, а також у мікроклінових гранітах (ортогранітах), в яких переважає мікроклін в якості польового шпату (калієвий польовий шпат – $\text{K}[\text{Si}_3\text{O}_8]$), а мінерали групи плагіоклазу практично відсутні. Аналіз мікрофотографій дрібнодисперсних частинок зруйнованих ударом вільно падаючого вантажу (ударний копер) сухих зразків гранітів (аляскітового і мікроклінового граніту, кар'єр «Сівач», Черкаська обл., рис. 2.24) показав, що продукти часткового плавлення породи спостерігаються у вигляді склоподібних сфер правильної форми (кульок)

розміром від 50 до 70 мкм.

Так, за допомогою інтегратору ІСА, змонтованому на предметному столику поляризаційного мікроскопа МП-2, проведено виміри продуктів плавлення **PM** (*Products of Melting*) в частинках дрібнодисперсної фракції (0–100 мкм) і їх процентний вміст в аляскітових і мікроклінових гранітах (ортогранітах) родовища «Сівач».

У табл. 2.7 наведені результати визначення процентного вмісту продуктів плавлення, що утворилися при руйнуванні зразків породи вільно падаючим вантажем (ударний копер) на контакті «вантаж-порода», в аляскітових і мікроклінових гранітах.

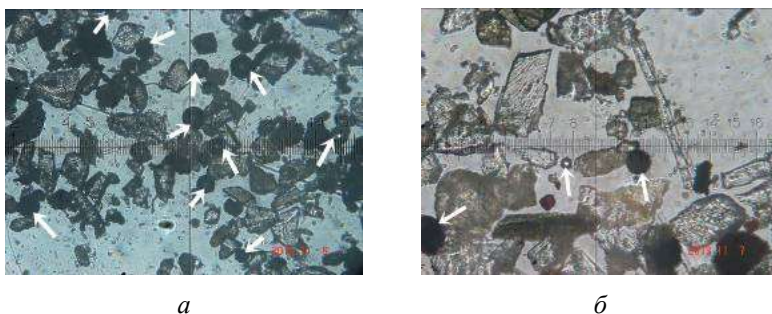


Рис. 2.24. Продукти плавлення (світлі стрілки) в аляскітових (а) і мікроклінових (б) гранітах, зруйнованих на ударному копрі (мілкодисперсна фракція 0-100 мкм, родовище «Сівач», Черкаська обл., збільшення 135×, пряме світло, що проходить)

Таблиця 2.7

Зміст продуктів плавлення (склоподібних сфер) в аляскітових і мікроклінових гранітах, зруйнованих вільним ударом на ударному копрі

Найменування породи	Середній вміст продуктів плавлення в дрібнодисперсного фракції (0–100 мкм), %
Аляскітові граніти (в мінералогічному складі переважає альбіт – плагіоклаз № 10–20)	6,55
Мікроклінові граніти (в мінералогічному складі переважає мікроклін – калієвий польовий шпат	4,27

Аналіз даних табл. 2.7 дозволяє зробити якісну оцінку рівня дисипативних втрат, пов'язаних з частковим плавленням таких полімінеральних порід як граніти різного мінералогічного складу. Так, наприклад, аляскітові граніти, в складі яких переважає кислий плагіоклаз (альбіт – натрієвий польовий шпат), містять в 1,5 рази більше сфероподібних продуктів плавлення, ніж мікроклінові граніти, в яких польовий шпат представлений виключно мікрокліном (калієвий польовий шпат). Дана обставина можливо пов'язана з більш низькою температурою плавлення альбіту (1100 °C) в порівнянні з мікрокліном (1300 °C), або з іншими причинами, можливо, з більш високим вмістом вологи в закритих порах зразків аляскітового граніту (наявність вологи знижує температуру плавлення [47-48]).

Кількісну оцінку рівня дисипативних втрат енергії вибуху (удару), пов'язаних з частковим плавленням породи на контакті з ВР можна визначити з співвідношення $Q_{\text{пл/кр}} = \lambda_{\text{пл/кр}} \cdot m_{\text{пр.пл}}$, де $Q_{\text{пл/кр}}$ – енергія (Дж), що витрачається на плавлення/кристалізацію речовини масою $m_{\text{пр.пл}}$ (кг), $\lambda_{\text{пл/кр}}$ – питома теплота плавлення/кристалізації (Дж/кг).

Оцінку рівня дисипативних втрат енергії вибуху (удару) в процесі руйнування гірської породи проведено на утворених дрібнодисперсних частинках (фракція 0-100 мкм) шляхом вивчення їх гранулометричного і мінералогічного складу під мікроскопом. В результаті обробки масових вимірювань розмірів дрібнодисперсних частинок – фрагментів руйнування в полігонних і лабораторних умовах порід різного генезису вибуховими (різні конструкції зарядів ВР) і ударними навантаженнями (вільно падаючий вантаж) були побудовані кумулятивні криві гранулометричного складу продуктів руйнування (рис. 2.25), за якими були визначені основні гранулометричні характеристики (Md , Q_{75} , Q_{25} і $d_{\text{сер}}$, тобто медіанний і кuartильні розміри і середній діаметр частинок, табл. 2.8). Гранулометричні характеристики, а також вид самих кумулятивних кривих дозволяє оцінювати рівень дисипативних втрат при руйнуванні (дезінтеграції) полімінерального середовища будь-якими видами динамічних навантажень (вибух, удар і т.п.).

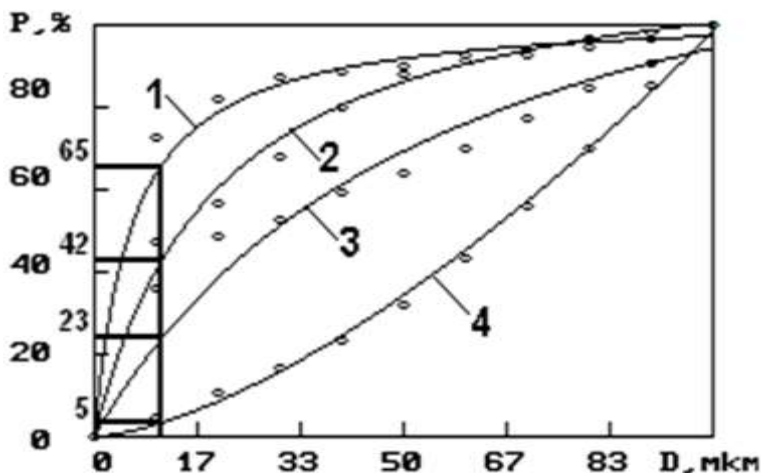


Рис. 2.25. Усереднені кумулятивні криві гранулометричного складу дрібнодисперсних частинок (фракція 0-100 мкм) гірських порід різного генезису, зруйнованих високошвидкісними динамічними навантаженнями (вибух, вільний удар)

- 1 – магматичні (вивержені) породи (граніти, метасоматити); 2 – метаморфічні породи (залізисті кварцити); 3 – осадові породи (пісковики, вапняки); 4 – безкварцові породи різного генезису (повнокристалічні магматичні – габро-діабази і ефузивні – андезити, базальти)

Аналіз даних, наведених на рис. 2.25 і табл. 2.8, показав, що середній діаметр і квартильні розміри дрібнодисперсних частинок залежать від генезису порід: мінімальні значення – магматичні породи; максимальні значення – осадові породи. Для зруйнованих метаморфічних порід характерні проміжні значення основних гранулометричних характеристик.

Винятком є магматичні породи, що не містять в своєму складі кварц, такі як базальт і габро-діабази, в продуктах руйнування яких дрібно дисперсна фракція (0–100 мкм) представлена відносно великими олівіновими і піроксеновими частинками (60–85 мкм), частка яких коливається в межах 60–70 %.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 2.8.

Основні гранулометричні і мінералогічні характеристики дрібнодисперсних продуктів динамічного руйнування (фракція 0-100 мкм) порід різного генезису

Генезис порід і їх найменування	Основні мінералогічні і гранулометричні характеристики (медіанний і квартильні розміри, мкм)				$d_{сер}$, мкм
	Мінерал, що переважає в уламках	Md	Q_{25}	Q_{75}	
Магматичний (гранітоїди)	Кварц (90–99 %), польовий шпат (1–10 %)	6,4	2,2	17,6	20,6
Метаморфічний (залізисті і рудні кварцити)	Кварц (70–90 %), магнетит (10–30 %)	6,7	10,4	18,6	24,3
Осадковий (пісковики, вапняки, доломіт)	Кварц (60–90 %), польовий шпат (10–40 %), кальцит (100 % – вапняки), доломіт – 100 % доломіт)	18,2	16,9	35,4	28,7
Породи магматичного генезису безкварцові (габро-діабаз, базальт)	Олівін (90–100 %), кварц (до 10 % тільки в габро-діабазях)	40,6	42,2	84,7	66,7

Дослідження мінералогічного і гранулометричного складу дрібнодисперсних частинок (0–100 мкм) порід різного генезису в цілому показало, що частинки розміром 0–10 мкм складають від 60 до 85 % загального об'єму найдрібніших продуктів руйнування. При цьому 8–12 % складають частинки розміром 10–100 мкм. Це зазвичай уламки гострокутової форми. Ще 3–7 % дрібнодисперсних продуктів руйнування являють собою продукти плавлення гірської породи у вигляді склоподібних сфер правильної форми (кульок) розміром від 50 до 70 мкм. Також вперше встановлено, що наявність кулястих продуктів плавлення, що утворилися в результаті ударної і термічної дії продуктів детонації ВР, притаманно тільки для гранітів, як з переважанням натрієвого (аляскіти), так і калієвого (ортограніти) польового шпату. В інших породах магматичного генезису (базальтах, габро-діабазях), породах метаморфічного (рудні і залізисті кварцити) і осадового генезису (пісковиках, вапняках, доломітах) продукти плавлення серед дрібних

уламків зруйнованих порід відсутні.

Також виконані дослідження по оцінці рівня дисипативних втрат енергії вибуху при утворенні частинок мікронного та субмікронного розмірів на контакті «ВР-порода» при різних умовах динамічного навантаження. Так, у процесі утворення частинок субмікронного розміру, з огляду на дуже велику сумарну площу їх новоутвореної поверхні, витрачається значна частка енергії вибуху, що, власне, і є її основними дисипативними втратами при вибуховому руйнуванні будь-якого твердого середовища, в тому числі і полімінерального.

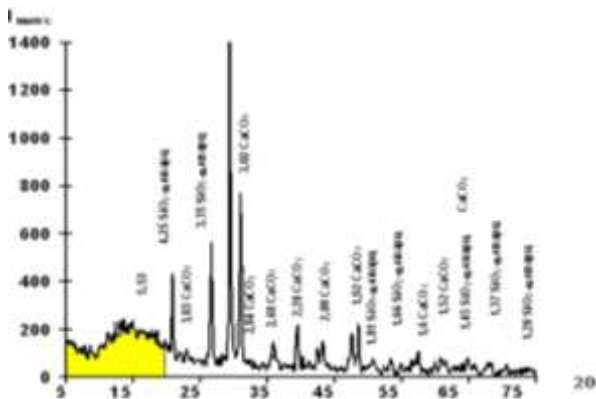
Якісну оцінку (відокремленого від зруйнованого вибухом твердого середовища – породи мінералів) наддрібних частинок в продуктах руйнування полімінеральних гірських порід виконано методом рентгеноструктурного (дифракційного) аналізу. Він дозволяє при встановленому відносному об'ємі найдрібніших частинок в гірських породах, що утворилися при їх руйнуванні, оцінити ефективність процесу руйнування з точки зору дисипативних втрат енергії вибуху [44, 49]. Даним методом досліджено найменші кристалічні частинки кварцового пилу. Так, на рентгенівському спектрі чітко виділяється так звана зона «аморфізації». Чим більше надмалих частинок присутні в аналізованій пробі тим вище інтенсивність вимірювання, поданих імпульсів в секунду та відбитого від частинки рентгенівського пучка. На рентгеноструктурних діаграмах зона «аморфізації» пов'язана зі надмалими частинками породного пилу, яка на осі абсцис обмежена значеннями кута $2\theta = 5-20^\circ$ (рис. 2.26).

При оцінці відносного обсягу частинок субмікронного розміру найкраще використовувати дифрактограми (рис. 2.26), записані за стандартною методикою на установці ДРОН-3 (багатоцільовий рентгенівський дифрактометр з системою управління та реєстрації на базі IBM PC), коли при формуванні рентгенівського пучка застосовується трубка з монохроматичним Cu-K_α випромінюванням, а в якості приладу для вимірювання служить позиційно-чутливий скінтіляційний детектор, що включає кристал йодистого натрію (NaI), фотоелектричний помножувач (ФЕП) і датчик-перетворювач, з'єднаний з персональним комп'ютером (ПК).

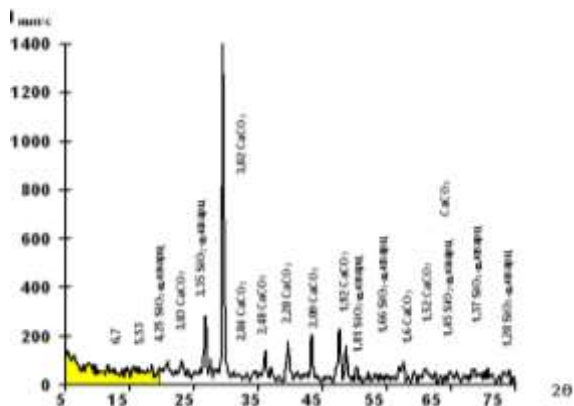
Рівень дисипативних втрат енергії вибуху на контакті «ВР-полімінеральне середовище» при використанні різних конструкцій свердловинних зарядів визначають шляхом порівняльного аналізу сумарної інтенсивності відбитого рентгенівського пучка в зоні «аморфізації», що знаходиться в інтервалі кутів $2\theta = 5-20^\circ$ (рис. 2.26,

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

a, б). Величину сумарної інтенсивності (імп/с) встановлювали на побудованих у середовищі MS Excel дифрактограмах з використанням ДОДАТКУ стандартної функції Σ .



a



б

Рис. 2.26. Рентгенівські дифрактограми наддрібних частинок вапняку ПрАТ «ДФДК» (Cu-K α випромінювання), зруйнованого відрізком ДШЕ-9 довжиною 1 см

a – сухий зразок; *б* – зразок насичений водою.
Затемнена область – зона «аморфізації»

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Результати аналізу рентгенівських дифрактограм дрібнодисперсних фракцій можуть бути відображені в табличній формі (табл. 2.9).

Таблиця 2.9.

Результати рентгеноструктурного аналізу зразків вапняку, зруйнованих вибухом ДШЕ-9 довжиною 1 см при різних умовах динамічного навантаження

Тип породи і місце відбору зразка	Умови динамічного (вибухового) навантаження	Сумарна інтенсивність відбитого рентгенівського пучка в зоні «аморфізації» ($2\theta = 5-20^\circ$), імп / с
Вапняк дрібнозернистий, ПрАТ «Докучаєвський флюсо-доломітний комбінат», Центральний кар'єр	Сухий зразок	23377,96
	Зразок насичений H_2O протягом 24 год	12532,57

Дисипативні втрати енергії вибуху при утворенні наддрібних частинок можуть бути зменшені при використанні для дроблення міцних гірських порід зарядів змінного перерізу, які створюють умови різноградієнтного навантаження породи по колонці заряду. В результаті досягається більш рівномірне дроблення за рахунок переважання в силовому полі зсувних напружень і зменшуються дисипативні втрати енергії вибуху за рахунок зменшення площини контакту ВР з поверхнею зарядної порожнини (вибуховою свердловиною).

2.5. Методика експериментальних досліджень впливу мікроструктури порід складної будови на характер їх руйнування енергією вибуху на моделях

Згідно розроблених способів вивчення та оцінки характеру тріщиноутворення в гірських породах складної будови під час дії на них енергії вибуху [50-51] була підготовлена методика проведення експериментальних досліджень в полігонних умовах на моделях. Методика дозволяє оцінити вплив фізико-механічних властивостей і мікроструктурних особливостей порід складної будови із вмістом урану (Ватутінське родовище уранових руд) на характер їх вибухового руйнування.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Згідно розробленої методики заплановано проведення трьох серій експериментальних досліджень:

- дослідження фізико-механічних властивостей зразків гірських порід, мікроструктури, мінералогічного складу уранових руд і порід, що складають масив гірських порід відповідно до чинних Держстандартів;

- дослідження характеру просторового розподілу мікротріщин в зруйнованих вибухом зразках гірських порід в зоні, що має контакт із зарядною порожниною;

- дослідження впливу орієнтування мінеральних агрегатів (лінійності) на характер їх вибухового руйнування.

Для проведення мікроструктурних досліджень з відібраних у вибоях західного і східного бурових штреків (блок 424–34, орт 30-й осі, гор. 412–450 м) блоків і кернів порід рудного покладу шахти № 1 Смолінського РУ, ДП СхідГЗК були виготовлені штуфи розміром від 5х5х5 см до 15х15х15 см (в залежності від розміру частинок мінералів, що складають породу), орієнтовані з використанням гірничого компасу згідно з напрямком сторін світу (лінії «N-S»).

Породи на даній ділянці були представлені альбітитами, мігматитами, гранітами і гнейсами, середньої тріщинуватості, неоднорідної структури міцністю $f = 14\text{--}20$ балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова.

На орієнтованому зразку на його гранях контрастним кольором наносять слід горизонтальної площини. Одночасно паралельно цьому сліду проводять зріз алмазним диском на верстаті, а також два вертикальних зрізи, перпендикулярно один до іншого. Всі три зрізи шліфують. На горизонтальній площині наносять лінію «N-S», при цьому враховують величину магнітного схилення, характерного для даного району відбору зразка. Після перерахованих вище операцій зразок підготовлено до дослідження [36].

З перших зрізів виготовляють орієнтовані прозорі петрографічні шліфи товщиною 0,020–0,030 мм, а з покривним захисним склом (шліф і скло) товщина яких не перевищувала 1,5 мм. Далі на шліфах за допомогою поляризаційного мікроскопу МП 2 (збільшення від 2,5× до 400×) і універсального приладу ФС-5 за методом Федорова [52] вивчали мікроструктуру і орієнтування дефектів внутрішньої будови, а також визначали мінеральний склад досліджуваної гірської породи (наприклад, рис. 2.4, підрозділ 2.1).

На наступних зрізах, в трьох взаємно-перпендикулярних площинах,

визначали напрямок (просторове положення) лінійної структури породоутворюючих мінералів за допомогою методу хімтравлення поверхні концентрованою плавиковою кислотою [53] з нанесенням вектора лінійності мінеральних агрегатів L_{np} – горизонтальну проекцію вектору лінійності (рис. 2.27).

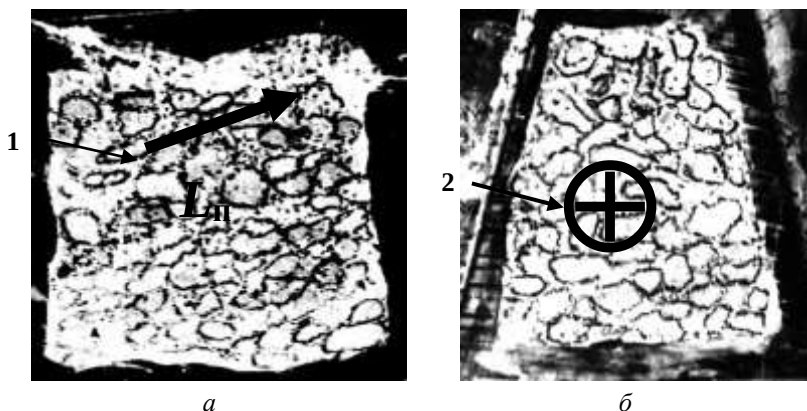


Рис. 2.27. Поверхні зразків полімінеральної породи, протравлені плавиковою кислотою, зі зрізами, паралельними (а) і перпендикулярними (б) лінійності мінеральних агрегатів

*1 – L_{np} – горизонтальна проекція вектору лінійності;
2 – $\oplus$ – фігуративна точка виходу вектору лінійності мінеральних агрегатів*

За характером візерунку травлення на зрізах породи визначали напрямок структурних осей Зандера [54] a , b і c , де a – вісь, яка лежить в площині уплющення агрегатів мінеральних зерен, і, як правило, збігається з її простяганням, а вісь b збігається з лінійністю поздовжніх агрегатів мінеральних зерен, вісь c , яка орієнтована нормально до площини уплющення.

Потім, в площинах зрізів виготовляють орієнтовані петрографічні шліфи: один паралельно площині ac і перпендикулярно осі b , інший паралельно площині bc і перпендикулярно осі a , а третій паралельно площині ab і перпендикулярно осі c .

На предметне скло петрографічних шліфів наносять відповідне маркування (рис. 2.28). Далі на шліфах по мінеральних зернах за допомогою інтегратору ICA, змонтованому на приладі мікроскопу

МП-2, визначають морфологічні особливості інтенсивності мікротріщин $I_{тр1}$, $I_{тр2}$, $I_{тр3}$ в різних мінералах, а на універсальному столику Федорова ФС-5 просторове положення виділених мікротріщин і лінійну структуру породи з ідентифікацією основних систем мікротріщин (TP_1 , TP_2 і TP_3).

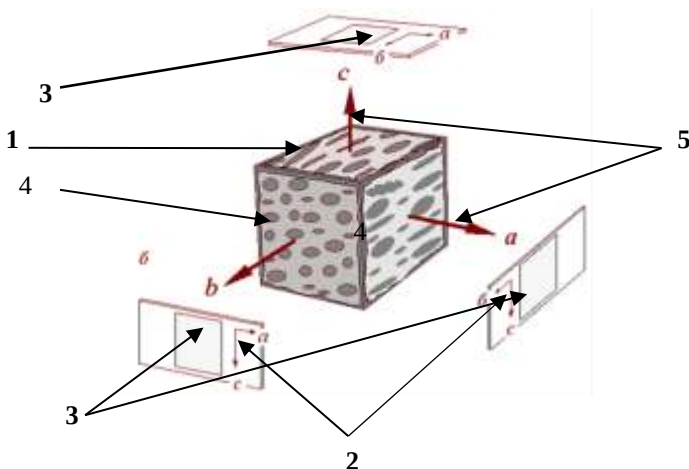


Рис. 2.28. Орієнтований шлуф породи, петрографічні шліфи, виготовлені з орієнтованого керну, відібраного у вибої виробки

*1 – шлуф породи; 2 – площини зрізів; 3 – петрографічні шліфи;
4 – маркування площин зрізів на предметному склі; 5 – структурні осі Зандера*

Вивчення впливу орієнтування і форми зерен на характер розвитку мережі мікротріщин від вибуху заряду ВР у полімінеральній гірській породі складної будови: дрібнозернисті граніти, альбітити, мігматити на контакті «ВР - порода», а також при спільній роботі групи зарядів при руйнуванні вибухом зразку породи на додаткову вільну поверхню, поверхні яких протравлено плавиковою кислотою, проведено дві серії експериментів.

У першій серії на підготовлених зразках породи в її центрі формують порожнини діаметром 3–4 мм і глибиною 15 мм для розміщення в ній міні заряду високоезрантного ВР типу тону (рис. 2.29, а).

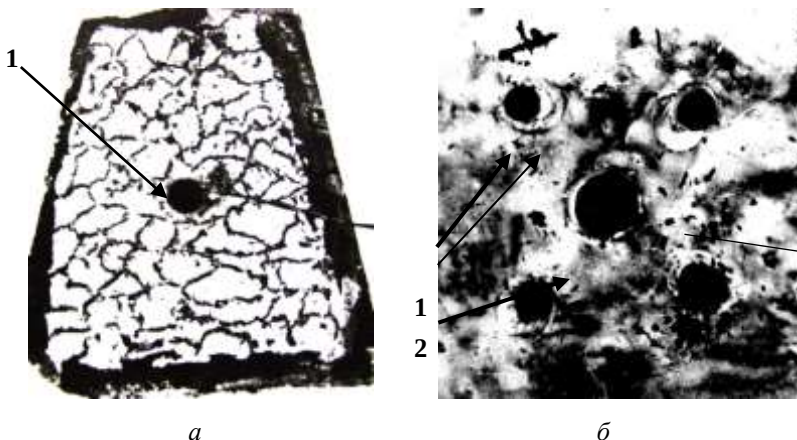


Рис. 2.29. Зразки полімінеральної гірської породи із сформованими в ній порожнинами

а – зразок з одним шпуром у центрі; б – зразок з компенсаційною порожниною і комплектом шпурів навкруги неї; 1 – шпури; 2 – компенсаційна порожнина

У другій серії – в центрі формують компенсаційну порожнину діаметром 7–8 мм, а навколо неї по радіусу, що дорівнює (2–3) $d_{кп}$, де: $d_{кп}$ – діаметр компенсаційної порожнини, комплект шпурів із 4 шт. діаметром 3–4 мм (рис. 2.29, б). Для зниження впливу тріщин, які виникають на поверхні зразка під час його руйнування, його поміщають у вибухову камеру з внутрішнім діаметром 100–150 мм. Зазор між бічною поверхнею вибухової камери і зразком заливають розчином алебастру або укладають демпфер (прокладку) з вакуумної гуми. У підготовлені зарядні порожнини розміщують заряди з високобризантного ВР типу тону масою 80–150 мг. Масу заряду ВР визначають експериментально шляхом підривання контрольних зразків. Підрив зарядів здійснюють ініціатором з подачею електричного імпульсу від вибухового приладу (ВПК) [40].

Навантажений після вибуху зразок гірської породи обережно виймають з вибухової камери і занурюють в розчин епоксидної смоли. Після затвердіння епоксидної смоли зі зразків породи виготовляють нестандартні прозорі шліфи (розмір 5×5 см, товщина 100–150 мкм), застосовуючи шліфування і полірування його горизонтальної поверхні.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Характер тріщиноутворення, напрямок розвитку мікротріщин, фракційний і мінералогічний склад, які отримано при підірванні зруйнованих фрагментів порід, оцінювали за допомогою поляризаційного мікроскопу МП-2 з 20-ти кратним об'єктивом.

2.6. Встановлення закономірностей впливу мікроструктури порід складної будови на характер їх руйнування енергією вибуху на моделях

Для оцінки характеру розподілу мікротріщин в зоні, що прилягає до зарядної порожнини, фізико-механічних властивостей і структурних особливостей порід Ватутінського родовища уранових руд, відповідно до розробленої методики експериментальних досліджень, були проведені експериментальні дослідження на зразках гірських порід [41, 50-51].

Згідно до розробленої методики на відібраних зразках і кернах гірських порід в лабораторії виготовляли блоки паралелепіпедальної, кубічної форми і шліфи неправильної форми на верстаті. На виготовлених зразках порід кубічної форми з ребром 40 ± 2 мм проводили випробування по визначенню фізико-механічних властивостей гірських порід згідно діючих Держстандартів.

Результати досліджень фізико-механічних характеристик гірських порід Ватутінського родовища уранових руд наведені в табл. 2.10.

Таблиця 2.10.

Основні фізико-механічні властивості порід Ватутінського родовища уранових руд

Тип породи	Щільність, $\rho \cdot 10^{-7}$, кг/м ³	Межа міцності на стискання, $\sigma_{сж}$, МПа	Швидкість хвилі, м/с		C_{sj}/C_p	Коефі-цієнт Пуассону, ν	Модуль Юнга, E , МПа
			Поздов жена, C_p	Попере чна, C_s			
Альбіт	2,95	250	6400	3800	0,59	0,23	18,6
Мігматит	2,30	155	5300	3500	0,66	0,11	12,1
Гнейс	2,10	142	4800	3300	0,68	0,07	10,0
Граніт	2,8	250	6300	3600	0,57	0,25	17,6

Мікроструктурні дослідження, орієнтування мікротріщин, мікротріщинуватості метасоматично змінених магматичних порід гранітного складу Ватутінського родовища уранових руд були проведені на орієнтованих шліфах відносно напрямку сторін Земної кулі (шліф №№ 4836, 2018, 2019, 2020, 5019), з використанням поляризаційного мікроскопу МП-2, що забезпечує збільшення від $40 \times$ до $400 \times$ і інтегрального столика типу ІСА. Фотографування шліфів проводили за допомогою цифрової фотовідеокамери SONY-TS5, закріпленої на поляризаційному мікроскопі МП-2, мікрофотографія якого приведено на рис. 2.4.

Аналіз шліфів показав, що структура породи порфіроподібна, текстура – гнейсовидна. Вона складається з великих зерен кислого плагіоклазу № 20–30 (альбіт-олігоклазу) ~ 40 – 45 %; тонкопризматичної і голчастої форми амфіболів ~ 16 %, а також зеленувато-бурих, майже безбарвних амфіболів, які зосереджені в темних краплях ~ 4 %. Між плагіоклазом і амфіболами спостерігаються деформовані зерна кварцу, частка яких становить ~ 20 – 25 %. Кварц і плагіоклаз містять голчасті кристали амфіболів, кристали кальциту, апатиту. У незначній кількості присутній темно-бурий біотит [36].

Усередині акцесорних мінералів присутні апатит, сфен, ортит. Польові шпати політизовані. Описана вище структура відноситься до системи гнейсо-гранітно-біотит-амфіболової, граничної з елементами катаклазу. Мінеральний склад уранових руд наведено в табл. 2.11.

Встановлено [36, 41, 51], що внутрішні міжзернові напруження в гранітах виникають завдяки режиму кристалізації і можуть зберігатися в масиві тривалий час до тих пір, поки не відбудеться їх релаксація. Це відбувається в результаті заміщення польового шпату (головного породоутворюючого мінералу) вторинними мінералами, а саме: сосюрітом (тонкою пелітоморфною сумішшю), цоїзиту або епідоту, серициту, хлориту і кальциту.

Для незмінного вторинними процесами граніту «усередненого» складу, що містить приблизно однакову кількість кварцу, натрієвого плагіоклазу і калієвого польового шпату – головних породоутворюючих мінералів – і до 10 % біотиту, мусковіту, амфіболу та ін. другорядних мінералів були обчислені показники початкового стискання β_n (β_n – позитивне число, з розмірністю, зворотною розмірністю напруження, тобто $Mbar^{-1}$). Для незмінного вторинними процесами «усередненого» граніту теоретична початкова стисливість β_n дорівнює $2,17829 Mbar^{-1}$, в той час, як у метасоматично зміненого (ступінь пелітизації польового

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

шпату 65–70 %) β_n збільшується до значень 2,40701–2,43524 Мбар⁻¹, тобто зростає на 9–11 % і такий граніт практично втрачає здатність розколюватися під дією навантаження в напрямку «рифту».

Таблиця 2.11.

Усереднений мінеральний склад Ватутінського родовища уранових руд

Мінерали (зерна і агрегати зерен)		Особливості будови	Кіл-ть, %
Головні	Кислий плагіоклаз (альбіт-олігоклаз № 20–30)	Великі пелітизовані зерна з голочками амфіболу	40–45
	Амфіболи лужного ряду зелено-бурі групи рибекіту	Зерна тонкопрізматичної і голчастої форми	16
	Амфіболи безбарвні групи тремоліт-актиноліту	Часто розташовуються усередині зерен кварцу і польового шпату	4
	Кварц	Мозаїчна структура, грануляція	20–25
Вторинні	Кальцит	Пелітоморфні зерна у польових шпатах	15
	Апатит	Часто розташований всередині акцесорних мінералів	
	Біотит темно-бурий	Незначна кількість	
Акцесорні	Ортіт	Усередині скупчень амфіболів	5
	Торіт	В мікротріщинах плагіоклазів	
	Сфен	Усередині акцесорних ортіту і торіту	

Початкова теоретична стисливість β_n істотно змінених вторинними процесами гранітів Ватутінського уранового родовища, обчислена з констант податливості S_{pg} і становить 2,35255 Мбар⁻¹, що на 8 % більше β_n «усередненого» граніту. Ватутінські граніти за мінеральним складом і структурно-текстурними особливостями схожі з альбітитами Силмор (шт Пенсильванія, США), проте значно поступаються їм за фізико-механічними властивостями і ϵ , по суті, досить міцними і в'язкими породами [36].

Для вивчення характеру розподілу мікротріщин в зоні, що прилягає до зарядної порожнини на контакті «ВР-порода» було проведено дві серії експериментальних досліджень [36–37].

У першій серії досліджень на орієнтованих зразках граніту Ватутінського родовища уранових руд вивчався характер просторового розподілу мікротріщин на контакті з зарядною порожниною при їх

Згідно розробленої методики (підрозділ 2.3) на зразках гірських порід, протравлених плавиковою кислотою зі встановленим орієнтуванням мінеральних агрегатів згідно їх вектору лінійності (рис. 2.27) були проведені експериментальні дослідження.

Зруйновані вибухом міні зарядами високобризантного ВР зразки гірських порід (рис. 2.30, *а, б*) обережно виймали з вибухової камери і занурювали в розчин епоксидної смоли. Після затвердіння зразка в розчині епоксидної смоли горизонтальну поверхню утвореного зразка шліфували, виготовляли з нього нестандартні потовщені прозорі шліфи, розміром 5×5 см і товщиною 100–150 мкм. По виготовлених шліфах за допомогою бінокулярного МПС-2 і поляризаційного МП-2 мікроскопів при збільшенні від 2,5 до 10× вивчали характер руйнування, напрямок розвитку новоутворених мікротріщин, фракційний і мінералогічний склад зруйнованих вибухом фрагментів полімінеральних гірських порід.



6

a – зразок породи, зруйнований одиночним міні-зарядом ВВ;

На рис. 2.31 приведена мікрофотографія горизонтального зрізу штуфа граніту, зруйнованого одиночним зарядом високобризантного ВР.

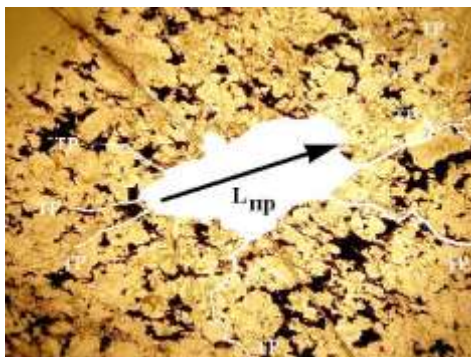


Рис. 2.31. Мікрофотографія горизонтального зрізу гранітного штуфа, зруйнованого міні- зарядом високобризантного ВР

ТР – зновутворені тріщини;

$L_{пр}$ – горизонтальна проекція вектору лінійності мінеральних агрегатів

Встановлено, що для гранітів, мігматитів і альбітітів Ватутінського родовища велика вісь воронки руйнування збігається з напрямком горизонтальної проекції вектору лінійності мінеральних агрегатів. Коефіцієнт анізотропії (відношення великої до малої осі воронки руйнування) коливається в межах 1,7–2,5. Найменше значення коефіцієнту анізотропії встановлено для дрібнозернистих мігматитів гранітного складу, найбільше значення – для гранітів.

У метасоматично змінених альбітитах коефіцієнт анізотропії не перевищує значень 1,8–2,2.

Аналіз мікрофотографії (рис. 2.31) дозволив зробити висновок, що густина радіальних мікротріщин і їх протяжність максимальні в напрямку лінійності агрегатів мінеральних зерен.

Вивчення просторового розподілу наведених вибуховими навантаженнями мікротріщин проводили на прозорих шліфах розміром 2×2 см (товщина 30 мкм) за допомогою бінокулярного поляризаційного мікроскопу МПС-2 при збільшеннях від 10 до 100×.

Мікротріщини при руйнуванні мігматитів і альбітітів Ватутінського родовища уранових руд на контакті «ВР – порода» розвиваються як за лінією контактів між мінеральними зернами, так і за дефектами будови

(або паралельно їм) в зернах окремих мінералів (рис. 2.31). У кварці альбітитів такими дефектами є площини ГРВ – «заліковані» мікротріщини, що спостерігаються в полі зору мікроскопу у вигляді субпаралельно розташованих бульбашок газу, що утворилися в процесі інверсійного переходу кварцу з високотемпературної в низькотемпературну модифікацію при охолодженні розплаву. У кварці мігматитів – це внутрішньо-зернові мікротріщини, що виникли в результаті катаклазу породи при ультраметаморфізму і також мають часткове плавлення, дроблення, грануляцію і розтріскування окремих зерен або локальних зон в межах агрегату. У польового шпату альбітитів і мігматитів руйнування відбувається або по площинах спайності даного мінералу, або уздовж первинних мікротріщин, що раніше виникли в плагіоклазі при деформаціях тектонічного характеру.

За допомогою інтегратора ІСА встановлено, що близько 70 % наведених вибуховими навантаженнями мікротріщин надають площині ГРВ, а 15 % мікротріщин – розвиваються по лінії контактів між мінералами. Решта мікротріщини перетинають мінеральні зерна або їх агрегати, які не наслідуючи якогось певного кристалографічного напрямку.

На відміну від незмінених вторинних процесів альбітитів і мігматитів мікротріщини, що виникають при вибуховому руйнуванні в метасоматично змінених гранітах і альбітитах, розвиваються виключно за контактами мінеральних зерен (рис. 2.32, а, б). За рідкісним винятком (не більше 5 %) новоутворені мікротріщини при своєму розвитку надають площині спайності в зернах плагіоклазу або біотиту.

Вплив структури порід Ватутінського родовища уранових руд на характер їх вибухового руйнування комплектами шпурових зарядів на компенсаційну порожнину встановлено експериментально.

Експерименти проводили на моделях (рис. 2.31, б), виготовлених зі зразків гірської породи: дрібнозернисті граніти, альбітити, мігматити), які зруйновані серією міні – зарядів високобризантного ВР на компенсаційну порожнину. Зруйновані моделі зміцнювали розчином епоксидної смоли, а після її затвердіння виготовляли нестандартні потовщені шліфи (розмір 5×5 см, товщина 100–150 мкм). Далі за допомогою поляризаційного мікроскопу МП-2 вивчали характер тріщиноутворення в моделі. Для забезпечення статистичної надійності експерименту, було зруйновано 15 моделей (по 5 кожного різновиду порід). Характер руйнування моделі із граніту представлено на рис. 2.33.



Рис. 2.32. Мікрофотографії зразка Ватутінського граніту, зруйнованого вибуховим навантаженням

a – збільшення 100х; *б* – збільшення 300х ТР – зноутворені мікротріщини; Q – кварц; F – польовий шпат; Bt – біотит

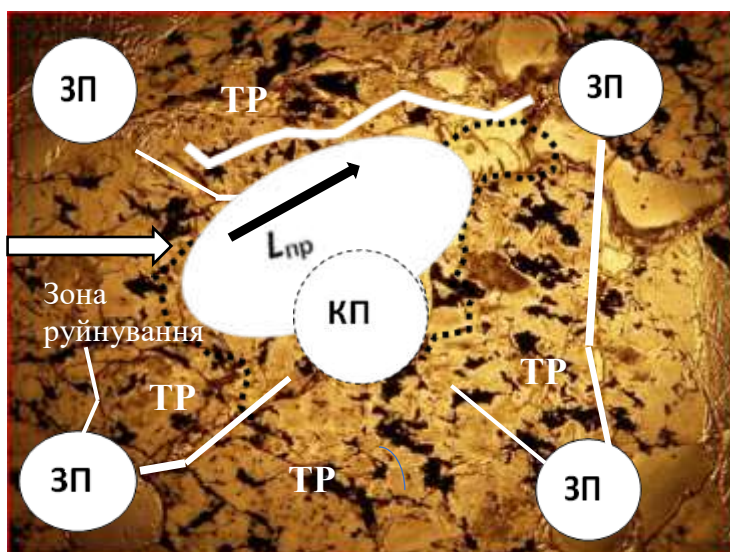


Рис. 2.33. Мікрофотографія моделі з компенсаційною порожниною (потовщений нестандартний шліф), зруйнований вибухом комплексу міні-зарядів на компенсаційну порожнину

ЗП – зарядні порожнини; КП – компенсаційна порожнина; ТР – зноутворені мікротріщини; $L_{пр}$ – горизонтальна проекція вектору лінійності мінеральних агрегатів

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Аналіз характеру руйнування моделей показав наступне. Мікротріщини (ТР), що утворилися під час вибуху зарядів на компенсаційну порожнину, також як і при руйнуванні одиночним шпуром в метасоматично змінених породах розвиваються по міжзернових контактах. Так тріщини, що мають напрямок розповсюдження на компенсаційну порожнину (КП) і не дивлячись на значно меншу відстань між шпурами і компенсаційною порожниною (20–25 мм), ніж між поодинокими шпурами (40–45 мм), розвиваються виключно в напрямку лінійності мінеральних агрегатів ($L_{\text{пр}}$). Зона руйнування, що прилягає до компенсаційної порожнини, має еліпсоподібну форму і утворена за рахунок руйнування кварцового агрегату напрямком, якої збігається з вектором лінійності $L_{\text{пр}}$ мінеральних агрегатів.

Розділ 3. РОЗРОБКА РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ СПОСОБІВ ФОРМУВАННЯ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН З ІНЕРТНИМИ ВСТАВКАМИ ДЛЯ РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД

3.1. Теоретичне обґрунтування механізму дії подовженого заряду змінного перерізу з інертними вставками

Регулювання розподілу енергії вибухової речовини по висоті заряду відбувається через формування в зарядній порожнині вставок різного профілю: повітряних проміжків, порожнистих фігур з інертних або паливних матеріалів. Експериментальні дослідження і досвід застосування конструкцій зарядів з інертними вставками різної форми свідчать про їх ефективність, що сприяє підвищенню коефіцієнту корисної дії енергії вибуху та його руйнуючої дії за рахунок зміни механізму навантаження твердого середовища. Такі ж результати отримані при вибуху заряду ВР змінного перерізу, конструкцію якого розроблено у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України [55-57].

У зв'язку з цим доцільно розглянути процеси, що відбуваються в зарядній порожнині при детонації ВР в таких зарядах. Для цього виділимо ділянку заряду, висота якого дорівнює діаметру циліндричної зарядної порожнини « d ». У центрі цієї ділянки розташовується порожниста куля з інертного матеріалу (полістиролу), діаметром $d_{\text{кул}}$, заповнена повітрям. При наявності порожнистої кулі всередині ВР зменшується маса ВР ($m'_{\text{вр}}$) в зарядній порожнині (при $m_{\text{вр}} = \rho_{\text{вр}} \frac{\pi d^3}{4}$)

$$m'_{\text{вр}} = \rho_{\text{вр}} \left(\frac{\pi d^3}{4} - \frac{\pi d_{\text{кул}}^3}{6} \right), \quad (3.1)$$

де $\rho_{\text{вр}}$ – щільність ВР, кг/м³.

Зміна маси ВР в зарядній порожнині залежить від кількості і діаметру кулі і має наступний вираз:

$$\eta = \rho_{\text{вр}} \left(1 - \frac{2}{3} \frac{d_{\text{кул}}^3}{d^3} \right). \quad (3.2)$$

При $d_{\text{кул}} = d/2$ $m'_{\text{вр}} = \frac{11}{48} \rho_{\text{вр}} \pi d^3$ $\eta = 11/12$, т.е. на $\approx 8,3\%$ зменшується

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

маса ВР в зарядній порожнині, отже, зменшується і частка енергії під час вибуху, яка трансформується в навколишнє середовище.

Слід зазначити, що наявність у вибуховій речовині малоактивних інертних матеріалів знижує теплоту вибуху ВР, оскільки частина енергії ВР витрачається на нагрів і термічний розклад цих матеріалів [58].

Оцінемо теплоту вибуху Q' вибухової речовини з розміщеною всередині неї порожнистою кулю масою M .

Масова доля матеріалу кулі в заряді

$$\beta = \frac{M}{m_{ep} + M}. \quad (3.3)$$

Величина Q' може бути визначена із рівняння

$$m'_{ep} Q - M[C(T - T_o) + q_{tr} + q_{нов}] = (M + m'_{ep})Q', \quad (3.4)$$

де C – теплоємність полістиролу, з якого виготовлено кулю, Дж/(кг·°C);

T , T_o – початкові температури відповідно продуктів вибуху і матеріалу кулі, град;

q_{tr} – теплота термічного розкладання полістиролу, МДж/кг;

$q_{нов}$ – теплота нагрівання об'єму повітря, яке знаходиться в кулі, Дж/кг·°C.

З урахуванням того, що $1 - \beta = \frac{m'_{ep}}{M + m_{ep}}$ – це доля ВР в заряді,

$$Q' = Q(1 - \beta) - \beta[C(T - T_o) + q_{tr} + q_{нов}] \quad (3.5)$$

Таким чином, зменшення виділеної під час вибуху енергії відбувається не тільки завдяки зменшення маси ВВ, а й через зміну результуючої теплоти вибуху.

Для пояснення цього твердження розглянемо процеси, що протікають в зарядній камері з інертною сферичною вставкою (куля) при детонації в ній ВР. Спочатку на оболонку вставки діє УХ, яка є складовою детонаційної хвилі, а потім розширюючи ПД. Наявність жорсткої оболонки (сферичних вставок всередині ВР) на шляху поширення ударної хвилі по осі заряду призводить до того, що частина енергії УХ відбивається і направляється в сторону стінок зарядної порожнини, що посилює дію УХ на середовище, що руйнується. Ударна

хвиля сприяє деформуванню і руйнуванню оболонки сферичної вставки. Далі на сферичну вставку впливають продукти детонації високої температури і тиску. Дуже високий тиск за фронтом хвилі детонації призводить до того, що вибухові гази спрямовуються зі швидкістю u в той бік, куди поширюється хвиля детонації. Згідно з оціночними розрахунками $u = D / 4$, де D – швидкість детонації [59].

Наявність в заряді порожнистої сферичної вставки, заповненої повітрям формує повітряний проміжок. У разі, коли під час детонації ділянки заряду довжиною, рівній його діаметру, $t_1 = d / D$, то при наявності всередині ВР полої кулі

$$t_2 = \frac{d - d_{кул}}{D} + \frac{4d_{кул}}{D} = \frac{d + 3d_{кул}}{D}. \quad (3.6)$$

Порівнюючи t_1 і t_2 видно, що при наявності у ВР полої кулі час дії вибуху на навколишнє середовище зростає зі збільшенням діаметра кулі незалежно від напрямку ініціювання цього заряду. При його ініціюванні з будь-якого з кінців на шляху детонації розташовується сферична вставка (куля), яка формує всередині ВР кумулятивні виїмки. При детонації по колонці такого заряду на внутрішній поверхні сферичної вставки по його осі фокусується газовий потік кумулятивної дії. Усередині сферичної порожнини має місце суттєве ущільнення продуктів детонації, зростання тиску в них, а також значне збільшення щільності енергії як в продуктах детонації, так і в ударних хвилях, що виникають під час вибуху, які сприяють підвищенню стійкості детонації по осі заряду.

3.2. Експериментальні дослідження детонаційних процесів і оцінка працездатності вибуху ВР в подовжених циліндричних зарядах різних конструкцій

3.2.1. Вибір і обґрунтування складу ВР для експериментальних досліджень

Для рівномірного навантаження твердого середовища по колонці заряду при їх руйнуванні в процесі проведення експериментальних досліджень виникає необхідність в розробці вибухової композиції (ВК) зі зменшенням її бризантної дії та вибуховими характеристиками, які наближаються до промислових ВР. Рішення поставленого завдання було реалізовано введенням до високодисперсної вибухової речовини –тену енергоактивної добавки – дроблене тверде ракетне паливо (ТРП) при

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

наступному співвідношенні компонентів, в мас. долях, %

– дроблене тверде ракетне паливо (ТРП)	
з розміром частинок 1,5–2,0 мм	10,0–20,0
– ТЕН	решта

Встановлено [60], що на початковій стадії процесу детонації тєну, ТРП поводитьсє як інертна добавка, що не вступає в реакцію з продуктами детонації з подальшим її розпадом під площею Чемпєна-Жугє тєну і відбором енергії на більш пізній стадії вибухового перетворєння. При цьому досягається зниження швидкості детонації, тиску на стінки зарядної порожнини і бризантної дії вибуху (змїна тривалості, максимуму і форми вибухового імпульсу). Застосування такої ВК ВВ дозволяє збільшити висоту колонки заряду, площу контакту з руйнуючим середовищем при проведенні експериментальних досліджень на зразках гірських порід і піщано-цементних моделях в полігонних умовах. Пріоритет розробленого складу ВК захищено патентом України № 88299 [61].

Проведемо дослідження і оцінимо дію вибуху на гірську породу, які виконують продукти вибуху, і ефективність витраченої роботи при адіабатичному розширенні до тиску навколишнього середовища. Якщо вважати, що ККД вибуху однакової дії (наприклад, дроблення) приблизно рівні ($\eta_1 = \eta_2$), то ефективність дії зарядів з різними типами ВР, можна оцінити по теплоті вибуху. Якщо розглянути два ВР, теплота вибуху яких Q_1 і Q_2 , а робота вибуху A_1 і A_2 , то оскільки $\eta_1 = \frac{A_1}{Q_1}$, а $\eta_2 = \frac{A_2}{Q_2}$, а при $\eta_1 = \eta_2$ маємо рівняння:

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{Q_1}{Q_2} \quad (3.7)$$

Розрахунки теплоти вибуху ВК по заміряним швидкостям детонації проводились з урахуванням залежності теплоти вибуху і швидкості детонації ВР від їх щільності. При однаковій щільності двох ВР їх теплота вибуху Q_1 і Q_2 , швидкості детонації D_1 і D_2 пов'язані співвідношенням [62]:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{D_1^2}{D_2^2} \quad (3.8)$$

Нехай $Q_1(\rho_2)$ і $D_1(\rho_2)$ теплота вибуху і швидкість детонації основного ВР в вибуховій композиції при щільності рівній щільності ВК ρ_2 , а $Q_2(\rho_2)$

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

і $D_2(\rho_2)$ – відповідно, теплоті вибуху і швидкості детонації цієї ВК із суміші: тен+ТРП. $D_2(\rho_2)$ – величина, яка вимірюється експериментально. Тоді теплота вибуху ВК із суміші: тен+ТРП при щільності ρ_2 буде:

$$Q_2 = Q_1(\rho_2) \frac{D_2^2(\rho_2)}{D_1^2(\rho_2)} \quad (3.9)$$

Для знаходження швидкості детонації основного ВР при щільності ρ_2 скористаємося виразом, запропонованим М.А. Куком [63]:

$$D_1(\rho_2) = D_1(\rho_1) + \frac{\Delta D}{\rho_1}(\rho_2 - \rho_1) \quad (3.10)$$

де $D_1(\rho_1)$ і $D_2(\rho_2)$ – швидкості детонації ВР при щільності відповідно ρ_1 і ρ_2 , рекомендоване М.А. Куком, має середнє значення $\Delta D = 3500 \text{ м/с}$.

Для знаходження теплоти вибуху основного ВР при щільності ρ_2 за відомою теплотою вибуху цього ВР $Q_1(\rho_1)$ при щільності ρ_1 скористаємося формулою, що виражає швидкість детонації ВР через показник політропи n і теплоту вибуху Q [63]

$$D = \sqrt{2(n^2 - 1)Q} \quad (3.11)$$

Показник політропи продуктів вибуху залежить від початкової щільності ВР. Ця залежність наведена на рис. 3.1 та дозволяє визначити значення показника політропи n_1 і n_2 при щільностях ρ_1 і ρ_2 .

Візьмемо відношення

$$\frac{D_1^2(\rho_1)}{D_1^2(\rho_2)} = \frac{(n_1^2 - 1)Q_1(\rho_1)}{(n_2^2 - 1)Q_2(\rho_2)} \quad (3.12)$$

із якого можна визначити теплоту вибуху ВР при щільності ρ_2

$$Q_1(\rho_2) = Q_1(\rho_1) \frac{n_1^2 - 1}{n_2^2 - 1} \cdot \frac{D_1^2(\rho_2)}{D_1^2(\rho_1)} \quad (3.13)$$

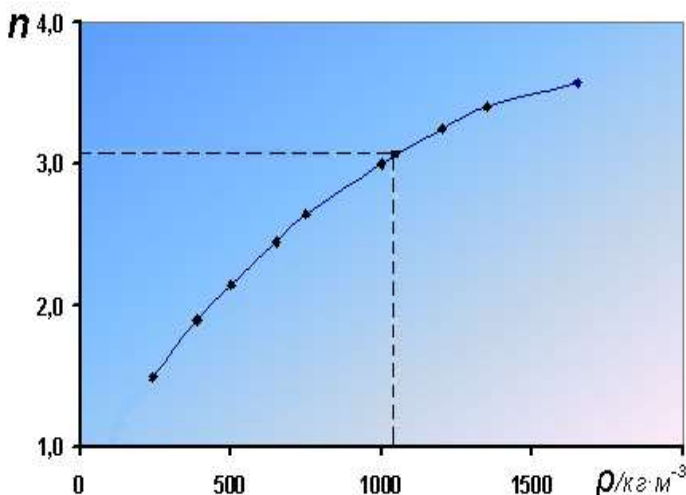


Рис. 3.1. Залежність показника політропи продуктів вибуху від початкової щільності ВР

Підставляючи в (3.9) вираз (3.10) і (3.13), отримаємо для розрахунку теплоти вибуху ВК із суміші: тен+ ТРП вираз

$$Q_2(\rho_2) = Q_1(\rho_1) \frac{n_1^2 - 1}{n_2^2 - 1} \cdot \frac{[D_1(\rho_1) + \frac{\Delta D}{\rho_1}(\rho_2 - \rho_1)]^2}{D_1^2(\rho_1)}. \quad (3.14)$$

Проведемо розрахунки для ВК із сумішей: тен+ ТРП, які застосовувались в лабораторних експериментах. За даними Л.В. Дубнова [58] чистий тен при щільності $\rho_1 = 900$ кг/м³ має теплоту вибуху $Q_1(\rho_1) = 5442$ кДж/кг і швидкість детонації $D_1(\rho_1) = 5120$ м/с. Заміряна швидкість детонації тону при відсутності ТРП при її щільності ρ_2 $D_1(\rho_2) = 5250$ м/с.

Згідно рівняння Кука М.А. для тону знаходимо $\rho_2 = 935$ кг/м³, а по залежності показника адиабати (рис.3.1) $n_1 = 2,94$ при щільності $\rho_1 = 900$ кг/м³ і $n_2 = 2,96$ при $\rho_2 = 935$ кг/м³.

За формулою (3.13) находим теплоту вибуху тону при щільності $\rho_2 = 935$ кг/м³ $Q_1(\rho_2) = 5635$ кДж/кг. При відсутності добавки ТРП $Q_1(\rho_2) = Q_2(\rho_2)$. При присутності добавки розрахунки ведемо за формулою

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

(3.14). Результатирозрахунків наведено в табл.3.1.

Таблиця 3.1.

Розрахункові показники, що характеризують дію зарядів ВК із сумішей: тєн + ТРП на руйнуюче середовище

Масова доля ТРП в суміші, β	Швидкість детонації ВК із суміші: тену + ТРП, $D(\rho_2)$, м/с	Розрахунковий тиск на стінки зарядної порожнини, P , ГПа	Розрахункова теплота вибуху Q , кДж/кг	Відносна теплота вибуху ВК із суміші: тену + ТРП, $\bar{Q}$
0	5250	3,22	5635	1,0
0,1	5150	3,10	5120	0,90
0,2	4900	2,81	4910	0,87
0,3	4500	2,37	4140	0,73
0,4	3700	1,60	2800	0,50
0,5	2800	0,92	1603	0,28

Аналіз таблиці показав, що за розрахунковими показниками теплоти вибуху тену Q_0 нами проведені обчислення відносної теплоти вибуху суміші тену повідношенню до теплоти вибуху ВК при масовій частці ТРП Q_β до теплоти вибуху тену Q_0 згідно виразу,

$$\bar{Q} = Q_\beta / Q_0 \quad (3.15)$$

Таким чином, наявність ТРП в суміші з тєном призводить до зниження теплоти вибуху ВК, а отже, до зменшення ідеальної роботи вибуху.

Для обґрунтування стабільності вибухових характеристик нової вибухової композиції від масової частки, в %, ТРП в основному ВР типу тену проведені кілька серій експериментальних досліджень:

- вимірювання швидкості детонації;
- вимірювання пікових тисків вибухових імпульсів на відносній відстані $\bar{r} = 80$ ($\bar{r} = r/r_0$, где r_0 – радіус заряду).

При проведенні експериментів зі зміненими властивостями ВР нами в тєн (базове ВР) додавались різні масові частки в суміші, в %, подрібненого твердого ракетного палива (ТРП), що дорівнювала – 10, 20,

30, 40, 50 % (табл. 3.1). Вимірювання швидкості детонації зарядів із ВК здійснювалось в підготовлених подовжених циліндричних порожнинах діаметром 16 мм і довжиною 210–230 мм з використанням іонізаційних датчиків. Схема заряду з іонізаційними датчиками – Д1, Д2, Д3 для випробування зарядів вибухових речовин, що характеризується великими значеннями електричного опору, наведена на рис. 3.2, а схема датчика і зовнішній вигляд його на рис. 3.3 і рис. 3.4. Маса підривасмого заряду вибухової композиції становила 16–20 г. Ініціювали заряди бойовиком, який формувався в циліндричному патроні діаметром 3–4 мм з розміщенням в ньому ВР типу тену масою 100 мг та ініціатора – ніхромового містка з нанесенням на нього крапельки високоебризантного ВР – азиду свинцю масою 10 мг. Підрив зарядів ВР проводився шляхом подачі електричного імпульсу до ініціатора вибуховим приладом ВПК [40]. Експериментальні дослідження проводилися в полігонних умовах ВАТ «ДФДК».

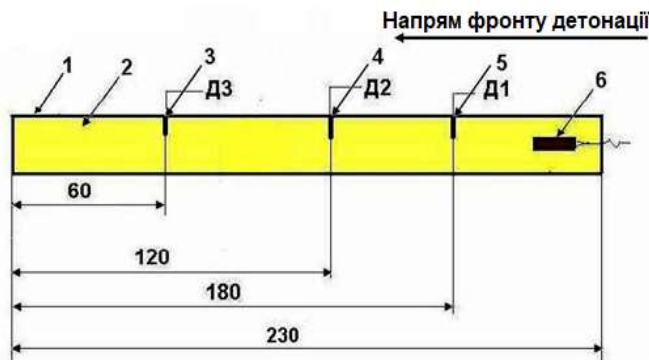


Рис. 3.2. Схема експерименту по вимірюванню швидкості детонації вибухової композиції із суміші: тен+ТРП

1 – циліндрична порожнина; 2 – заряд ВР; 3, 4, 5 – Д1, Д2, Д3 – іонізаційні датчики; 6 – патрон-бойовик

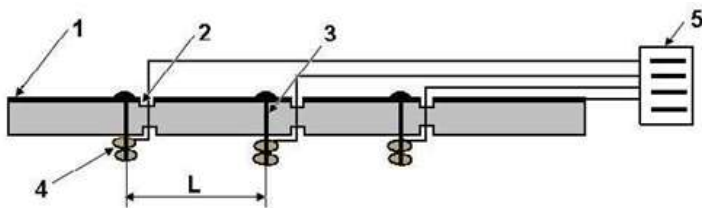


Рис. 3.3. Схема іонізаційного датчика

*1 – центральний електрод; 2 – проріз; 3 – мідний стрижень;
4 – спіральні витки з мідного дроту; 5 – з'єднувальний пристрій*



Рис. 3.4. Зовнішній вигляд датчика з колонкою суцільного подовженого заряду вибухової композиції

Іонізаційний датчик являє собою пластину із фольгованого текстоліту товщиною 10 мм і довжиною 230 мм з розміщеним на ній центральним електродом 1 (рис. 3.3). В пластині по довжині бази вимірювання L були виконані три прорізи 2 довжиною до 5 мм і глибиною 3–4 мм. Поруч з прорізом 2 на відстані 5 мм по центру пластини сформовано отвір діаметром 1 мм, в який встановлювали стрижень 3 з мідного дроту марки ПЕВ-2 діаметром 0,75 мм, а зворотний кінець його розпаювали з центральним електродом 1. На закріпленому відводі – стрижні 3 центрального електроду 1 намотували у вигляді спіралі закрутки 4 з емальованого мідного дроту марки ПЕВ-2 діаметром 0,4 мм. Провідники 4 укладали в прорізи 2, а потім вздовж пластини їх закріплювали клейкою стрічкою. Кінцівки провідників 4 від кожного іонізаційного датчику і центрального електроду 1 розпаювали на відповідних контактах з'єднувача 5. Конструкція датчика має новизну, приоритет якого захищено патентом України № 87169 [64].

На циліндричну поверхню, підготовленого для випробувань заряду, кріпили систему іонізаційних датчиків липкою стрічкою. В експерименті швидкість детонації визначали на двох ділянках по довжині заряду (рис. 3.2). Довжина ділянки виміру (бази) була постійною і становила 60 мм.

Для реєстрації електричних сигналів іонізаційних датчиків використовували вимірювач часових інтервалів ВЧІ-1 розроблений у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України. Він призначений для вимірювання послідовних часових інтервалів при дослідженнях детонаційних характеристик зарядів вибухових речовин, вибухових засобів і конструкцій зарядів вибухових речовин. Зовнішній вигляд вимірювача часових інтервалів з датчиками наведено на рис.3.5.



Рис. 3.5. Зовнішній вигляд вимірювача часових інтервалів ВЧІ з датчиками

Принцип дії приладу заснований на вимірюванні тривалості часових інтервалів між моментами послідовного замикання контактів іонізаційних датчиків, розташованих на певних відстанях один від одного (базах) в напрямку руху фронту детонації.

Послідовність проведення вимірів швидкості детонації полягає в наступному. Після ініціювання заряду сформований фронт детонаційної хвилі і її іонізовані продукти вибуху замикають контакти спочатку пускового датчику 5 (Д1, рис. 3.2), а потім послідовно контакти наступних за ним іонізаційних датчиків: 4; 3 – Д2 і Д3, що сприяло послідовному генеруванню коротких імпульсів на вхідному пристрої, нормованих по амплітуді і тривалості, з інтервалами, рівними інтервалам між моментами замикання контактів датчиків.

Для зчитування результатів вимірювань кнопкою на торцевій панелі приладу вмикали формувач адреси бази вимірювання. При кожному одноразовому натисканні кнопки змінювався на одиницю номер бази вимірювання в лівому крайньому розряді індикатору. Одночасно дані з

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

відповідного лічильника через мультиплікатор і дешифратор передавалися на індикатор у вигляді тривалості інтервалу в мікросекундах в двох правих розрядах індикатора.

Час поширення фронту детонації (рис. 3.2) від одного іонізаційного датчика до іншого τ пов'язане з базою вимірювання ΔL залежністю

$$D_{\Delta L} = \frac{\Delta L}{\tau}, \quad (3.16)$$

де $D_{\Delta L}$ – швидкість розповсюдження фронту детонаційної хвилі на ділянці ΔL .

З урахуванням тривалості інтервалу часу τ_i обчислювалися результати вимірювання швидкості детонації на кожній базі за формулою

$$D_i = \frac{L_i}{\tau_i}, \quad (3.17)$$

де D_i – середня швидкість детонації на базі L_i . Число баз вимірювання – 2.

Згідно замірним швидкостям детонації наведених складів ВК розраховувалися параметри ВР, що характеризують їх вплив на руйнуюче середовище. Результати розрахунків наведені в табл. 3.2, а вимірювання пікових тисків вибухових імпульсів на рис.3.6.

Таблиця 3.2.

Основні розрахункові і експериментальні данні характеристик зарядів ВР модельних вибухових композицій

Масова доля ТРП в суміші з теном	Швидкість детонації суміші, $D_{ВВ}$, м/с	Розрахунковий тиск на стінки зарядної порожнини, P_c , ГПа	Розрахункова теплота вибуху Q , кДж/кг	Щільність, $\rho_{ВР}$, кг/м ³	Акустичний імпеданс ВР, $\rho_{ВР} D_{ВР} \cdot 10^{-7}$, кг/м ² с
0	5250	3,22	5635	935	0,49
0,1	5150	3,10	5120	935	0,48
0,2	4900	2,81	4910	935	0,46
0,3	4500	2,37	4140	935	0,42
0,4	3700	1,60	2800	935	0,35
0,5	2800	0,92	1603	935	0,26

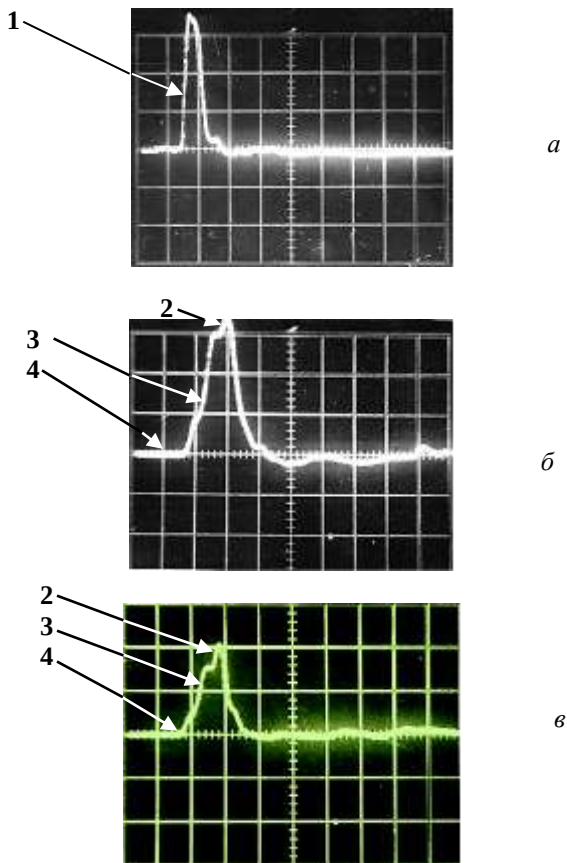


Рис. 3.6. Типові осцилограми вибухового імпульсу, зареєстровані п'єзокерамічними датчиками:

а – при вибуху чистого тєну; б – з 10 % масовою часткою ТРП в чистому тєні; в – с 20 % масовою часткою ТРП в чистому тєні; 1, 2, 3, 4 – промені вибухового імпульсу на екрані осцилографа С8-13

Таким чином, наявність у ВК ТРП (ТРП + тєн) призводить до зниженню теплоти вибуху ВР, а отже, до зменшення ідеальної роботи вибуху. Однак, як показали експериментальні дослідження [60], зміна масової частки ТРП в суміші з тєном призводить до зміни форми вибухового імпульсу.

Так, за результатами вимірів пікових тисків вибухових імпульсів на відстані $\bar{r} = 80$ ($\bar{r} = r/r_0$, де r_0 – радіус заряду) записані п'єзокерамічними датчиками, встановленими в «акваріумі» свідчить, що під час вибуху чистого тена (рис. 3.6, а) промінь вибухового імпульсу 1, розгорнутого на екрані осцилографа С8-13, спрямований під кутом 90° , а під час вибуху ВК з 10 % вмістом ТРП спостерігається поетапне нарощування пікових тисків (рис. 3.6, б). При цьому, на першому відрізку промінь 2 відхилився на кут рівний 75° , а на другому 3 після горизонтального ступеневого переміщення на 80° і на третьому відрізку 4 східчасто на кут рівний 75° до максимальних значень пікового тиску вибухових газів. Абсолютно ідентична форма вибухового імпульсу представлена на рис. 3.6, в під час вибуху ВК з 20 % вмістом ТРП з однією лише різницею – зменшення пікових показників вибухових газів на 30 % і збільшення тривалості імпульсу в 1,5–2,0 рази.

3.2.2. Експериментальні дослідження детонаційних процесів під час вибуху ВР в подовжених циліндричних зарядах різних конструкцій

Для вивчення особливостей розвитку детонаційних процесів в подовжених циліндричних зарядах суцільної конструкції і змінного перерізу по його висоті були проведені дослідження в лабораторних і полігонних умовах. Програмою-методикою передбачалося проведення трьох серій експериментів:

- дослідження на моделях з оптично прозорих матеріалів процесів руйнування середовища під час вибуху заряду ВР змінного перерізу із застосуванням швидкісної фотореєстрації кінокамерою СФР-2М;

- дослідження впливу форми вільної поверхні заряду вибухової речовини на контакті «ВР – руйнуюче середовище» на режими формування детонаційної хвилі в зарядах промислових ВР різних конструкцій;

- дослідження швидкості детонації в зарядах різних конструкцій з використанням іонізаційних датчиків.

Згідно розробленої методики [65] для вивчення і оцінки розвитку детонаційних процесів по колонці заряду вибухової речовини змінного перерізу (розташування сферичної вставки у ВР) були виготовлені моделі з органічного скла у вигляді куба розміром $100 \times 100 \times 100$ мм відповідно до параметрів поля зору камери СФР-2М. У підготовлених до досліджень моделях в центрі однієї з граней свердлили шпур довжиною 65 мм і

діаметром 7 мм.

У пробурених зарядних порожнинах формували заряди змінного перерізу – зі сферичною вставкою в центрі заряду діаметром $0,5d_{\text{зар.}}$ і $(0,8-0,9) d_{\text{зар.}}$, де, $d_{\text{зар}}$ – діаметр заряду з використанням сумішевого ВР масою 200 мг. Устя зарядної порожнини герметизували набивкою із кварцового піску довжиною 5–8 діаметру заряду.

Експериментальні дослідження проводили у вибуховій камері (ДВНЗ «КНУ-ГНІГРІ», м. Кривий Ріг) з використанням методу швидкісної фотореєстрації процесу кінокамерою СФР-2М в режимі лупи часу на спеціальному стенді. Склад стенду: імпульсна лампа ІСШ-300, система лінз, що фокусують світловий потік, пульт управління, вибухова камера, батарея накопичувальних конденсаторів і електронний прилад для синхронізації вибуху заряду ВР у моделі зі спалахом імпульсної лампи. Характер розвитку детонаційних процесів по колонці зарядів в моделях фіксували на фотоплівку чутливістю 400-800 од.

Крім того, методикою досліджень передбачалося встановлення оптимальних параметрів швидкості кінозйомки, яка була визначена експериментально за результатами пробних підривань. Встановлено, що оптимальна швидкість кінозйомки часу початку вильоту набійки, характеру тріщиноутворення середовища від вибуху заряду ВР склала, відповідно, 15000 кадр./с і 30000 кадр./с.

За результатами кінозйомки процесу руйнування моделей виготовлено кінограми, які представлено на рис. 3.7, а і б.

Як видно із рисунків, для всіх серій експериментів, на перших кадрах реєстрації процесу, в інтервалі 0–8 мкс, після подачі ініціюючого імпульсу на поверхні заряду формується фронт детонаційної хвилі (прозоре поле на кадрах кінограм), який рухається вздовж колонки заряду вибухової речовини в торець шпура.

Досягнувши сферичної порожнини на внутрішній торцевій поверхні в центрі її під дією газоподібних продуктів формується дуже потужний газовий потік струменів, який зходиться у фокусі (по осі заряду) в центрі сферичної порожнини (12 мкс). Цей потік утворює потужний ініціюючий імпульс, а далі з переходом в кумулятивний струмінь, що перевищує швидкість детонації сумішевого заряду вибухової речовини в 1,5–2,0 рази з високим тиском в потоці більше $\approx 10^3$ МПа (16–22 мкс).

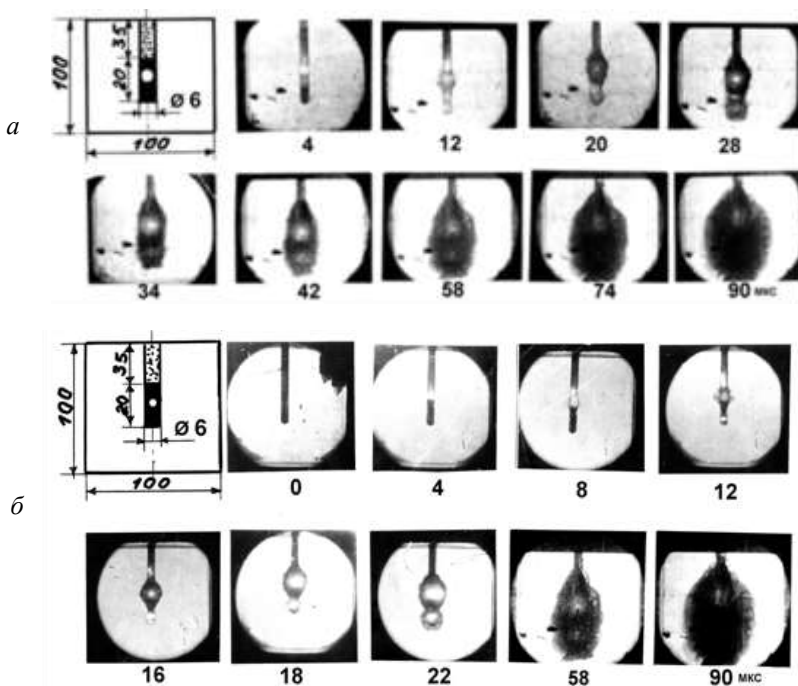


Рис. 3.7. Кінограма процесу руйнування моделі під час вибуху заряду ВР змінного перерізу масою 200 мг
а, б – зі сферичною вставкою діаметром $0,5d_{зар.}$ і $(0,85-0,95)d_{зар.}$

Сформований газовий потік, що знаходиться під великим тиском, починає розширюватись і впливати на стінки шпуру, формуючи сферичну порожнину, яка в подальшому переходить в еліптичну (рис. 3.7, *а* – 22 мкс і *б* – 12–20 мкс).

У місцях розташування сферичних вставок в середовищі концентрується неоднорідне і нестаціонарне поле напружень, яке перевищує межу міцності середовища, що сприяє знеміцненню і подальшого її руйнуванню.

Подальші кадри кінограм показують переміщення сформованого газового потоку в торець зарядної порожнини з подальшим його впливом на середовище по всій колонці заряду. Також з кадрів кінограм видно

нарощування мережі тріщин і збільшення обсягу зарядної порожнини в 2,5–3,0 рази.

Аналіз вибухів заряду ВР змінного перерізу зі сферичною вставкою діаметром $(0,85–0,95)d_{\text{зар.}}$ засвідчив, що розміщення сферичної вставки в заряді при безпосередньому контакті зі стінками зарядної порожнини веде до зменшення ступеню її впливу на середовище, що руйнується. Тобто, зміна радіусу тріщиноутворення (рис. 3.7, б, кадр 20 мкс) в напрямку, перпендикулярному від осі заряду вглиб руйнуючого середовища залежить від зниження потужності сформованого газового потоку в заряді ВР змінного перерізу, порожнина якого розділена сферичною вставкою (немає постійного контакту вибухової речовини між активною і неактивною частиною циліндричного заряду вибухової речовини).

Інший ефект зафіксований в попередній серії експериментів, де сферична вставка розташовувалася без порушення контакту активної і неактивної частини заряду, що сприяло стабільному протіканню процесу детонації з подальшим його посилення в напрямку до торцевої частини шпuru.

Надалі були заплановані дослідження з вивчення впливу проміжного середовища на контакті її з фронтом детонаційної хвилі під час вибуху зарядів ВР постійного і змінного перерізу з використанням промислового ВР – гранульований ТНТ, на характер поширення детонаційної хвилі.

Згідно розробленої методики [65] досліджували заряди ВР формували в прозорих циліндричних оболонках, наприклад, скляних або поліетиленових трубах діаметром 150 мм і довжиною 1,5 м. Зарядну порожнину на всю її довжину заповнювали тротилом, формуючи заряд ВР суцільної конструкції, а в зарядах з проміжним середовищем в протилежному торці порожнини розміщували шар бурового штибу діаметром фракції 2–4 мм і довжиною, що дорівнює 2-м діаметрам заряду. Формування заряду вибухової речовини змінного перерізу здійснювали шляхом розміщення сферичної вставки діаметром $0,5d_{\text{зар.}}$, де $d_{\text{зар.}}$ – діаметр заряду на відстані 1,0–1,1 м від торця циліндричної порожнини. Підготовлені заряди розміщували на горизонтальній поверхні в полі зору приладу ВФУ-1М в полігонних умовах кар'єру Оленівського комбінату будівельних матеріалів (ЕКСМО м.Єнакієве, Донецька область) і їх підривали дистанційно вибуховим пристроєм ПІВ100. Фотореєстрограми детонації зарядів ВР різних конструкцій наведено на рис. 3.8, а, б.



a



б

**Рис. 3.8. Фотореєстрограми зустрічі детонаційних хвиль
в заряді тротилу з проміжним середовищем
a – буровий штиб; *б* – сферична вставка**

З рис. 3.8, *a* видно, що ділянка зустрічі фронту детонаційної хвилі з проміжним середовищем характеризується нетрадиційною конфігурацією. Так, на відстані 2–5 см від поверхні зустрічі детонаційної хвилі з проміжним середовищем яскравість її фронту зменшується і відбувається поділ фронту на два газового потоку. Газовий потік, випереджаючий фронт детонаційної хвилі при зустрічі з проміжним середовищем сприяє деякому уповільненню процесу з наступним поділом фронту на кілька потоків і прояву неповноти детонації ВР.

Це, в свою чергу, призводить до зниження або відсутності газового фронту, а, отже – і до погіршення руйнуючої дії вибуху при зустрічі з проміжним середовищем з подальшим його переміщенням вздовж колонки заряду. Зовсім іншу картину спостерігали при зустрічі детонаційної хвилі зі сферичною вставкою (рис. 3.8, *б*). Після контакту з поверхнею вставки сформований газовий потік, випереджаючи детонаційну хвилю, зі збільшеною швидкістю переміщується вздовж колонки заряду в торцеву її частину. При цьому, в області контакту ВР і сферичної вставки активізуються газові процеси, які залежать від форми фронту і контакту ВР з проміжним середовищем (буровий штиб, сферична вставка). Сформовані газові потоки грають важливу роль в руйнуючій дії вибуху заряду ВР, а також впливають на стійкість детонаційного процесу (каналний ефект).

Важливим показником, що характеризує ефективність роботи

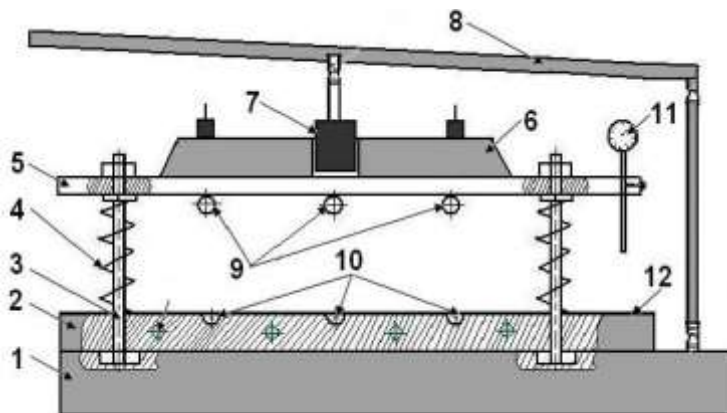
свердловинних зарядів є швидкість детонації ВР, що характеризує його потужність, бризантну дію і тиск, який діє на стінки зарядної порожнини. Для обґрунтування раціональних параметрів нових конструкцій свердловинних зарядів ВР кумулятивної дії [63–64], в полігонних умовах були проведені експериментальні дослідження з оцінки стійкості детонації в зарядах ВР суцільної конструкції і змінного перерізу.

Для проведення *двох серій експериментів по виміру швидкості детонації* в подовжених циліндричних зарядах були підготовлені циліндричні паперові патрони діаметром 16 мм і довжиною 210–230 мм, внутрішній діаметр яких становив 0,95 діаметру зарядної порожнини, згідно розробленої методики [65].

В підготовлених паперових патронах формувалися заряди ВР – суцільної конструкції і змінного перерізу. Формування вздовж колонки заряду профілю змінного перерізу здійснювалось шляхом розташування в центрі колонки заряду сферичної вставки – кулі. Сферичні вставки виготовляли з використанням розробленого у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України спеціального пристрою [66]. Схему пристрою наведено на рис. 3.9.

Конструктивна особливість запропонованого пристрою для формування порожнин в термопластичних матеріалах на відміну від відомих аналогів полягає в тому, що ефективність і технічний результат досягається завдяки розміщенню у вузлі формування порожнин – матриці, що складається з верхньої напівформи з нагрівальним елементом нового притискного модуля і його фіксованим положенням між листом з термопластичного матеріалу і нижньої нерухомої напівформи.

При формуванні колонки подовженого циліндричного заряду використовували ВК із суміші тен + ТРП. Маса заряду вибухової речовини становила 16–20 г. Заряди підривали ініціатором, виготовленим із ніхромового містка з крапелькою азиду свинцю та розміщеного в циліндричному патроні діаметром 3–4 мм з високобризантним ВР (тен) масою 100 мг. Подача імпульсу до ініціатора здійснювали вибуховим приладом ВПК [40]. Вимірювання швидкості детонації в зарядах промислових ВР проводили з використанням іонізаційних датчиків, конструкція та зовнішній вигляд, яких наведено на рис. 3.3 і рис.3.4.



**Рис. 3.9. Пристрій для виготовлення порожнин
в термопластичних матеріалах**

- 1 – нерухома станина; 2 – нижня півформа; 3 –направляючі пальці;
4 – пружинні штовхачі; 5 –верхня півформа; 6 - нагрівальний елемент; 7 – п'юссон;
8 –рухлива траверса; 9–сферичні поверхні; 10 – сферичні порожнини;
11- індикатор; 12 – лист з термопластичного матеріалу*

В експериментах швидкість детонації в досліджуваних конструкціях зарядів визначали на двох базових ділянках вздовж заряду (рис. 3.10). Довжина ділянки (база вимірювання) була постійною і становила 60 мм. Реєстрацію електричних сигналів від іонізаційних датчиків проводили з використанням реєстратора часових інтервалів – РЧІ-1 (рис.3.5), розробленого у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України.

Послідовність проведення вимірів швидкості детонації полягає в наступному. Після ініціювання заряду сформований фронт детонаційної хвилі і її іонізовані продукти вибуху замикають контакти спочатку пускового датчику 5 (Д1, рис.3.10), а потім послідовно контакти наступних за ним іонізаційних датчиків: 4; 3 – Д2 і Д3, що сприяло послідовному генеруванню коротких імпульсів на вхідному пристрої, нормованих по амплітуді і тривалості, з інтервалами, рівними інтервалам між моментами замикання контактів датчиків.

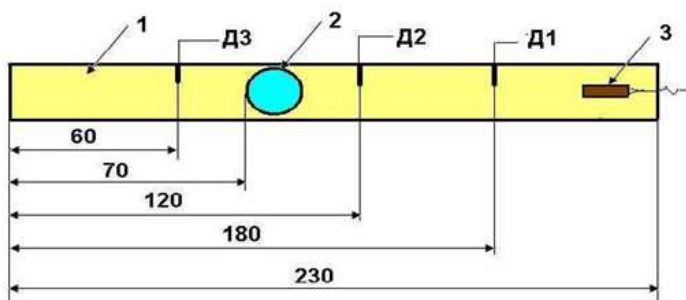


Рис. 3.10. Схема розміщення іонізаційних датчиків в заряді ВР для виміру швидкості детонації
1 – заряд ВР; 2 – сферична вставка (куля); 3 – ініціатор;
Д1, Д2, Д3 – іонізаційні датчики

Для зчитування результатів вимірювань кнопкою на торцевій панелі приладу вмикали формувач адреси бази вимірювання. При кожному одноразовому натисканні кнопки змінювався на одиницю номер бази вимірювання в лівому крайньому розряді індикатору. Одночасно дані з відповідного лічильника через мультиплікатор і дешифратор передавалися на індикатор у вигляді тривалості інтервалу в мікросекундах в двох правих розрядах індикатора.

З урахуванням тривалості інтервалу часу τ_i обчислювалися результати вимірювання швидкості детонації на кожній базі за формулою (3.17).

Результати вимірів швидкості детонації на кожному базовому відрізьку заряду ВР і розрахункова середня швидкість детонації для двох досліджуваних конструкцій зарядів наведено в табл. 3.3.

Аналіз результатів досліджень (табл. 3.3) показав, що при однакових умовах проведення експерименту (діаметр заряду, маса ВР, щільність і склад ВР, довжина колонки заряду) проходження фронту детонаційної хвилі на першому базовому відрізьку не показав істотної зміни швидкості детонації для двох конструкцій зарядів ВР. При цьому відбувся невеликий розгін її і вихід на стійкий режим детонації в подовженому заряді суцільної конструкції ВР (5042 м/с), а швидкість детонації в заряді змінного перерізу змінилась при зустрічі фронту детонаційної хвилі зі сферичною вставкою. Це сприяло фокусуванню високотемпературного газового потоку з наступним формуванням потужного ініціюючого

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

імпульсу кумулятивної дії, що дозволило збільшити швидкість детонації в 1,3–1,5 рази, яка склала в середньому 6435 м/с.

Таблиця 3.3.

Експериментальні та розрахункові показники швидкості детонації в зарядах ВР різних конструкцій

Конструкція заряду	Номер бази вимірювання	База вимірювання, см	Показники заміряного інтервалу, мкс	Швидкість детонації ВР, м/с	Середня швидкість детонації ВР, м/с
Подовжений циліндричний заряд суцільної конструкції	1	6	12,4	4838	4970
	2	6	11,9	5042	
Подовжений циліндричний заряд змінного перерізу	1	6	12,5	4762	6435
	2	6	7,4	8108	

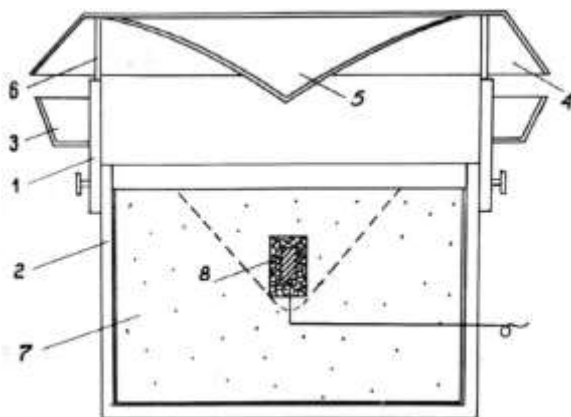
3.2.3. Оцінка працездатності вибуху подовжених циліндричних зарядів ВР різних конструкцій

Для оцінки працездатності вибуху подовжених циліндричних зарядів ВР різних конструкцій було заплановано кілька серій експериментальних досліджень:

- оцінка роботи вибуху заряду ВР різних конструкцій на викид;
- визначення об'єму сформованої порожнини в моделі під час вибуху заряду ВР різних конструкцій;
- визначення працездатності вибуху заряду ВР змінного перерізу в свинцевій циліндричній моделі.

Експерименти по оцінці роботи вибуху заряду ВР на викид проводились з використанням розробленого у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України спеціального пристрою [67]. Робота вибуху оцінювалася по масі викинутого модельного матеріалу (піску).

Пристрій для моделювання вибухів на викид (рис. 3.11, а, б) складається з верхньої 1 і нижньої 2 роздільних частин, розташованих співвісно.



а



б

Рис. 3.11. Пристрій для моделювання вибуху на викід з використанням ВК: суміш тєну + ТРП [61]. Маса заряду ВР в експериментах становила 6 г

*а – схема пристрою; б – зовнішній вигляд пристрою;
1, 2 – корпус пристрою, який складається із верхньої і нижньої з'ємних частин, відповідно; 3 – жолоб; 4 – кришка з краями для відсікання; 5 – внутрішня частина*

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

кришки; 6 – опорні стійки; 7 – модельне середовище; 8 – заряд ВР з ініціатором

Верхня частина корпусу з зовнішньої сторони має жолоб 3, розташований по периметру корпусу і кришкою з гранями 4, що відсікають викинутий модельний матеріал із нижньої частини 2 пристрою. Внутрішня частина 5 кришки 4 має вигляд поверхні обертання гілки параболу з вершиною, повернутої в середину ємності. Кришка утворює зазор з верхньою частиною корпусу і прикріплена до неї опорними стійками 6.

У нижній частині корпусу 2 розміщується модельне середовище 7 – мілкозернистий пісок, а в ній на певній глибині по вертикальній осі симетрії пристрою (проти вершини внутрішньої частини кришки) – подовжений циліндричний заряд ВР 8 з ініціатором.

Перед проведенням експериментів верхню частину ємності корпусу 1 встановлюють на фіксованій висоті і закріплюють болтами до нижньої частини корпусу. Так як, корпус пристрою виконаний з двох зйомних частин, забезпечується можливість їх переміщення відносно один одного і фіксування по висоті в залежності від маси заряду, ВР і його заглиблення в модельному середовищі.

Для проведення експериментів по оцінці роботи вибуху на викид подовжених зарядів ВР різних конструкцій (рис. 3.12) були підготовлені циліндричні порожнини діаметром 10 мм і довжиною 210–230 мм. Формування колонки подовженого циліндричного заряду здійснювали з використанням ВК: суміш тєну + ТРП [61]. Маса заряду ВР в експериментах становила 6 г.

Підготовлені заряди встановлювали в модельне середовище (пісок) по вертикальній осі симетрії пристрою (проти вершини внутрішньої частини кришки) на глибину 150–220 мм, з'єднували в вибуховий ланцюг з вибуховим приладом ВПК [40] і ініціатором, виготовленим із ніхромового містка з крапелькою азиду свинцю та розміщеного в циліндричному патроні діаметром 3–4 мм високобризантного ВР (тєну) масою 100 мг і підривали. Згідно пробних вибухів корегували масу заряду ВР і глибину його закладення в модельне середовище.

Під час вибуху заряду ВР викинутий з воронки пісок розсікається на внутрішній поверхні кришки, вдаряючись об неї, змінює траєкторію руху і вилітає з ємності через отвір 5, не потрапляючи в воронку викиду. Потім відсікаючись крайовою 4 частиною кришки пісок направляється в жолоб 3. Із жолоба його дістають і зважують на технічних вагах з точністю 0,1 %. Результати роботи вибуху зарядів ВР різних конструкцій на викид зведені в табл. 3.4.

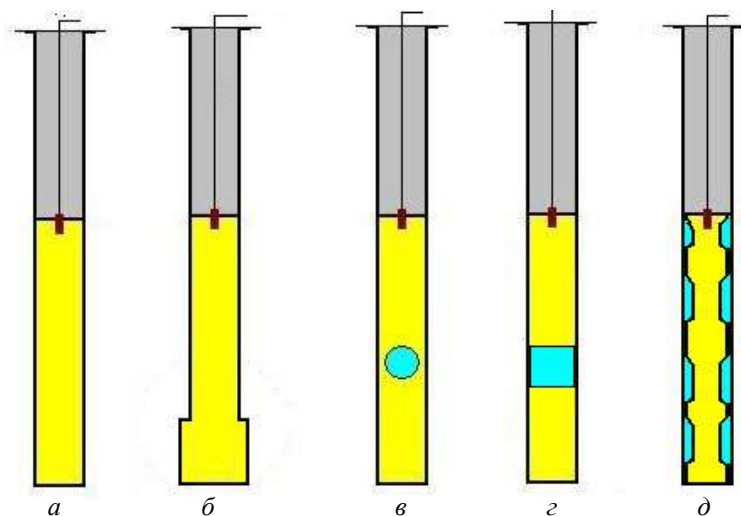


Рис. 3.12. Конструкції зарядів ВР:

а – заряд постійного перерізу; б– заряд з розширенням в торці свердловини; в – заряд зі сферичною вставкою; г – заряд з повітряним проміжком; д – заряд змінного діаметру

Таблиця 3.4.

Результати експериментальних вибухів зарядів ВР різних конструкцій на викід

№ експер. вибух.	Конструкція подовженого циліндричного заряду	Маса викинутого модельного матеріалу (піску), кг
1	Заряд суцільної конструкції	1,08
2	Заряд з повітряним проміжком в торці	1,175
3	Заряд з сферичною вставкою $d_{сф} = 0,5 d_{зар}$	1,565
4	Заряд з котловою порожниною в торці	0,950
5	Заряд змінного діаметру по висоті колонки	1,180
6	Заряд з сферичною вставкою $d_{сф} = (0,85-0,95) d_{зар}$	1,370

Аналіз результатів порівняльних експериментів показав (табл. 3.4), що застосування зарядів ВР змінного перерізу зі сферичними вставками маса викинутого моделючого матеріалу – піску – збільшилась на 30–40 %. Це свідчить про високу працездатність зарядів ВР змінного перерізу.

Наступним етапом запланованих досліджень передбачено визначення об'єму порожнини в моделі від вибуху заряду ВР різної конструкції.

Метою експериментальних досліджень було вибір і обґрунтування нової конструкції заряду змінного перерізу в порівнянні з іншими конструкціями подовжених циліндричних зарядів шляхом оцінки об'єму порожнини від вибуху однакових по масі зарядів ВР.

Для проведення експериментальних досліджень виготовлялись моделі з пластичного матеріалу наступного складу: будівельна глина + дрібний пісок + цемент + вода при наступному співвідношенні, мас. част. 5: 1: 1: 0,5. Підготовлену суміш розміщували в металевій формі з розмірами 400х350х250 мм і товщиною стінок 3–4 мм та витримували її до набору 30 % міцності. Після набору 30 % міцності на одній торцевій поверхні металевої форми через отвір в ній за допомогою вставки діаметром 10–12 мм і довжиною 350 мм формували вибухову порожнину на глибину 320 мм для розміщення в ній циліндричних зарядів ВР різної конструкції.

Згідно з розроблені методики в підготовлених вибухових порожнинах встановлювали сформовані в патронах діаметром 10 мм і довжиною 210–230 мм подовжені циліндричні заряди ВР: постійного перерізу; з розширенням в торці свердловини; зі сферичною вставкою; з повітряним проміжком; змінного діаметру по його довжині (рис. 3.12). У процесі формування колонки подовженого циліндричного заряду (довжина заряду становила 80 мм) в якості ВР використовували вибухову композицію: тен + ТРП [61]. Маса заряду ВР становила 6 г. Підриз зарядів здійснювали патроном-бойовиком з подачею на нього імпульсу від вибухового приладу ВПК [40].

Для вивчення працездатності та повноти детонації зарядів ВР різних конструкцій перед установкою в зарядну порожнину до циліндричної колонки заряду по всій його довжині клейкою стрічкою кріпився «маячок», виготовлений з декількох шарів мідної фольги товщиною 0,35 мм і шириною 10–12 мм.

Підготовлені заряди з'єднували в ланцюг з вибуховим приладом ВПК і підривали. Після вибуху сталеву форму розкривали і виймали модель. Потім ріжучим інструментом (ножівкою) розпилювали її і проводили

оцінку результатів модельних вибухів по об'єму сформованої порожнини шляхом заміру її геометричних параметрів і відповідного їх обчислення. Зовнішній вигляд моделей зруйнованих вибухом подовжених циліндричних зарядів ВР постійного і змінного перерізу наведено на рис. 3.13, а, б.

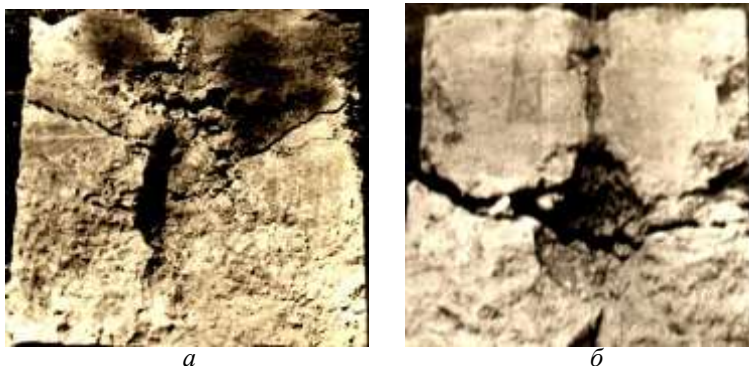


Рис. 3.13. Вид модели після вибуху заряду постійного (а) і змінного перерізу (б)

Результати оцінки роботоздатності вибуху подовженого циліндричного заряду ВР різної конструкції в моделях приведено в табл. 3.5.

Таблиця 3.5.

Результати експериментальних вибухів зарядів ВР різних конструкцій в моделі

№ експер. вибух.	Конструкція подовженого циліндричного заряду	Об'єм котлової порожнини в моделі, $V_{\text{кп}}$, см^3
1	Заряд суцільної конструкції	301,44
2	Заряд з повітряним проміжком в торці	471,0
3	Заряд з сферичною порожниною $d_{\text{сф}} = 0,5 d_{\text{зар}}$	753,6
4	Заряд з котловою порожниною в торці	538,24
5	Заряд змінного діаметру по висоті колонки	335,0
6	Заряд з сферичною порожниною $d_{\text{сф}} = (0,85-0,95) d_{\text{зар}}$	692,1

Огляд моделей (табл. 3.5) і стану «маячків» – мідної пластини, показав, що після виходу на стаціонарний режим детонації заряду в місцях контакту мідної пластини з колонкою змінився її колір через високу температуру продуктів детонації ВР, але істотних змін в її цілісності не виявлено (незначні деформації поверхні, виїмки в місцях розташування повітряних проміжків і ін.). Істотні зміни зафіксовані під час вибуху заряду змінного перерізу в місцях розташування сферичної вставки, що сприяло фокусуванню газового потоку продуктів вибуху з формуванням максимального тиску, який перевищив міцність моделі з подальшим утворенням радіальної тріщини і розриву цілісності моделі (рис. 3.13, б), а також відрив частини «маячка» і його деформації (рис. 3.14). При цьому встановлено, що об'єм сформованої порожнини (табл. 3.5) в порівнянні з зарядами інших конструкцій збільшився в 1,5– 2,0 рази.

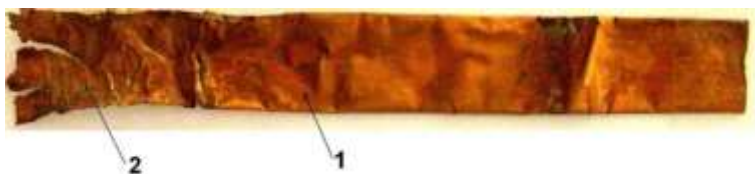


Рис. 3.14. Зовнішній вигляд «маячка» після вибуху подовженого циліндричного заряду ВР змінного перерізу

*1 – зона виходу на стаціонарний режим детонації заряду ВР;
2 – місце зустрічі газового потоку продуктів детонації під час вибуху заряду ВР зі сферичною вставкою*

Варто зупинитися на особливостях механізму роботи заряду вибухової речовини змінного перерізу. Після спрацьовування патрона-бойовика на поверхні заряду ВР формується фронт детонаційної хвилі, який рухається по колонці заряду в торець шпуру (свердловини). Досягнувши поверхні сферичної вставки на її внутрішній поверхні під дією газоподібних продуктів детонації (ГПД) формується дуже потужний газовий потік, який фокусується (по осі заряду), в центрі сферичної вставки – кулі, в газовому струмені яких додатково виникають ударні хвилі, що переміщуються з високою швидкістю по ущільненим продуктам вибухового перетворення ВР. Цей потік створює потужний ініціюючий імпульс кумулятивної дії і впливає на стінки шпуру (свердловини), формуючи сферичну порожнину, яка в подальшому переходить в еліптичну. У місцях розташування сферичних вставок

концентруються напруження, що значно перевищують межу міцності породи і сприяють їх переміщенню в руйнуючому середовищі з формуванням радіальних тріщин різних систем, в які з великою швидкістю спрямовуються розширюючись продукти детонації від вибуху заряду ВР. При такому впливі від вибуху заряду по всій висоті руйнуючого масиву (поверху, уступу) відбувається розвантаження його, виникають хвилі розтягання – стискання з наступним ефективним руйнуванням і переміщенням гірничої маси.

Для підтвердження описаного вище механізму роботи заряду вибухової речовини змінного перерізу кумулятивної дії проведена **чергова серія експериментальних досліджень** на свинцевих моделях циліндричної форми.

Виготовлення свинцевих моделей проводилось з використанням металевої матриці, в центрі якої свердлом формувалась циліндрична порожнина діаметром 30 мм і довжиною 350 мм. Перед формуванням моделі і вибухової порожнини в центрі її встановлювалась вставка довжиною 400 мм і діаметром 10–12 мм, а далі вільний простір моделі заповнювали моделюючою речовиною – розплавленим свинцем. Після твердіння свинцевої моделі її витягували з циліндричної порожнини, роз'єднавши матрицю на дві полуматриці з подальшою обробкою її поверхні слюсарним інструментом. Схематичне зображення свинцевої моделі наведено на рис. 3.15.

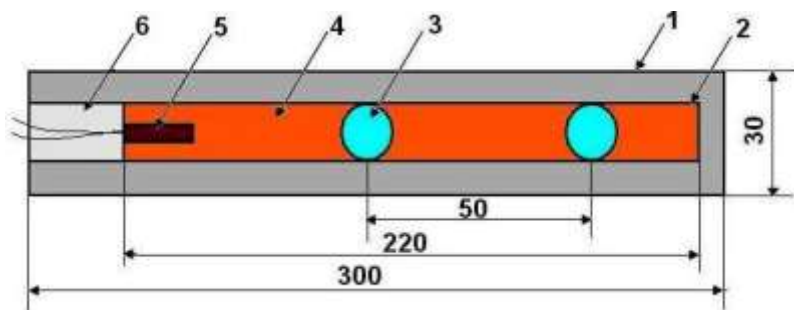


Рис. 3.15. Схематичне зображення свинцевої моделі і конструкції заряду ВР

1 – свинцева модель; 2 – вибухова порожнина; 3 – сферична вставка;
4 – заряд ВР; 5 – патрон-бойовик; 6 – набивка

У вибуховій порожнини циліндричної свинцевої моделі формували заряд змінного перерізу згідно рис. 3.15. В якості ВР використовували ВК із суміші: тен + ТРП [61]. Маса ВР становила 6 г.

Формування заряду ВР у вибуховій порожнини проводили в кілька етапів. На першій стадії в торець вибухової порожнини забійником досилали першу порцію ВР масою 1–2 г, так щоб довжина колонки заряду становила ≈ 30 мм. Потім встановлювали першусферична вставку діаметром $0,5d_{\text{шп.}}$ – де $d_{\text{шп.}}$ – діаметр шпуру (свердловини), а за нею наступна порція ВР з довжиною колонки рівної 50 мм, за нею друга сферична вставка. На останньому етапі у вибухову порожнину подавали останню порцію ВР, встановлювали ініціатор – патрон-бойовик і засипали набивкою із дрібного піску. Підготовлену модель розміщували у вибуховій камері, ініціатор з'єднували в ланцюг з вибуховим приладом ВПК і підривали. На рис. 3.16 показана деформація циліндричної свинцевої моделі від вибуху заряду ВР зі сферичними вставками.



Рис. 3.16. Деформація свинцевої циліндричної моделі під час вибуху заряду ВР змінного перерізу

З рис. 3.16 видно, що використання конструкції заряду ВР змінного перерізу та прийнятому співвідношенні діаметру сферичної порожнини до діаметру шпуру (свердловини) рівному $0,5d_{\text{свр}}$ сфокусовані газові потоки забезпечили короточасну дію максимального тиску з меншими показниками, викликаючи деформацію циліндра, його роздування і розрив поверхні моделі в місцях розташування сферичних порожнин.

3.3. Експериментальні дослідження руйнування твердого середовища зарядами ВР різних конструкцій

3.3.1. Розробка способу моделювання вибухового руйнування гірських порід

Для вивчення і оцінки хвильової дії вибуху зарядами різних конструкцій в твердому середовищі у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України розроблено спосіб моделювання вибухового руйнування гірських порід. Пріоритет способу захищено патентом № 110745 України [68].

Спосіб включає виготовлення піщано-цементної моделі, формовання в ній вибухової порожнини, заряджання її, комутацію вибухової мережі і під-ривання. Згідно з розробленого способу спочатку із піщано-цементної суміші були сформовані структурно-однорідні моделі в центрі якої, розміщували циліндричні вставки на глибину $(0,5-0,6) h_{\text{мод}}$, а на відстані $(8-10) r_0$, від осі заряду на глибину $0,5h_{\text{мод}}$ встановлювали п'єзоелектричні датчики. Після набору $1/3$ міцності моделі (30 %) з неї виймали вставки і витримували до максимальної міцності. У вибухових порожнинах формували заряди ВР різних конструкцій, розміщували ініціатори, горло шпuru герметизували набивкою і підривали. Показники амплітудних значень максимальних механічних напружень в хвилі стискання, зафіксовані датчиками, передавали на осцилограф, який має внутрішню пам'ять, а по отриманим осцилограмам обчислювали максимальні механічні напруження за формулою:

$$\sigma = \frac{CU}{d_{33}S_d}, \quad (3.18)$$

де C – електрична ємність п'єзодатчика (Ф),

d_{33} – його п'єзомодуль (Кл/Н),

S_d – площа поверхні датчика, (м^2), нормально розміщеного в напрямку хвилі напружень від вибуху заряду ВР,

U – електричне напруження, В.

3.3.2. Методика експериментальних досліджень хвильової дії вибуху в твердому середовищі під час вибуху заряду ВР різної конструкції

Вибухові роботи на гірничих підприємствах значною мірою визначають ефективність подальших технологічних процесів. Одним з ефективних методів керування дією вибуху, а, отже, і дроблення гірських порід, є правильний вибір конструкції заряду ВР. При цьому важливо, щоб по висоті колонки подовженого заряду вибухової речовини здійснювалося неоднорідне навантаження середовища навколо заряду ВР, так як при цьому зростає роль розтягуючих і зсувних напружень при її руйнуванні.

Для вивчення руйнуючої дії вибуху зарядів різних конструкцій розроблена методика експериментальних досліджень [69].

Мета експериментальних досліджень – є обґрунтування нових конструкцій зарядів шляхом порівняння результатів їх руйнуючої дії, а також величини амплітуди напружень в хвилі стискання під час вибуху однакових по масі зарядів ВР різних конструкцій.

Для проведення експериментальних досліджень по вивченню хвильової дії вибуху зарядів ВР змінного перерізу в однорідних твердих середовищах були виготовлені моделі з піщано-цементної суміші кубічної форми з ребром 150 мм, в яких при виготовленні за допомогою вставок з їх осі на глибину 85 мм формували циліндричні порожнини діаметром 10 мм для розміщення в них зарядів ВР і встановлювали п'єзоелектричні датчики на глибині 75 мм від верхньої межі моделі і на відстані від осі заряду 45 мм так, щоб площини датчиків були перпендикулярні напрямку хвилі стискання від вибуху зарядів ВР (рис. 3.17), а також в торці вибухової порожнини на відстані 20 мм уздовж її осі.

Керамічні п'єзодатчики ЦТС-19, встановлені в моделях, представляють собою квадранти круглих дисків діаметром $d = 14,8$ мм і товщиною $h = 0,65$ мм. Перед встановленням їх в моделі були заміряні електричні ємності круглих дисків, а потім, з урахуванням того, що електрична ємність пропорційна площині конденсатору, розраховувались електричні ємності встановлених в моделях п'єзодатчиків.

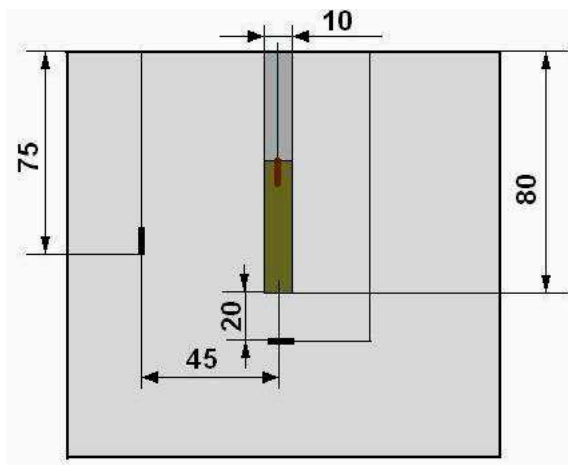


Рис. 3.17. Схема розташування в моделі п'єзоелектричних датчиків відносно заряду ВР

Площа кожного датчика (S_d) була рівна 1/2–1/4 площині круглого диску діаметром 14,8 мм, а із цього випливає, що площа частки круглого датчика буде $S_d = 8,6\text{--}4,3 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2$. Тарировка п'єзоелектричних перетворювачів виконувалась методом резонансу-антірезонансу, по даним яких розраховувався п'єзомодуль d_{33} кожного датчика [70].

Для проведення експериментальних досліджень по вивченню хвильової дії вибуху зарядів ВР різних конструкцій в однорідному твердому середовищі були виготовлені моделі із піщано-цементної суміші кубічної форми з ребром 150 мм, в яких при виготовленні за допомогою вставок відносно її осі на глибину 85 мм формували циліндричні порожнини діаметром 10 мм для розташування в них зарядів ВР і встановлювали п'єзоелектричні датчики на глибині 75 мм від верхньої межі моделі і на відстані від осі заряду 45 мм так, щоб площини датчиків були перпендикулярні напрямку хвилі стискання від вибуху зарядів ВР (рис 3.17), а також в торці вибухової порожнини на відстані 20 мм уздовж її осі.

У підготовлених циліндричних зарядних порожнинах при формуванні подовжених зарядів використовували ВР амоніт №6ЖВ, масою 3,5 г. Питома витрата ВР склала $0,3 \text{ кг/м}^3$. В якості набивки використовували кварцовий пісок фракції 0,25 мм. Для ініціювання зарядів застосовували НЕСІ довжиною 0,8 м, з'єднані з капсулем-

детонатором. Підриг зарядів здійснювався вибуховим пристроєм ПІВ100.

Так, як руйнуюча дія вибуху сильно залежить від фізико-механічних і міцнісних властивостей твердого середовища, одночасно з виготовленням основних моделей виготовлялись зразки для визначення щільності ρ , швидкості поздовжніх хвиль C_p і міцності на одновісне стискання матеріалу моделей відповідно до чинних Держстандартів.

ВР, що використовували в експериментах для формування зарядів різних конструкцій, розміщували в підготовлених паперових патронах, внутрішній діаметр яких становив 0,95 відносно діаметра зарядної порожнини. Схеми досліджуваних конструкцій зарядів наведено на рис. 3.12.

Підриг моделей проводили в товстостінній металевій вибуховій камері, внутрішня поверхня якої футерована гумою. Зовнішній вигляд вибухової камери з розміщеною в ній моделлю, до і після вибуху наведено на рис. 3.18.

Під час вибуху зарядів ВР в моделях максимальні механічні напруження в хвилі стискання фіксували і перетворювали в електричні сигнали п'єзоелектричні датчики, які у вигляді коду подаються на цифровий осцилограф з внутрішньою пам'яттю типу OWON серії POS 58225 (рис. 3.19, а). Перед вимірами проводять калібрування осцилографа і встановлюють необхідну для даного експерименту чутливість його по амплітуді і тривалості сигналу з урахуванням величини напружень, отриманих при пробних вибухах.

Амплітудне значення сигналу на осцилографі відповідає максимальному механічному напруженню в хвилі стискання. Отримана інформація кодується і передається на обчислювальний комплекс – NOTEBOOK (рис. 3.19, б), де з використанням програмного забезпечення (ПЗ) обробляється і видається на монітор в діалоговому вікні у вигляді осцилограм з числовими даними по всьому діапазону вимірювань (рис. 3.20). По осцилограмам визначають максимальні величини електричних сигналів і тривалість імпульсу.

а



б



в



Рис. 3.18. Зовнішній вигляд вибухової камери (а) з моделлю (б) до вибуху і після вибуху (в)

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

а



б



Рис. 3.19. Зовнішній вигляд вимірювально-обчислюваного комплексу
а –цифровий осцилограф з внутрішньою пам'яттю типу OWON, серія POS 58225;
б – ПК NOTEBOOK

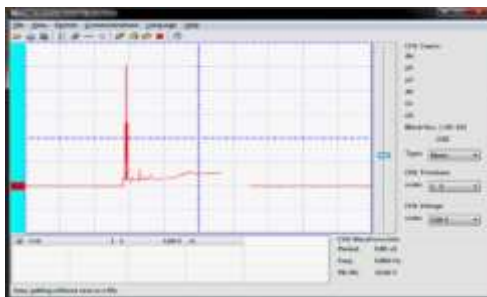


Рис. 3.20. Типічні осцилограми амплітуди сигналів, які записані за допомогою п'єзоелектричних датчиків

Після кожного вибуху зарядів ВР різних конструкцій проводили дослідження гранулометричного складу зруйнованих моделей методом ситового аналізу згідно відомих методик [39] з використанням аналізатора ситового А30 і набору лабораторних сит типу СЛ-200 № 58 (рис. 3.21) с розміром отворів 0,25; 0,5; 1,0; 2,0; 3,0; 5,0; 7,0; 10,0; 12,0; 16,0; 20,0; 26,0; 30,0; 40,0; 50,0; 60,0; 70,0; 80,0 мм.



Рис. 3.21. Зовнішній вигляд (а), структурна схема (б) аналізатора ситового А30 і набір лабораторних сит СЛ-200 № 58 (в)

3.3.3. Експериментальні дослідження амплітуди хвиль напружень і характеру руйнування твердого середовища зарядами ВР різних контрукцій

Експериментальні дослідження хвильові і руйнуючої дії вибуху зарядів різних конструкцій на підготовлених піщано-цементних моделях з встановленими в них п'єзоелектричними датчиками проводились в полігонних умовах ПрАТ «Полтавський ГЗК» згідно розробленої методики (підрозділ 3.3.2).

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Механічні напруження σ (Па) в моделях під час вибуху подовжених зарядів ВР, знятих п'єзодатчиками електричних показників напружень U (В), зафіксованих осцилографом, розраховувались за формулою (3.18).

Параметри застосовуваних п'єзоелектричних датчиків і електричні амплітуди реєстрованих ними сигналів наведені в табл. 3.6.

Під час обробки результатів експериментів розраховувались напруження в хвилі стискання на однаковій відстані від осі заряду, що дорівнює 9-ти його радіусів r_0 і в торці заряду – 4-м його радіусів r_0 зарядної порожнини для різних конструкцій зарядів зі змінними параметрами перерізу по його довжині [69].

Таблиця 3.6.

Параметри п'єзоелектричних датчиків

№ датчика по таблиці	Електрич-на ємність, $C \cdot 10^{-10}$, пФ	Площа датчика, $S_d \cdot 10^{-5}$, м ²	П'єзо-модуль $d_{33} \cdot 10^{-10}$, К/Н	U, В	Чутливість осцилографу	
					за амплітудою, В/дел	за тривалістю, τ , мкс/дел
7	7,82	4,3	3,04	182,5	20	50
9	7,65	4,3	2,77	153,0	20	50
11	7,65	4,3	2,77	78,6	20	50
15	8,12	4,3	3,01	89,1	20	50
18	7,87	4,3	3,01	101,8	10	50
21	7,85	4,3	2,87	164,7	20	50
28	7,85	4,3	2,9	460,0	20	50
41	0,164	8,6	3,13	460,0	20	50
41	0,164	8,6	3,13	400,0	20	50
42	0,164	8,6	3,03	400,0	20	50
42	8,22	4,3	3,03	420,0	20	50
42	8,22	4,3	3,03	340,0	20	50
43	0,152	8,6	2,93	245,0	20	50
43	0,152	8,6	2,93	560,0	20	50

Результати випробувань по визначенню фізико-механічних властивостей матеріалу моделей наведено в табл. 3.7.

При обробці гранулометричного складу визначалась загальна маса зруйнованої вибухом частини моделі, склад дрібних фракцій, склад великих фракцій і діаметр середнього куска. Результати обробки експериментальних даних наведено в табл. 3.8.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 3.7.

Фізико-механічні властивості матеріалу моделей

Результати обробки	Досліджувані параметри		
	Щільність, кг/м ³	Швидкість подовжених хвиль, м/с	Міцність на одновісне стиснення, МПа
Середні значення	1840,0	2300,0	13,0
Средньоквадратичне відхилення Δ , кг/м ³	44,0	49,0	0,006
Коефіцієнт варіації $V_{\text{вар}}$, %	2,4	2,13	0,16

Таблиця 3.8.

Розрахункові і експериментальні дані дії вибуху зарядів ВР різних конструкцій в піщано-цементних моделях

Конструкція зарядів	Напруження в хвилі стиснення, σ , ГПа		Маса відбитої частини моделі, г	Склад великих фракцій $d_i > 50$ мм	Діаметр середнього куска $d_{\text{ср}}$
	⊥ напрямленню хвилі стиснення	в торці вздовж осі заряду			
Заряд постійного прерізу	0,010	0,025	2470,0	1020,0	30,7
Заряд з повітряним проміжком	0,0098	0,025	3760,0	1330,0	33,0
Заряд зі сферичною вставкою	0,012	0,033	3480,0	1630,0	35,0
Заряд з котловим розширенням в торці	0,0095	0,028	2600,0	1340,0	35,8
Заряд змінного діаметру	0,008	0,000148	1980,0	850,0	32,5

За результатами ситового аналізу і обробки даних гранулометричного складу побудовані кумулятивні криві, наведені на рис. 3.22.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

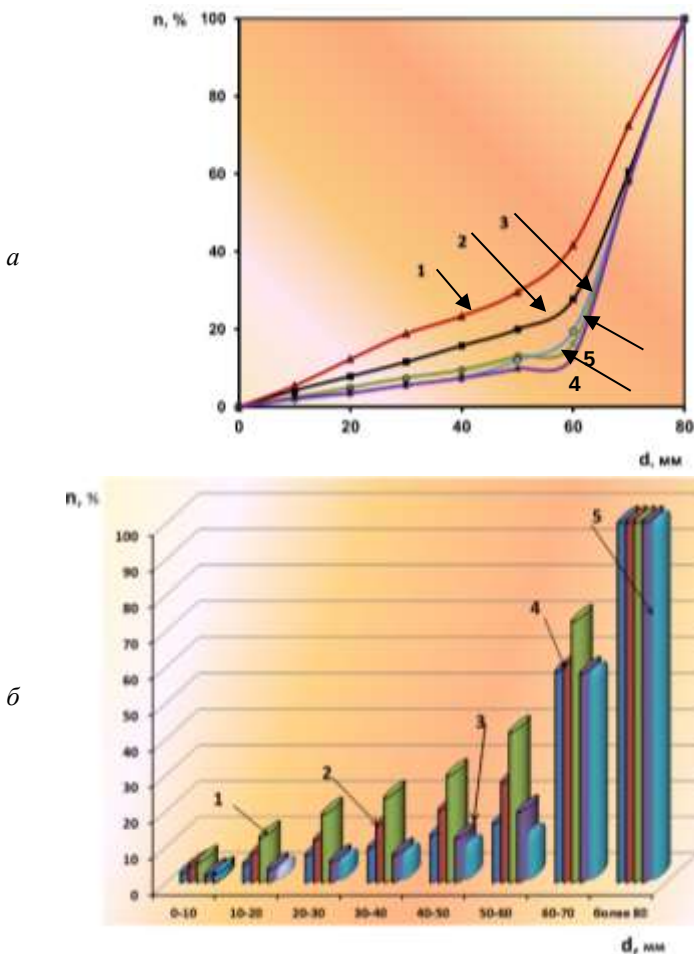


Рис. 3.22. Кумулятивні криві (а) і гістограми (б) розподілу гранулометричного складу зруйнованих моделей зарядами ВР різних конструкцій

1 – заряд ВР зі сферичною вставкою; 2 – заряд ВР з повітряним проміжком;
3 – заряд ВР з котловим розширенням в торці шпуре; 4 – заряд ВР суцільної конструкції; 5 – заряд ВР змінного діаметру по висоті колонки

Аналіз результатів експериментів показав, що під час вибуху зарядів змінного по висоті перерізу напруження в хвилі стискання вище, а загальна маса відбитої вибухом частини моделі більше, ніж при вибуху зарядів інших конструкцій: постійного перерізу, змінного діаметру по всій колонці заряду, з котловим розширенням в торці і з повітряним проміжком. При цьому збільшується вихід, як великих фракцій $d_i > 50$ мм, так і діаметр середнього куска

3.4. Розробка нових конструкцій подовжених циліндричних зарядів ВР змінного перерізу і стендові випробування способу їх формування

За результатами експериментальних досліджень був розроблений новий спосіб формування свердловинного заряду вибухової речовини кумулятивної дії [56]. Він реалізується в такій послідовності. Заряд (рис. 3.23) формується в свердловині 1, пробуреній в масиві гірських порід 2, з розміщенням в ній ВР 3 з ініціатором – патрон-бойовик 4, з'єднаний з детонуючим шнуром або НСІ 5. Устя заряду герметизують набивкою із бурового штибу 6.

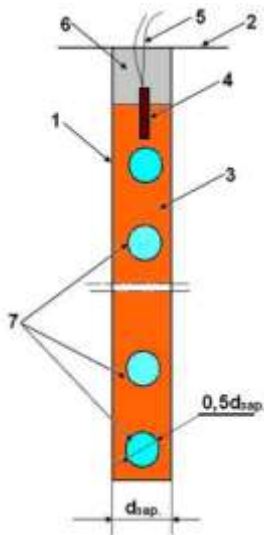


Рис. 3.23. Конструкція свердловинного заряду змінного перерізу кумулятивної дії

- 1 – свердловина;
- 2 – гірський масив;
- 3 – ВР;
- 4 – ініціатор – патрон-бойовик;
- 5 – ДШ з капсулем-детонатором;
- 6 – набивка;
- 7 – сферичні вставки (кулі)

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Формування заряду змінного перерізу здійснювали шляхом розміщення по осі зарядної порожнини сферичної вставки – кулі 7 діаметром $0,5d_{\text{зар.}}$, починаючи з торця свердловини 1, чергуючи порції ВР 3 зі сферичними вставками (кулями) 7, на висоту, рівну або більше граничної висоти активної частини кумулятивного заряду, яка визначається з виразу

$$H_{\text{зр.}} \geq \ell_{\text{к.з.}} \geq 2d_{\text{сфер. вст.}}, \quad (3.19)$$

де $d_{\text{сфер. вст.}} = 0,5d_{\text{зар.}}$ – діаметр сферичної вставки; $\ell_{\text{к.з.}}$ – довжина кумулятивного заряду.

Вибухову речовину 3 в свердловину 1 розміщували за допомогою пневмозарядчика або зарядної машини порціями, рівномірно розподіляючи його вздовж колонки заряду. При формуванні колонки заряду змінного перерізу в якості сферичної вставки застосовували – кулі із хімічно інертного матеріалу, наприклад, полістиролу, з товщиною стінок $\delta \geq 3\text{--}5\text{мм}$, який легко руйнується під впливом ГПД ВР.

Розміщення сферичних вставок проводили по осі заряду з таким розрахунком, щоб при формуванні заряду порожнисті кулі мали безпосередній контакт з шарами вибухової речовини.

Процес підривання заряду здійснюється наступним чином.

Після подачі ініціюючого імпульсу детонуючому шнуру від ініціатора або НСІ – NONEL 1 (рис. 3. 24, *а, б, в*), відбувається підрив бойовику 2, розташованого в ВР 3 і основного заряду в свердловині 4. Далі в заряді ВР 3 (рис. 3.24, *б*) формується фронт детонаційної хвилі D 5, який рухається вздовж колонки заряду в торець свердловини 1.

Досягнувши поверхні сферичної вставки 6 (рис. 3.24, *в*) на її внутрішній поверхні 7 під дією ГПД в місці зустрічі 8 високотемпературного газового потоку 9 формується область потужного сфокусованого газового струменю 10 всередині сферичної вставки 6, яка зходить у фокусі 11 (по осі заряду). Цей потік створює потужний ініціюючий імпульс, що переходить в кумулятивний струмінь 12, який рухається зі швидкістю 10 км/с, перевищуючи швидкість детонації промислових ВР в 1,3–1,5 рази з тиском у потоці понад 10^3 МПа.

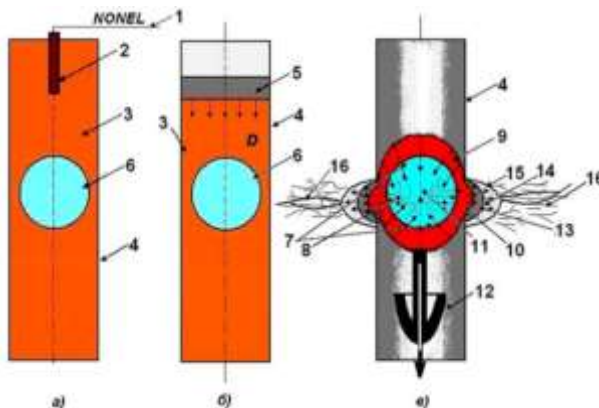


Рис. 3.24. Схема дії свердловинного заряду змінного перерізу

- 1 – система ініціювання НСІ; 2 – патрон-бойовик; 3 – колонка ВР;
4 – свердловина; 5 – фронт детонації ВР D ; 6 – сферична вставка; 7 – внутрішня поверхня сферичної вставки; 8 – місце зустрічі розплавленого газопотоку;
9 – високотемпературний газопотік; 10 – область фокусованого газопотоку;
11 – місце фокусування газопотоку всередині сферичної вставки;
12 – кумулятивний струмінь; 13 – зона пластичної деформації;
14 – сферична порожнина; 15 – еліптична порожнина;
16 – мережа радіальних тріщин

Сформований високотемпературний газопотік 9 з високим тиском на фронті, розширюючись, впливає на стінки свердловини 4 в радіусі $(3-5)d_{\text{зар}}$. Під впливом газопотоку формується зона пластичних деформацій 13 з розривом структурних зв'язків в породі і подальшому зростанню сферичної порожнини 14, яка з часом переходить в еліптичну 15 і формуванню мережі радіальних тріщин 16 по обидва боки сферичної вставки 6.

У місцях розташування сферичних вставок – куль 6 концентруються напруження, що значно перевищують межу міцності породи і сприяють її ефективному руйнуванню. В сформовані від дії газопотоку 9 мережі радіальних тріщин 16 з великою швидкістю переміщуються, розширюючи ГПД від вибуху заряду ВР. При такому впливі продуктів вибуху на середовище, що руйнується, по всій висоті поверху або уступу відбувається його розвантаження, виникають хвилі розтягування, які ведуть до відкольних явищ в масиві. У сформованій мережі тріщин породного масиву створюються сприятливі умови для його ефективного руйнування і переміщення.

Результати експериментальних досліджень по вивченню механізму дії вибуху при дробленні гірських порід, проведені на моделях, підтвердили, що при руйнуванні твердого середовища велика частина роботи дроблення відбувається за рахунок ГПД. Посилення дії цього фактора під час вибуху можна отримати шляхом створення ефективних умов роботи ГПД в свердловинних зарядах, що забезпечують ефективне використання енергії вибуху.

Одним із шляхів вирішення цих проблем є вдосконалення технології формування свердловинних зарядів змінного перерізу завдяки фіксованому розташуванню по осі зарядної порожнини системи пустотілих вставок (куль). З цією метою у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України розроблено новий спосіб формування свердловинного заряду для руйнування гірських порід (рис. 3.25), [57].

Згідно розробленому способу, на уступі або в експлуатаційному блоці рудної шахти бурять свердловину 1. Потім, перед заряджанням вибухової речовини 2 в торець свердловини 1 опускають гірлянду із системи пустотілих сфер 3 і центруючих вкладишів 4, закріплених на шпагаті 6. Один кінець шпагату 6 пропускають через отвір 7 в центрі основи центруючого вкладишу 4, що має днище у вигляді напівсфери 8, чергуючи їх між собою порожнистими кулями 3 і закріплюють на кінці його кільцевий вантаж 9, діаметром $(0,75-0,8)d_{\text{свр}}$ і висотою $(1,0-1,5)d_{\text{свр}}$. Причому, радіус напівсфери, основи вкладишу, дорівнює радіусу циліндру діаметром $(0,9-0,95)d_{\text{свр}}$ і висотою, рівною $(1,0-1,5)d_{\text{свр}}$.

Кільцевий вантаж циліндричної форми 9 фіксують на шпагаті на відстані від вище розташованої сферичної вставки (кулі), яка дорівнює $(2,0-3,0)d_{\text{сфер.вст.}}$, де $d_{\text{сфер.вст.}}$ – діаметр сферичної вставки (кулі). Далі по довжині шпагату нанизують і фіксують у вигляді гірлянди послідовно розташовані один за одним сферичні вставки – кулі 3, а між ними – центруючі вкладиші 4 у вигляді усічених конусів на відстані один від одного, рівній $(2,5-3,0)d_{\text{свр}}$ з отвором 7 для пропуску шпагату і розгорнутого малою основою в напрямку торця свердловини 5 на відстані $(1,0-2,0)d_{\text{сфер.вст.}}$ від наступної сферичної вставки 3. При цьому, більшу основу усіченого конусу виконують діаметром, рівним $(1,0-1,2)d_{\text{свр}}$, а малого – $(0,8-0,85)d_{\text{свр}}$.

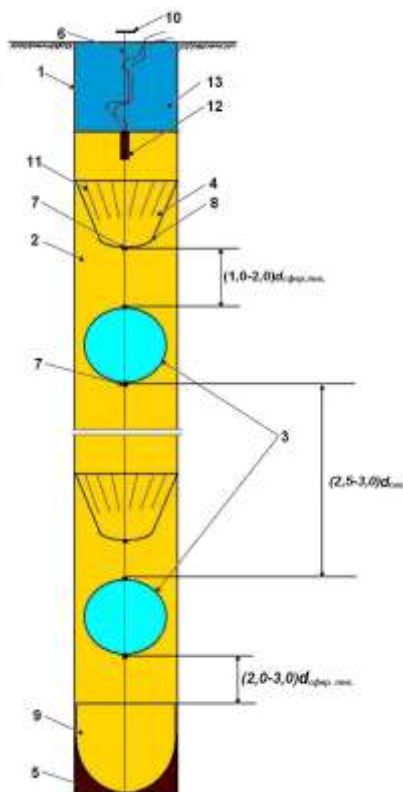


Рис. 3.25. Схема способу формування свердловинного заряду змінного перерізу кумулятивної дії

- 1 – свердловина; 2 – ВР;
- 3 – сферичні вставки (куль);
- 4 – центруючі вкладиші;
- 5 – торець свердловини;
- 6 – шпигат;
- 7 – пропускний отвір;
- 8 – днище вкладишу;
- 9 – кільцевий вантаж;
- 10 – рукоятка;
- 11 – розрізи на поверхні вкладишів;
- 12 – патрон-бойовик;
- 13 – набивка

Для формування ребер жорсткості уздовж отворів усіченого конусу, виконують розрізи 11 на глибину $2/3$ його висоти, а днище малої основи усіченого конусу, який має форму напівсфери, в якому для пропуску гранюльованого (емульсійного) ВР формують чотири пропускні вікна у вигляді секторів, радіусом кривизни, рівним половині малої основи усіченого конусу.

Підготовлену гірлянду вкладишів: кільцевого вантажу 9, куль 3 і центруючих вкладишів 4 опускають у свердловину 1, утримуючи її рукояткою 10, закріплену на іншому кінці шпигату 6.

Після пропуску в свердловину шпигату 6 з вкладишами її заряджають розсипним або емульсійним ВР за допомогою пневмозарядника або зарядної машини. Нагнітання ВР здійснюють через гирло свердловини 1

і пропускні вікна в малій основі усіченого конусу centruючих вкладишів 4, огинаючи сферичні вставки 3, досягаючи торця її 5 і закінчуючи на контрольній позначці. У підготовлений заряд встановлюють патрон-бойовик 12, засипають набивку 13, комутують вибухову мережу і підривають.

Для перевірки ефективності формування розроблених конструкцій зарядів ВР в лабораторних умовах був виготовлений спеціальний стенд, який представляє собою станину, на якій жорстко кріпиться стійка з горизонтальним кронштейном і затискним пристроєм для утримання у вертикальному положенні скляної труби діаметром 50 мм і висотою 1,0 м, що імітує «свердловину», який має на одному торці пробку, а на іншому – воронку для формування заряду вибухової речовини (рис. 3.26) [71].

Мета експерименту – моделювання процесу формування в свердловині заряду вибухової речовини змінного перерізу.

Для моделювання процесу формування заряду вибухової речовини змінного перерізу з системою сферичних вставок (куль) була підготовлена гірлянда з розміщених на шпагаті: пустотілих сферичних вставок (куль), centruючих вкладишів у вигляді усіченого конусу з пропускними отворами в центрі, пустотілого циліндру, який має напівсферичну форму і вантаж. Для показовості процесу формування свердловинного заряду всі елементи конструкції були пофарбовані яскравою фарбою.

Підготовлену конструкцію вкладишів на шпагаті опускають у скляну прозору трубу, яка імітує «свердловину», утримуючи її за рукоятку, закріплену на іншому кінці шпагату з фіксуванням положення конструкції в «свердловині». Використання прозорої труби в якості «свердловини» дає можливість наглядно контролювати переміщення ВР як по висоті, так і в перерізі свердловини.

Для імітації моделювання заряджання ВР в свердловині використовували гранульовану аміачну селітру або нітрофоску рожевого кольору з розмірами гранул 1,0–5,0 мм.

Матеріали, що моделюють ВР, розміщують в підготовлені ємності – мірні циліндри. Потім на одному із торців «свердловини» встановлюють насадку – воронку і проводять засипку аміачної селітри. Засипку аміачної селітри здійснювали як порційно, так і безперервно (рис. 3.26, б, в). Результати досліджень по моделюванню формування свердловинного заряду змінного перерізу підтвердили його технологічність для умов виробництва, а також те, що при формуванні зарядів в свердловинах

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

діаметром до 250 мм гранульованими або емульсійними ВР, під дією власної ваги, досягається висока швидкість заряджання.

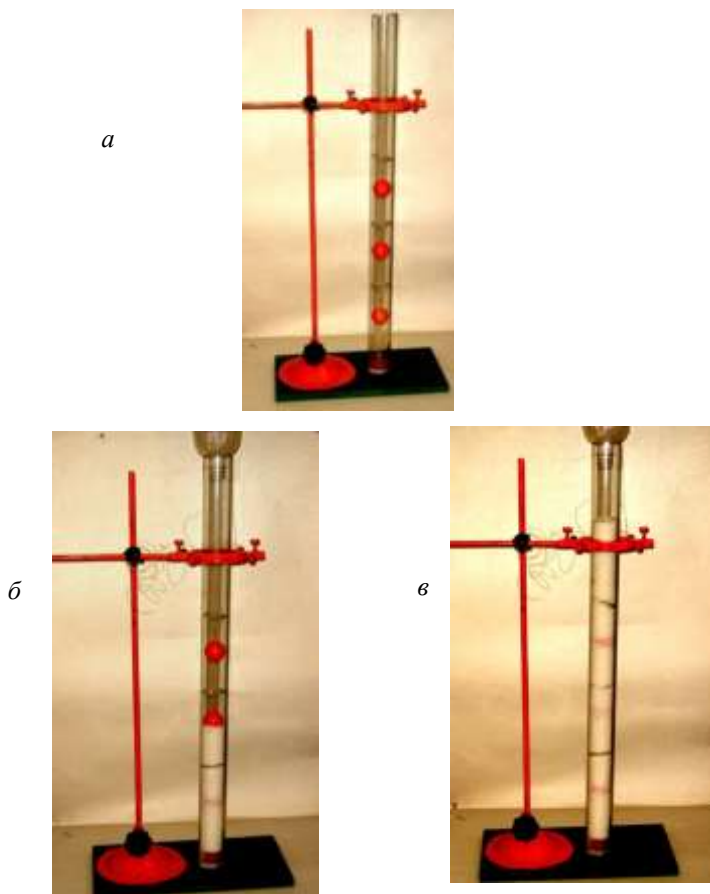


Рис. 3.26. Загальний вигляд стенду для моделювання заряджання свердловинного заряду вибухової речовини змінного перерізу з системою пустотілих сфер і послідовність його формування
а – загальний вигляд стенду; б, в – послідовність формування заряду в свердловині

3.5. Розробка способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих гірських порід на кар'єрах

На основі результатів експериментальних і теоретичних досліджень механізму вибухового руйнування міцних гірських порід складної будови створено передумови розробки ресурсозберігаючих і безпечних способів руйнування гірських порід. Зокрема встановлено, що на характер руйнування гірських порід складної будови впливають основні чинники – як мікроструктура (орієнтовка мікротріщин і фізико-механічні властивості породоутворюючих мінералів), так і макроструктура (просторове положення і морфологія тріщин, якими пронизаний гірничий масив) під час вибуху ВР на контакті «ВР – порода».

Таким чином, отримання високої якості вибухової підготовки гірничої маси, скорочення втрат при видобутку і переробці рудних і нерудних корисних копалин може бути досягнуто коригуванням раціональних параметрів буропідливних робіт (зниження питомої витрати ВР, застосування раціональної конструкції свердловинних зарядів, геометрії сітки свердловинних зарядів і напрямку відбійки) і врахування особливостей як мікроструктури, так і макроструктури гірських порід, а також структурних особливостей масиву, що руйнується. Для вирішення поставленої мети розроблено новий спосіб вибухового руйнування локально-тріщинуватих анізотропних гірських порід, пріоритет якого захищено патентом на винахід №105730, Україна [72].

Для реалізації розробленого способу на уступі блоку з використанням методу наземної стереофотографічної зйомки за допомогою цифрового фототеодоліту проводять виміри елементів залягання тріщин (рис. 3.27). Так, на обраній ділянці уздовж лінії забою на підшві уступу обирають точки (1', 2', 3' – точки зйомки об'єкту) для роздільного фотографування одного і того ж об'єкту.

Отримані знімки вивчають за допомогою стереоскопа для отримання стереоскопічного ефекту (ефект трьох вимірів), що забезпечує визначення довжини, ширини і висоти об'єкта з нанесенням на ньому структурних елементів масиву з прив'язкою до просторових координат точок зйомки. Знімки, які використовуються для стереоскопічного аналізу стереопари, дешифрують з нанесенням макротріщин (рис. 3.27). Дешифрування стереопар здійснюють з використанням стандартних програм обробки зображень "Fotoshop" і "CorelDraw 11". Видимі на фотознімку вертикальні макротріщини зображують лініями, що

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

проектуються на маркшейдерську рейку (рис. 3.28), за якими підраховують густину тріщин, а глибину заколу h , утвореною природною тріщиною ab (рис. 3.27), визначають з виразу [72].

$$h = \frac{|mn - m'n'|}{2M \sin \theta / 2}, \quad (3.20)$$

де $|mn - m'n'|$ – паралакс, який визначається на стереознімках;

$mn, m'n'$ – видима ширина заколу, яка виміряна по правому і лівому знімку стереопари, м;

M – масштаб зйомки;

θ – кут зйомки, град.

За даними дирекційного куту лінії уявного базису на досліджуваній ділянці уступу масиву гірських порід обчислюють азимут системи паралельних тріщин зі співвідношення (рис. 6.28)

$$AZ_{mp} = A'Z \pm \arctg \frac{2h}{mn + m'n'}, \quad (3.21)$$

де $A'Z = AZ_{mp} \pm \left(\frac{\beta - \alpha}{2}\right)$ – дирекційний кут умовного базису, град;

AZ – азимут.

Напрямок та інтенсивність тріщин в характерних зонах вивчали шляхом буріння на блоці (рис. 3.29, *а*) уздовж лінії вибою 2–3 шпурів діаметром 40–43 мм і на глибину 1,2–1,5 м. У підготовлених шпурах розміщали патрони ВР типу амоніт № 6ЖВ і підривали. По утворених воронках руйнування (рис. 3.29, *б*) визначали просторову орієнтацію великої і малої осі воронки руйнування і коефіцієнт анізотропії із співвідношення $K = a / b$, де: a і b – велика і мала вісь воронки руйнування, відповідно.



Рис. 3.27. Віддешифрований знімок ділянки вибою з тріщинами відриву
1 – вибій; 2 – тріщини відриву

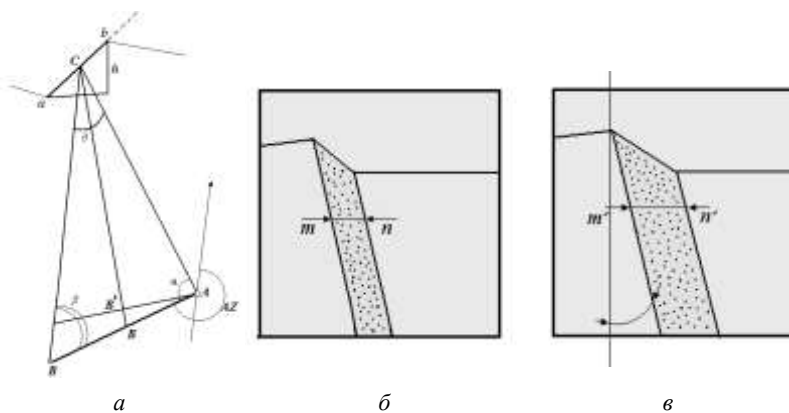


Рис. 3.28. Схема для визначення глибини заколу h , утвореного природньою тріщиною ab (а) і ширини її видимої частини в масиві, заміряних по правому (б) і лівому (в) знімках стереопари

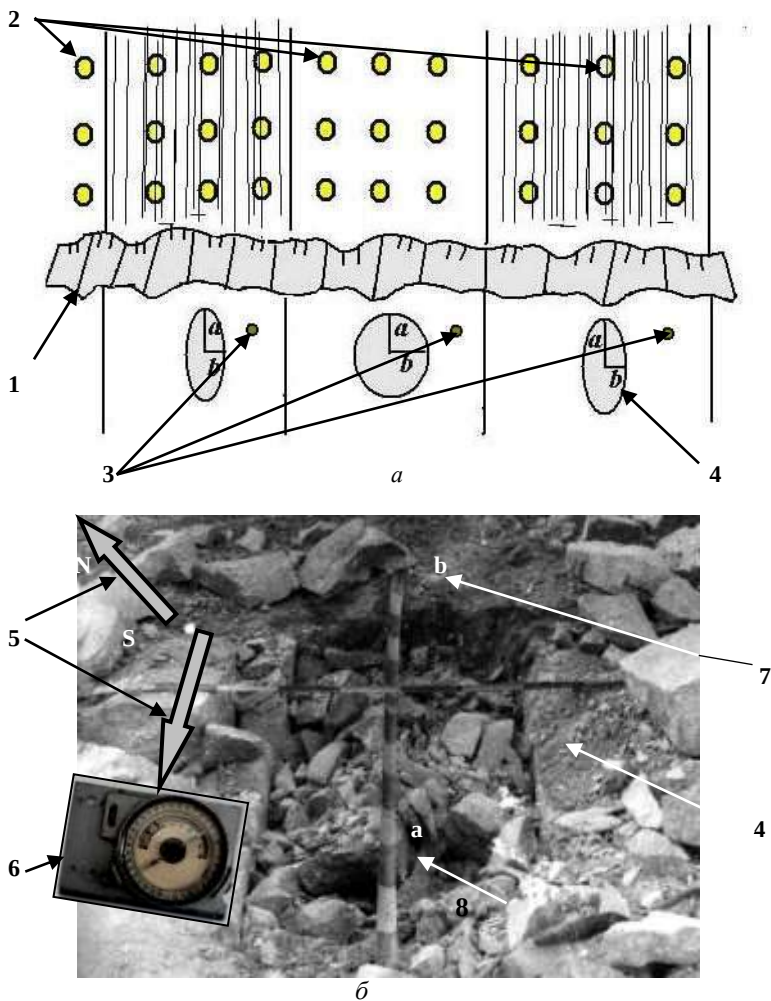


Рис. 3.29. Схема блоку з розміщеними на ньому свердловинами і шпурами (а) та воронки (б) від вибуху заряду ВР
 1 – видобувний блок; 2 – вибухові свердловини; 3 – шпури; 4 – воронка руйнування; 5 – напрямок сторін земної кулі; 6 – гірничий компас; 7 – мала вісь воронки руйнування; 8 – велика вісь воронки руйнування

Просторову орієнтацію воронки руйнування по відношенню до напрямку сторін земної кулі N-S проводили з використанням гірничого компасу. Його розміщували на поверхні поруч (паралельно) з великою стороною (а) воронки руйнування і вимірювали їх значення, за якими обчислювали коефіцієнт анізотропії. За отриманими даними коефіцієнту анізотропії по номограмі (рис. 3.30) корегували параметри сітки свердловин на блоці, підготовленому до вибуху.

Згідно з новими параметрами сітки свердловин, а також з урахуванням розташування тріщинуватих зон та напрямку локальних тріщин в масиві блоку бурили вибухові свердловини (рис. 3.31). У підготовлених свердловинах, які умовно розділені на дві секції, формували комбіновані заряди.

В одній секції, в зоні монолітних порід, формують заряд ВР змінного перерізу кумулятивної дії з рівномірним розташуванням вздовж колонки ВР сферичних вставок – куль діаметром $0,8 D_{\text{свр.}}$, де: $D_{\text{свр.}}$ – діаметр заряду в свердловині, з використанням ВР із суміші тротилу УГ + гранульованої аміачної селітри в пропорції 65/35 або емульсійне ВР типу Анемікс, а в іншій – в зоні тріщинуватих порід (верхня секція заряду), формують заряд суцільної конструкції із конверсійного ВР (секція заряду ДКРП – 4) або емульсійного, типу Анемікс. У простір між стінками свердловини і секцією ДКРП – 4 засипали суміш ВР – тротил УГ+АС. Гирло свердловини герметизували набивкою із бурового штибу (розмір фракції 3–5 мм).

У кожній секції, починаючи з торця свердловини в процесі формування заряду вибухової речовини, встановлювали проміжні детонатори, а в останню чергу – в гирло свердловини верхній детонатор, який формували з 2–4-х тротилкових шашок Т-400. Заряди комутували в діагональні схеми і підривали з уповільненням (ступені вповільнення – 1, 2, 3, 4 і т.д.) з використанням НСІ NONEL починаючи з врубкових зарядів, розташованих на фланзі блоку, що руйнується, протилежному до його торця.

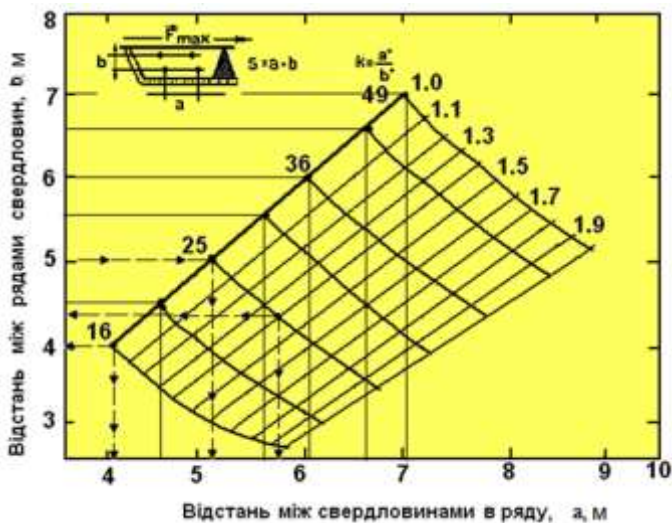


Рис. 3.30. Номограма для коригування сітки свердловин на блоці

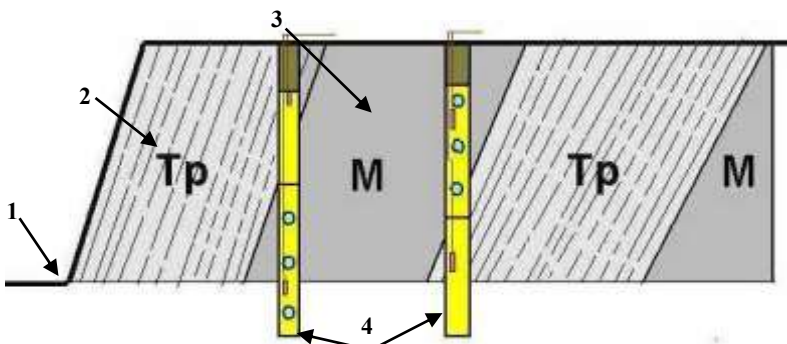


Рис. 3.31. Схема розміщення комбінованих зарядів ВР на блоці з урахуванням тріщинуватості гірського масиву

1 – уступ; 2 – зона тріщинуватих порід; 3 – зона монолітних порід;
4 – комбіновані свердловинні заряди

Розділ 4. ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД У ВИБОЇ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ І ОБГРУНТУВАННЯ СПОСОБУ ФОРМУВАННЯ ВРУБОВОЇ ПОРОЖНИНИ

4.1. Дослідження напружено-деформованого стану масиву у вибої підготовчої виробки

4.1.1. Теоретична оцінка енергетичних параметрів стану гірського масиву у вибої підготовчої виробки

На ефективність проведення підготовчих виробок з використанням енергії вибуху в складних гірничо-геологічних умовах глибоких шахт впливає явище самопідтримуючого руйнування крихкого середовища (тілу) [10-11, 14]. Воно викликане змінами напруженого стану гірського масиву, насиченню його газом, а також зміною фізико-механічних властивостей гірських порід на глибоких горизонтах у вибої підготовчої виробки, які призводять, в свою чергу, до енергетичних змін в процесі ведення гірничих робіт і розвитку різних динамічних явищ, таких, як гірські удари, викиди та інші.

Енергетичний підхід до опису динамічних явищ, викликаних вибухом заряду вибухової речовини і дією гірничого тиску, розглядався з урахуванням основних положень теорій тріщин авторами робіт [73-75]. Аналіз цих робіт довів, що дослідження енергетичних змін для цих умов проведено лише частково, що зумовило необхідність визначення шляхів ефективного управління гірничого тиску і руйнуванням масиву гірських порід енергією вибуху [74].

Таким чином, з урахуванням наведених вище досліджень, що описують основні положення теорії зміни енергії при утворенні додаткових вільних поверхонь (меж) в механіці руйнування, представляється доцільним теоретичним шляхом оцінити зміну стану гірського масиву, виходячи з положення, коли стійкість його частини (вибою виробки) аналогічні задачі стійкості порожнини (тріщини), рівновагу якої забезпечується мінімальною зміною потенційної енергії.

Розглянемо модель задачі, де в гірничому масиві розташована виробка з однією вільною поверхнею, що знаходиться в полі дії стискаючих напружень F_i . При відбійці гірських порід або їх викиду формування додаткової вільної поверхні відбувається на вибої, а також

покрівлі, основі і бічних поверхонь виробки. У зв'язку з цим обмежимося розглядом частини вибою виробки, де відбуваються інтенсивні геомеханічні процеси (зокрема, повернення масиву гірських порід у початковий рівноважний стан – його релаксацію) при їх руйнуванні.

При проведенні виробки і вийманні корисної копалини (рис. 4.1) відбувається відрив породи від масиву в деякій області положення вибою B в положення S з поверхнею C і зміщенням u_i – в поверхню C_1 з переміщенням v_i .

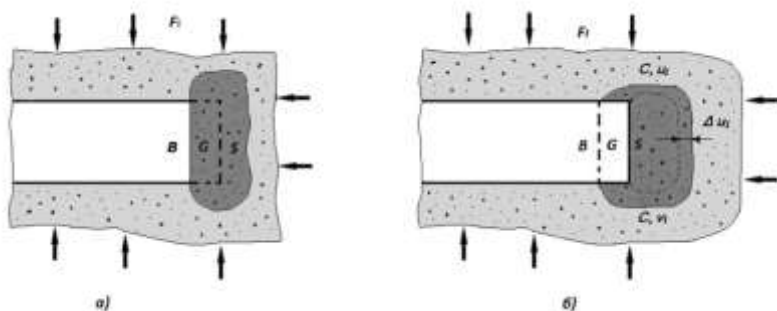


Рис. 4.1. Схема зміни стану масиву гірських порід при формуванні додаткових вільних поверхонь у вибої виробки при її проведенні
а – умови рівноважного стану; б – утворення нової вільної поверхні

У рівноважному стані частина масиву має енергію деформації

$$U_i = \frac{1}{2} \int_c F_i u_i dS_i, \quad (4.1)$$

а при утворенні нової поверхні шляхом відриву породи від масиву (вибухом, викид її, буріння, різання та ін.) енергія деформації в стані рівноваги буде одна і та ж.

Повна робота F_i , що здійснюється при переході зі стану «а» в стан «б» (рис. 4.1), реалізується на різниці переміщень $v_i - u_i$ і дорівнює

$$F_i(v_i - u_{12_i}) \quad (4.2)$$

тобто при розширенні меж за рахунок відриву породи відбувається збільшення (приріст) енергії деформації і об'єднана робота, що

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

здійснюється незмінними зовнішніми навантаженнями, дорівнює подвійній величині приросту енергії. На наш погляд, саме цей приріст енергії є визначальним у характері прояву гірничого тиску в призабійній частині виробки, що впливає з наступного припущення.

Припустимо, що положення масиву (рис. 4.1, *a*) – при умові рівноважного стану перейде в стан (рис. 4.1, *б*) – утворення нової вільної поверхні, коли з області G відбувається відрив частини породи від масиву через межу розділу S , впливаючи з деякими зусиллями і утримуючи всю систему (гірничий масив). Наприклад, стан (див. рис. 4.1, *б*) може бути досягнуто зняттям цих зусиль, тобто розвантаженням масиву гірських порід.

Необхідно відзначити, що робота, яка здійснюється при розвантаженні масиву в процесі виїмки породи, дорівнює енергії деформації області, обмеженою контуром C , але за характером з протилежним знаком, тобто негативною. У загальному вигляді рівняння можна представити

$$\int F_i (v_i - u_i) dS + W = U_2 - U_{1C}, \quad (4.3)$$

де U_{1C} – енергія деформації в області C_1 в стані «*a*» (рис. 4.1, *a*)

Тоді, згідно (4.1) отримаємо

$$W = (U_2 - U_1) + U_{1G}, \quad (4.4)$$

Вважаємо, що $U_{1G} = U_2 - U_{1G}$ представляє собою енергію деформації із G в стан «*a*» (рис. 4.1, *a*).

Для незначних об'ємів руйнування G , оскільки $V \rightarrow 0$, $U_{1G} = 0$, тоді робота на межі S при переході із стану «*a*» в стан «*б*» дорівнює приросту енергії

$$W = (U_2 - U_1) \quad (4.5)$$

В цьому випадку масив знаходиться в рівноважному стані, не зважаючи на фактичне збільшення енергії деформації, що підтверджується практикою ведення гірничих робіт. При посуванні вибою малими заходками з невеликою швидкістю (стругова виїмка вугілля, комбайновий спосіб проведення гірничих виробок та ін.) самовільне руйнування частини масиву у вибої виробки не спостерігається.

Однак, як випливає з (4.4), в залежності від показників роботи W_1 приросту енергії деформації в області руйнування, тобто умов зняття сил, що перешкоджають відриву і характеру поведінки частини масиву гірських порід, можливе порушення стійкого рівноважного стану і створення умов для реалізації самовільної підтримки руйнуванню масиву гірських порід (викид породи).

Оцінимо енергетичні зміни в масиві гірських порід (у вибої виробки) при переході зі стану «а» в стан «б» (рис. 4.1), виходячи з того, що величина роботи (збільшення енергії деформації) у загальному випадку визначається збільшенням потенційної енергії.

Потенційна енергія системи в стані «а» має вигляд

$$\mathcal{E}_a = \int_V \Pi(\sigma_{ij}^0, \varepsilon_{ij}^0) dV - \int_c F_i U_i dS \quad (4.6)$$

а в стані «б»

$$\mathcal{E}_b + \Delta \mathcal{E} = \int_V \Pi[(\sigma_{ij}^0 + \Delta \sigma_{ij}); (\varepsilon_{ij}^0 + \Delta \varepsilon_{ij})] dV - \int_{c_1} F_i V_i dS, \quad (4.7)$$

де $\Pi(\sigma_{ij}, \varepsilon_{ij})$ – питома потенціальна енергія деформованого тілу;

$\sigma_{ij}, \varepsilon_{ij}$ – характеристики стану деформуємого тілу;

$V, \Delta V$ – відповідно об'єми частини гірничого масиву і зруйнованої породи.

Перетворюючи вираз (4.6) і співвідношення (4.7) з використанням методу переміщень, отримаємо приріст потенційної енергії у вигляді,

$$- \Delta \mathcal{E} = \int_{\Delta V} \Pi(\sigma_{ij}^0, \varepsilon_{ij}^0) dV - \int_{c-c_1} \left[\int_{U_1, F_i^0}^{V_i, F_i=0} F_i du_i \right] dS, \quad (4.8)$$

Таким чином, приріст (в даному випадку, зменшення) енергії залежить від початкового напруженого стану в той частині масиву, в зоні зовнішніх навантажень і збільшення переміщень, де розташований вибій виробки. Тобто, від співвідношення величини потенційної енергії, яка накопичена в частині масиву, що руйнується і величини роботи, яка виконується зовнішнім навантаженням з подальшим накопиченням її на межі зновутвореної додаткової вільної поверхні.

Процеси, що відбуваються як при викиді породи, так і під час руйнування її енергією вибуху, протікають за короткий проміжок часу – майже миттєво або з незначним уповільненням. Тому при розгляді задач

про формування порожнини (у вільних межах) її поведінку можна представити у вигляді лінійно-пружної системи,

$$- \Delta \mathcal{E} = \frac{1}{2} \int_{\Delta V} \sigma_{ij}^0 \varepsilon_{ij}^0 dV - \frac{1}{2} \int_{C-C_1} F_i \Delta u_i dS, \quad (4.9)$$

Виходячи з наведених вище рішень, гранично рівноважний стан в масиві досягається за умов, якщо приріст енергії збігається з роботою, яка виконується зовнішніми силами на межі новоутвореної поверхні. З огляду на те, що в масиві при відриві породи (матеріалу) і його руйнуванні відбувається не зменшення енергії, а її збільшення на величину енергії, укладеної в області масиву, що руйнується, то цей надлишок повинен витратитися на деформування (роботу). Для швидкоплинних процесів цей надлишок при перевищенні величини роботи переходить в кінетичну енергію викиду породи, зруйнованої вибухом, або під дією газодинамічних явищ (викиду) частини гірського масиву. Отже, з (4.9) впливають досить важливі умови рівноваги, граничного стану і самовільного підтримування руйнування частини гірського масиву:

$$\Delta \mathcal{E} < 0; \quad \Delta \mathcal{E} = 0; \quad \Delta \mathcal{E} > 0. \quad (4.10)$$

При цьому слід зазначити, що при розгляді тривалих і миттєвих процесів, що протікають в гірському масиві, зруйнованому і вивільненому вибухом його частини, енергія поглинається (розсіюється), крім переходу в роботу за рахунок непружних властивостей масиву. В цьому випадку в співвідношеннях (4.10) в правій частині рівняння буде представлена деяка величина енергії q , яка відповідає величині поглинання енергії через релаксаційних та інших явищ (знеміцнення, повзучість та інш.).

Для оцінки критичних умов при веденні гірничих робіт з використанням енергії вибуху в викидонебезпечному гірському масиві доцільно скористатися умовою, згідно (4.9) і (4.10)

$$\int_{\Delta V} \sigma_{ij}^0 \varepsilon_{ij}^0 dV = \int_S F_i \Delta u_i dS, \quad (4.11)$$

Результат аналізу виразу (4.10) доводить, що для оцінки критичного стану гірського масиву в призабійній частині необхідно визначити в ній початковий НДС, приріст переміщень на новоутвореній поверхні, об'єм поверхні, що руйнується, а також зовнішні умови (гірничий тиск,

технологічний вплив та інш.). Знаючи зазначені фактори по співвідношеннях (4.10) і (4.11) можна оцінити умови ведення гірничих робіт з точки зору безпеки. Однак, використовуючи рівняння (4.11), шляхом варіювання технологічними параметрами і основними факторами (напруження, деформація та інш.), що впливають на енергетичні зміни, можна обґрунтувати раціональні параметри способу навантаження гірського масиву, умови керованого вивільнення енергії сил гірського тиску і гірничого масиву, зруйнованого енергією вибуху.

Попередній аналіз виразу (4.11) свідчить, що його використання в якості критерію оцінки граничного стану дозволяє пояснити виникнення самовільного підтримуваного руйнування як при бурінні шпурів, так і під час проведення підривних робіт.

У першому випадку – при впровадженні в небезпечну зону бурового інструменту (висока концентрація напружень, газонасиченість та інш.) відбувається відділення частини гірського масиву з великими запасами енергії, тоді як величина роботи зовнішніх сил навантажень на стінки свердловини при деформації її в межах стійкості значно менше приросту енергії.

У другому випадку – при веденні вибухових робіт відбувається майже миттєвий відрив масиву по усьому перерізу вибою виробки. При цьому робота, що здійснюється зовнішніми навантаженнями на новоутворених поверхнях, порівнянна з величиною приросту енергії, а в деяких випадках (в залежності від маси заряду і технологічних параметрів паспортів БПР та інш.) значно менше її. В обох випадках відбувається порушення умов граничного рівноважного стану: приріст енергії перевершує роботу зовнішніх зусиль на новоутвореному контуру порожнини (відбувається самовільний розвиток порожнини).

Отже, ефективним заходом, що створює безпечні умови ведення гірничих робіт в масиві гірських порід, схильному до ГДЯ, є забезпечення в процесі відриву частини масиву рівномірності збільшення енергії до величини роботи сил гірського тиску на новоутворених поверхнях. При бурінні свердловин це можливо здійснити зниженням швидкості буріння, зменшуючи тим самим обсяг буріння і збільшення енергії. Аналогічно зменшуючи глибину заходки при проведенні виробок, тобто зменшуючи обсяги руйнування, досягається виконання умов (4.5) і (4.11).

Таким чином, використання критерію оцінки (4.11) при порівнянні величини енергії деформації при руйнуванні частини гірського масиву і роботи зовнішніх навантажень на межі зновутвореної порожнини, дає

можливість вирішити багато практичних питань щодо оцінки ефективності застосовуваних способів боротьби з ГДЯ і управлінню гірничим тиском на великих глибинах при проходці гірничих виробок буропідричним способом.

З огляду на вище викладене, виникла необхідність в моделюванні впливу НДС масиву у вибоях виробок різної форми і параметрів БПР для ефективного руйнування гірських порід вибухом.

4.1.2. Методика моделювання геомеханічних процесів у вибої підготовчої виробки

При веденні буропідричних робіт у вибої підготовчої виробки на великих глибинах має місце зміна НДС масиву навкруги вибою гірничої виробки, що впливає на процес утворення тріщин як при формуванні врубової порожнини, так і під час вибуху відбійних, допоміжних і оконтурюючих зарядів. Тому основні показники вибуху: КВШ, питомі витрати вибухових речовин, кучність навалу породи, пошкодження кріплення в вибою виробки залежать від напруженого стану, який сформувався навкруги вибою гірничої виробки до ведення вибухових робіт. Вивчення поля напружень гірського масиву навколо вибою виробки з елементами врубу на моделях у відділі механіки вибуху гірських порід ІГТМ НАН України розроблено спосіб імітації напружено-деформованого стану гірського масиву [76] з використанням поляризаційно-оптичного методу – методу фотопружності, основні положення якого були використані при підготовці методики експериментальних досліджень.

Методикою досліджень було заплановано п'ять серій експериментів [77-78] з вивчення характеру розподілу поля напружень у вибої виробки різної форми перетину: арочної; випуклої форми; вруб з компенсаційною порожниною; прямої форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина; прямої форми з врубовими шпурами.

Схеми моделей для досліджень наведені на рис. 4.2.

Для виготовлення моделей застосовували листове органічне скло товщиною 0,015 м з постійними фізико-механічними характеристиками. За допомогою стрічкової або дискової пили вирізали моделі розміром 0,2х0,15 м, а елементи виробки за допомогою лобзика доводили до потрібного розміру. Формування елементів врубу у вибої виробки здійснювали шляхом бурінням шпурів свердлом діаметром 4–5 мм. На бічній поверхні моделі для обробки результатів зміни поля

напружень за допомогою фломастера наносили квадратну сітку з кроком 0,002 м.

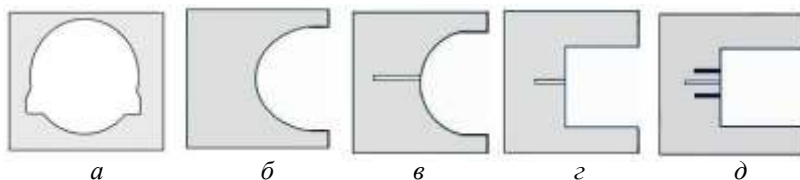


Рис. 4.2. Схеми моделей для досліджень поля напружень у вибої виробки

а – аروحного перерізу; б – сферичної форми; в – сферичної форми з елементом врубів – компенсаційна порожнина; г – прямої форми з елементом врубів – компенсаційна порожнина; д – прямої форми із врубом

Заплановані дослідження проводили в лабораторії ІГТМ НАН України з використанням стенду для навантаження моделей (рис. 4.3 і рис. 4.4).

4.1.3. Моделювання впливу інтенсивності статичного навантаження на характер зміни полів напружень в умовах вибою підготовчої виробки

Перед проведенням експериментальних досліджень з вивчення характеру зміни поля напружень навколо вибою підготовчої виробки на моделях проводили спочатку запуск підготовленого обладнання та його узгодженість між системами стенду. Потім між притискними плитами пресу встановлювали плоскі моделі 1 відповідно до схем, наведених на рис. 4.2, і навантажували їх. Далі на горизонтальній поверхні, що відповідає висоті нижньої плити пресу, встановлювали по центру оптичної лінії з одного боку джерело світла 2 (рис. 4.5), поляризатор 3, а з іншого боку – аналізатор і фотовідеокамеру 5.

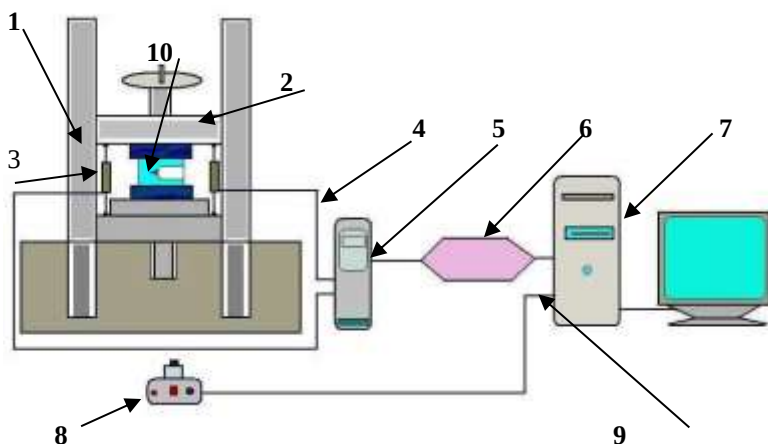


Рис. 4.3. Схема стану для імітації НДС масиву на моделях
 1 – прес гідравлічний; 2 – притисні плити пресу; 3 – безконтактні магнітні датчики (БМД); 4 – з'єднувальний кабель; 5 – аналого-цифровий перетворювач (АЦП); 6 – інтерфейс RS-232; 7 – системний блок ПК; 8 – цифрова фотовідеокамера; 9 – USB порт; 10 – модель

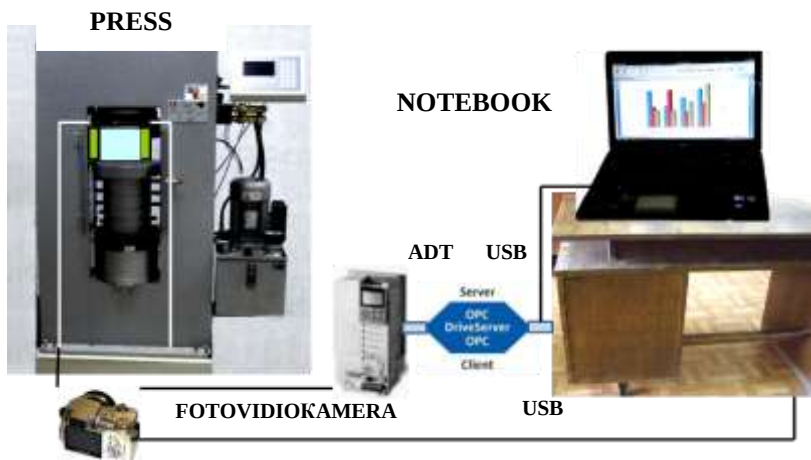


Рис. 4.4. Загальний вид обладнання стану для імітації НДС масиву на моделях

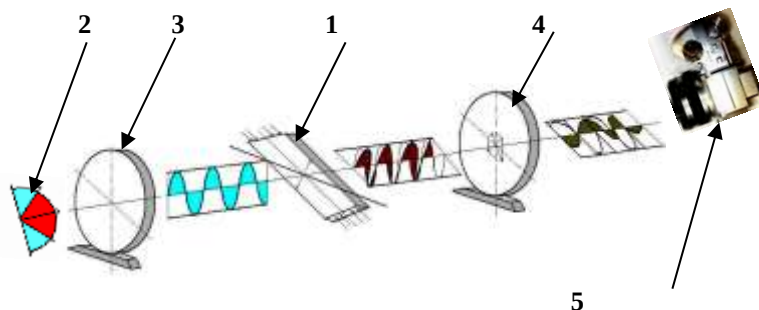


Рис. 4.5. Загальна схема формування і реєстрації процесу імітації НДС на моделях

*1 – модель; 2 – джерело світла; 3 – поляризатор;
4 – аналізатор; 5 – фотовідеокамера*

Після включення джерела променю поляризоване світло, проходячи через модель, що знаходиться в напруженому стані, розділяється на два промені з векторами поляризації $\vec{E}$, орієнтованими в площинах дії двох головних нормальних напружень. У цих площинах, відбувається інтерференція світлових хвиль, і на екрані аналізатора з'являється ряд смуг – ізохром, забарвлених в кольорову гаму різної інтенсивності. При цьому, кожна ізохрома одночасно є лінією рівних різниць головних нормальних напружень або лінією однакових головних напружень, а також різниці максимальної та мінімальної компоненти головних напружень ($\sigma_1 - \sigma_3$). Характер зміни полів напружень в процесі навантаження моделей реєстрували цифровою відеокамерою OLYMPUS, а записана інформація з електронного носія надходила через USB порт в системний блок ПК або NOTEBOOK.

Моделі в процесі експериментів навантажувались з фіксованим кроком, рівним 0, 2,5; 5,0; 7,5; 10,0; 12,5; 15,0 МПа, а синхронно з навантаженням моделі фіксувалася її динаміка шляхом зняття інформації з безконтактних датчиків і передачею кодованого сигналу в АЦП через інтерфейс RS-232 на системний блок ПК або NOTEBOOK. Отримана інформація оброблялась у Додатку MS Excel з видачею на монітор ПК діаграми «Напруження-деформація». Результати експериментів наведені на рис. 4.6 і 4.7.

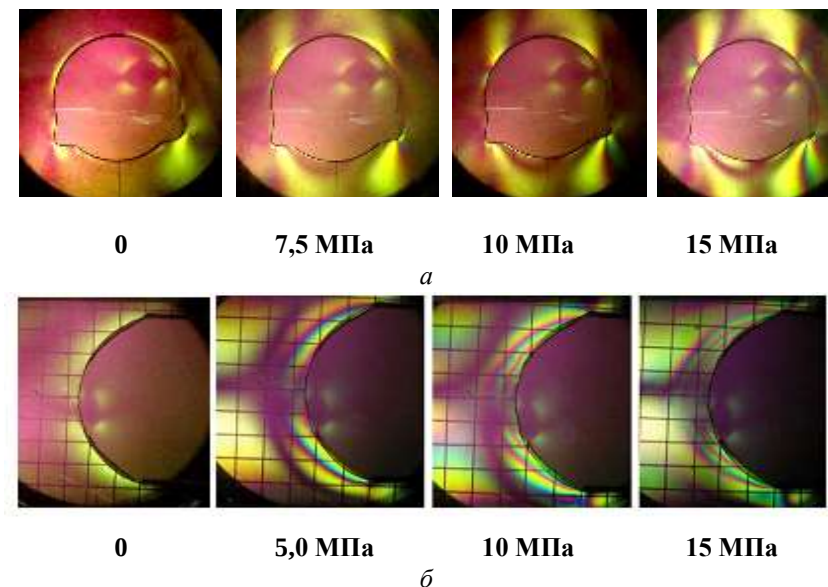


Рис. 4.6. Характер розподілу полів напружень від інтенсивності навантаження моделі

а – вибій виробки арконого перерізу; б – вибій виробки сферичної форми

Дослідженнями, проведеними на моделях з іншою конфігурацією поверхні вибою виробки і з елементами врубу (рис. 4.6, *а, б*; 4.7, *а, б, в*) встановлено, що зі збільшенням навантаження характер розвитку поля напружень істотно змінюється. У моделі з вибоєм виробки напівкульової форми при її навантаженні з'явилися поля світлих тонів з наступною появою ізохром першого порядку. Це область стискання і область розвантаження – зони знижених напружень. Зі збільшенням навантаження до 5,0 МПа (рис. 4.6, *б*) слідом за ізохромами першого порядку з'явилися ізохромні другого порядку. При цьому на ділянці, обмеженій ізохромами першого і другого порядку, істотних відмінностей не спостерігалось. Далі при навантаженні 10,0–15,0 МПа по контуру вибою виробки з'явилися концентричні ізохромні вищих порядків, що відповідають більш високим напруженням.

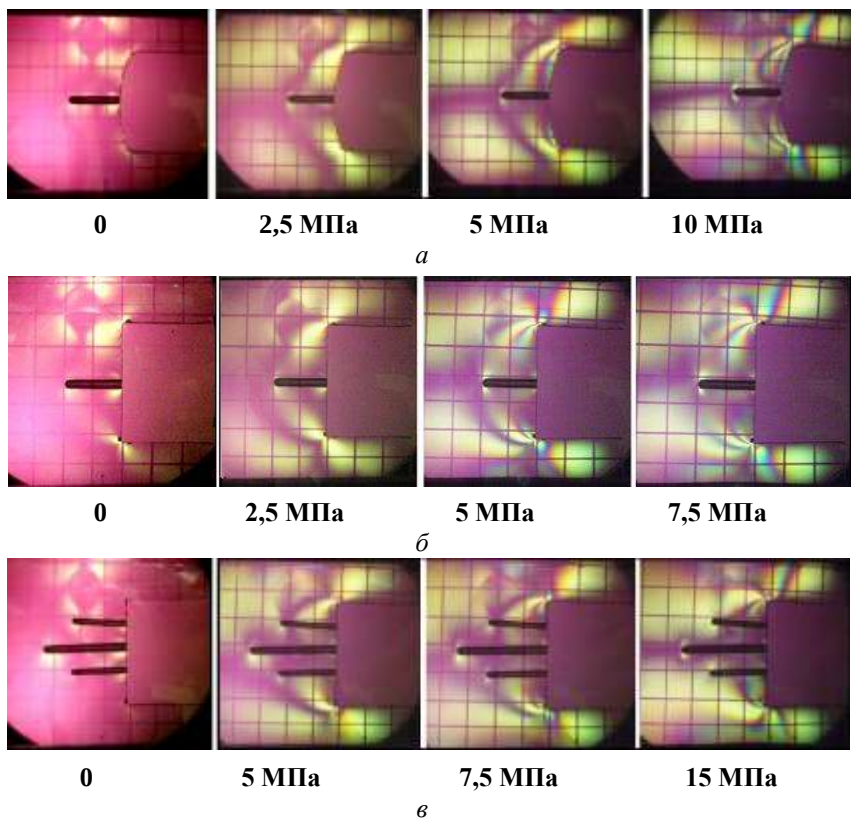


Рис. 4.7. Характер розподілу полів напружень від інтенсивності навантаження моделі

*а – вибій виробки сферичної форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина;
б – вибій виробки прямокутної форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина;
в – вибій виробки прямокутної форми з врубом*

Інша картина зафіксована на моделях з елементами врубу (рис. 4.7). У моделі виробки випуклої форми, що має компенсаційну свердловину в центрі, при зміні навантаження (2,5 МПа) з'явилися ізохрами першого порядку зі зміненою конфігурацією, яка приймає форму поверхні вибою виробки з уступною конфігурацією в торці шпuru. Площа, обмежена ізохромами, має більші значення напружень, ніж в моделі без врубу (рис. 4.6, б). Зі збільшенням навантаження до 5,0–10,0 МПа ділянка з високими значеннями напружень зміщується в зону зменшення впливу виробки та

перерозподіляються. Так, на підлозі і покрівлі виробки концентруються високі напруження – ізохроми, які отримали овальну форму, витягнуту в напрямку проведення виробки. Така ж картина розподілу напружень спостерігається в моделі з прямолінійною формою вибою (рис. 4.6, б). А в моделі з повним комплектом врубових шпурів (рис. 4.7, в) концентрація напружень в місцях розташування врубових шпурів не відповідає високим їх значенням. Це говорить про те, що в цій зоні відбулося зниження напружень.

Таким чином, проведений аналіз експериментальних досліджень формування полів напружень в моделях масиву з виробкою різної конфігурації поверхні вибою і кількістю врубових шпурів показав, що основна концентрація і форма розподілу напружень попереду і в околиці вибою виробки формується по її осі в зоні впливу технологічних параметрів БПР (пробурених шпурів) і конфігурації поверхні вибою. Це вказує на те, що при розташуванні врубових шпурів в перерізі виробки необхідно бурити їх на глибину, що перевищує зону впливу технологічних параметрів БПР і тим самим, змістити максимум головних напружень в зону мінімального впливу гірничих робіт.

4.1.4. Оцінка напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо вибою підготовчої виробки методом кінцевих елементів

Для обґрунтування раціональних параметрів БПР, управління механізмом руйнування напружених гірських порід вибухом шпурових зарядів ВР у вибої виробки, вибір типу врубу і місце його закладення, вирішена задача моделювання НДС масиву у вибої виробки в пружно-пластичній постановці за допомогою чисельних методів.

Скористаємося методом кінцевих елементів у формі методу переміщень. Алгоритм розв'язання задачі обумовлює наступну послідовність проведення розрахунку за МКЕ:

- розбиття тіла на кінцеві елементи і призначення вузлів, в яких визначаються переміщення;
- побудова матриці жорсткості і векторів навантаження кінцевих елементів;
- складання системи алгебраїчних рівнянь і їх рішення;
- визначення по знайденим переміщенням напружено-деформованого стану тіла.

Для вирішення задачі використовуємо плоский трикутний кінцевий сім-плекс-елемент з вузлами в його вершинах.

Деформації в довільній точці всередині кінцевого елемента пов'язані з переміщеннями цієї точки співвідношеннями

$$\varepsilon_x = \frac{\partial u_x}{\partial x}; \quad \gamma_{xy} = \frac{\partial u_x}{\partial y} + \frac{\partial u_y}{\partial x}; \quad \varepsilon_y = \frac{\partial u_y}{\partial y}; \quad (4.12)$$

або в матричній формі

$$\vec{\varepsilon} = [L]\vec{u}, \quad (4.13)$$

де

$$\vec{\varepsilon} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix}; \quad [L] = \begin{bmatrix} \frac{\partial}{\partial x} & 0 \\ 0 & \frac{\partial}{\partial y} \\ \frac{\partial}{\partial y} & \frac{\partial}{\partial x} \end{bmatrix}; \quad \vec{u} = \begin{Bmatrix} u_x \\ u_y \end{Bmatrix}. \quad (4.14)$$

Для пружного ізотропного тіла зв'язок між напруженнями і деформаціями встановлюється на підставі закону Гуку:

$$\begin{cases} \varepsilon_x = \frac{1}{E}(\sigma_x - \nu\sigma_y - \nu\sigma_z); \\ \varepsilon_y = \frac{1}{E}(\sigma_y - \nu\sigma_z - \nu\sigma_x); \\ \varepsilon_z = \frac{1}{E}(\sigma_z - \nu\sigma_x - \nu\sigma_y); \\ \gamma_{xy} = \frac{\tau_{xy}}{G}; \quad \gamma_{yz} = \frac{\tau_{yz}}{G}; \quad \gamma_{zx} = \frac{\tau_{zx}}{G}, \end{cases} \quad (4.15)$$

де ν – коефіцієнт Пуассону,

E – модуль Юнга, ГПа;

G – модуль здвигу, МПа.

При плоскому деформованому стані напруження в будь-якій точці всередині кінцевого елемента пов'язані з деформацією цієї точки наступними співвідношеннями:

$$\sigma_x = \frac{E}{1-\nu^2}(\varepsilon_x + \nu\varepsilon_y),$$

$$\begin{aligned}\sigma_y &= \frac{E}{1-\nu^2} (\varepsilon_y + \nu \varepsilon_x), \\ \sigma_{xy} &= \frac{E}{2(1+\nu)} \gamma_{xy}\end{aligned}\quad (4.16)$$

В матричній формі ці співвідношення мають вигляд:

$$\vec{\sigma} = [D] \vec{\varepsilon}, \quad (4.17)$$

де

$$\vec{\sigma} = \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix}; [D] = \frac{E}{1-\nu^2} \begin{bmatrix} 1 & \nu & 0 \\ \nu & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1-\nu}{2} \end{bmatrix} \text{ для напруженого стану в площині,}$$

$$[D] = \frac{E}{(1-2\nu)(1+\nu)} \begin{bmatrix} 1-\nu & \nu & 0 \\ \nu & 1-\nu & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1-2\nu}{2} \end{bmatrix} \text{ для деформованого стану в площині.} \quad (4.18)$$

Враховуючи (4.13), (4.14), (4.17), (4.18), можливо обчислити матриці і вектори реакції для трикутного кінцевого елемента.

При побудові матриці реакції для трикутного елемента (рис. 4.8) скористаємося однорідною системою координат. Положення точки, яка знаходиться всередині трикутника (наприклад, точка С на рис. 4.8), визначається трьома координатами:

$$L_1 = \frac{S_1}{S}, \quad L_2 = \frac{S_2}{S}, \quad L_3 = \frac{S_3}{S}, \quad (4.19)$$

де S_i – площа трикутника, який лежить навпроти вузлу з порядковим номером i в локальній нумерації, м^2 ;

S – загальна площа трикутника, м^2 .

Координати однорідної системи пов'язані наступним співвідношенням

$$L_1 + L_2 + L_3 = 1. \quad (4.20)$$

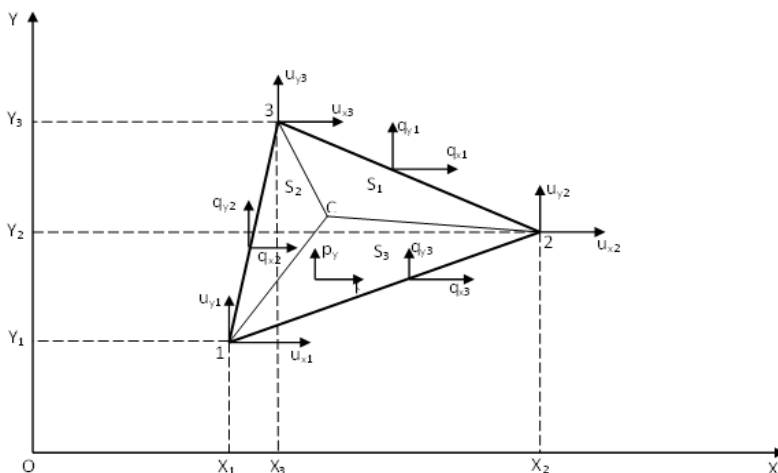


Рис. 4.8. Трикутний кінцевий елемент

Однорідні координати не залежать від положення трикутника в осях x, y . Кутові точки мають наступні координати:

точка 1:

$$L_1 = 1, \quad L_2 = 0, \quad L_3 = 0;$$

точка 2:

$$L_1 = 0; \quad L_2 = 1; \quad L_3 = 0; \tag{4.21}$$

точка 3:

$$L_1 = 0, \quad L_2 = 0, \quad L_3 = 1.$$

Центр маси трикутника має координату:

$$L_1 = L_2 = L_3 = \frac{1}{3}; \tag{4.22}$$

Площа трикутника можна розрахувати за формулами

$$S = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 \\ 1 & x_2 & y_2 \\ 1 & x_3 & y_3 \end{vmatrix}; \quad S_1 = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x & y \\ 1 & x_2 & y_2 \\ 1 & x_3 & y_3 \end{vmatrix};$$

$$S_2 = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 \\ 1 & x & y \\ 1 & x_3 & y_3 \end{vmatrix}; \quad S_3 = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 \\ 1 & x_2 & y_2 \\ 1 & x & y \end{vmatrix}; \quad (4.23)$$

Тут x_i, y_i – координати i -го вузла трикутника в локальній нумерації. Площі, обчислені за формулою (4.23), будуть позитивними тому, що обхід вершин в порядку нумерації відбувається проти годинникової стрілки.

Розкриваючи визначальники в (4.23), отримаємо співвідношення, які пов'язують однорідні координати з координатами x і y :

$$L_1 = \frac{1}{2S} (A_1 + y_{23}x + x_{32}y);$$

$$L_2 = \frac{1}{2S} (A_2 + y_{31}x + x_{31}y);$$

$$L_3 = \frac{1}{2S} (A_3 + y_{12}x + x_{21}y), \quad (4.24)$$

де

$$\begin{aligned} A_1 &= x_2 y_3 - y_2 x_3, \\ A_2 &= x_3 y_1 - y_3 x_1, \\ A_3 &= x_1 y_2 - x_2 y_1; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} y_{23} &= y_2 - y_3, & x_{32} &= x_3 - x_2, \\ y_{31} &= y_3 - y_1, & x_{13} &= x_1 - x_3, \\ y_{12} &= y_1 - y_2, & x_{21} &= x_2 - x_1. \end{aligned} \quad (4.25)$$

Рівняння (4.24) в матричній формі має вигляд

$$\begin{Bmatrix} L_1 \\ L_2 \\ L_3 \end{Bmatrix} = \frac{1}{2S} \begin{bmatrix} A_1 & y_{23} & x_{32} \\ A_2 & y_{31} & x_{13} \\ A_3 & y_{12} & x_{21} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} 1 \\ x \\ y \end{Bmatrix}. \quad (4.26)$$

Рівняння (4.26) дозволяє переходити від системи координат x, y до однорідної системи координат. Для зворотного перетворення використано співвідношення

$$\begin{Bmatrix} 1 \\ x \\ y \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 1 \\ x_1 & x_2 & x_3 \\ y_1 & y_2 & y_3 \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} L_1 \\ L_2 \\ L_3 \end{Bmatrix}. \quad (4.27)$$

Вирази для похідних по x і по y від функцій однорідних координат $f(L_1, L_2, L_3)$ має вигляд

$$\begin{aligned} \frac{\partial f}{\partial x} &= \frac{y_{23}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_1} + \frac{y_{31}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_2} + \frac{y_{12}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_3}; \\ \frac{\partial f}{\partial y} &= \frac{x_{32}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_1} + \frac{x_{13}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_2} + \frac{x_{21}}{2S} \frac{\partial f}{\partial L_3}. \end{aligned} \quad (4.28)$$

Виберемо функцію переміщення $[F]$ у формі

$$[F] = \begin{bmatrix} L_1 & 0 & L_2 & 0 & L_3 & 0 \\ 0 & L_1 & 0 & L_2 & 0 & L_3 \end{bmatrix}. \quad (4.29)$$

Тоді поле переміщень в будь-якій точці трикутника визначається співвідношенням

$$\begin{Bmatrix} u_x \\ u_y \end{Bmatrix} = [F] \vec{U}_\xi, \quad (4.30)$$

де

$$\vec{U}_\xi = [u_{x1} u_{y1} u_{x2} u_{y2} u_{x3} u_{y3}]^T. \quad (4.31)$$

Відомо, що в i -му вузлі трикутника переміщення u_x, u_y рівні його вузловим переміщенням u_{xi}, u_{yi} ($i = 1, 2, 3$). Обрана функція автоматично забезпечує зміну параметру зсуву з сусідніми елементами тому, що зрушення піддаються постійній зміні вздовж будь-якої сторони трикутника і при однаковому зрушенню в вузлах уздовж всієї внутрішньої сторони.

Диференціюючи функцію $[F]$ за допомогою матриці L (4.14)

отримаємо $[B(\xi_1, \xi_2, \xi_3)] = [L][F(\xi_1, \xi_2, \xi_3)]$. Враховуючи (5.28), знаходимо

$$[B] = \frac{1}{2S} \begin{bmatrix} y_{23} & 0 & y_{31} & 0 & y_{12} & 0 \\ 0 & x_{32} & 0 & x_{13} & 0 & x_{21} \\ x_{32} & y_{23} & x_{13} & y_{31} & x_{21} & y_{12} \end{bmatrix} \quad (4.32)$$

Так як матриця $[B]$ не залежить від координат L_1, L_2, L_3 і є числовою матрицею, то формула $[R_\xi] = \int_V [B]^T [D][B] dS$ дає наступні значення матриці реакції $[R_\xi]$:

$$[R_\xi] = S[B]^T [D][B]. \quad (4.33)$$

Тут матриця пружності $[D]$ визначається співвідношенням (4.18).

Визначивши вузлові переміщення $\vec{U}_\xi$ рішенням системи алгебраїчних рівнянь методом переміщень $[P]\vec{d} = \vec{T}$ для всієї конструкції, можна знайти напруження в будь-якій точці трикутника за формулою

$$\{\vec{\sigma}\} = [D][B]\vec{U}_\xi. \quad (4.34)$$

Так як матриця $[B]$ для трикутного трьох вузлового кінцевого елемента не залежить від координат, то напруження в будь-якій точці трикутника постійні. Рішення завдання зводиться до складання і розв'язання системи рівнянь рівноваги.

Маючи матрицю жорсткості $[k_i]$ окремих елементів, отримаємо матрицю жорсткості $[K]$ високих порядків для області, яка розглядається. Таким чином:

$$K = \sum [a_i]^T [k_i] [a_i] \quad (4.35)$$

Тут $[a_i]$ – матриця зв'язку номерів ступеню свободи при глобальній (для всієї області) та локальній (для даного елемента) нумерації.

Матриці $[a_i]$ мало заповнені, тому операція (4.35) виконується за допомогою безпосереднього підсумовування. Підсумовування вектора правої частини проводимо аналогічним способом. Рішення задачі зводиться до визначення невідомих переміщень з системи рівнянь

рівноваги

$$[k]\{\delta\}=\{F\} \quad (4.36)$$

де $\{\delta\}$ – вектор переміщень;

$\{F\}$ – вектор навантаження, в якому підсумовано фіктивні навантаження, наведені до вузлів.

Рішення системи рівнянь (в загальному випадку високого порядку) сильно спрощується тим, що матриця системи позитивно-визначена, симетрична і має стрічкову структуру. Після визначення полів переміщень, за формулою (4.16) і (4.18), розраховуємо поля деформації і напружень згідно з розробленим алгоритмом і програми розрахунку. Блок-схема розрахунку наведено на рис.4.9.

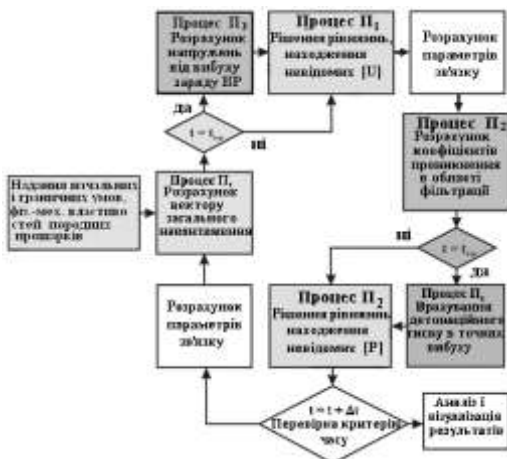


Рис. 4.9. Блок-схема розрахунку параметрів зв'язних процесів

Зі збільшенням глибини ведення гірничих робіт змінюється НДС масиву гірських порід і відповідно конфігурація поверхні вибою виробки, переходячи від прямолінійної до криволінійної по ходу її проведення [17, 23-25]. Для вирішення задачі виберемо наступні схеми поверхні вибою підготовчої виробки: I – вибій сферичної форми; II – вибій сферичної форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина довжиною $h/2$; III – вибій сферичної форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина довжиною h ; IV – вибій прямокутної форми з елементом врубу – компенсаційна порожнина; V – модель вибою

прямокутної форми з врубом. Оцінку напруженого стану будемо проводити по параметру, що характеризує ступінь різнокомпонентності полів напружень $Q = (\sigma_1 - \sigma_3)/\gamma H$, де σ_1, σ_3 – максимальні і мінімальні компоненти тензору головних напружень; γ – щільність верхніх шарів гірських порід; H – глибина розробки. Кінцево-елементна сітка досліджуваних моделей наведено на рис. 4.10, а розподіл параметру Q і його чисельні значення на рис. 4.11 і рис.4.12.

Розглянемо розподіл напружень у вибої виробки криволінійної конфігурації. З рисунків (рис. 4.11, мод. 1 а–д) видно, що зі збільшенням навантаження в моделі, починаючи від мінімальних її значень до максимальних, зона підвищених напружень формується на поверхні вибою, набуваючи її форму (рис. 4.11, мод. 1 а, з, $0,8 < Q < 1,2$). Далі при зростанні напружень до максимальних їх значень (рис. 4.11, мод. 1 з, темно-сірий колір $1,2 < Q < 1,6$), йде їх перерозподіл, а по осі виробки на поверхні вибою концентруються їх максимальні значення (рис. 4.11, мод. 1 з, темний колір $Q = 1,6$).

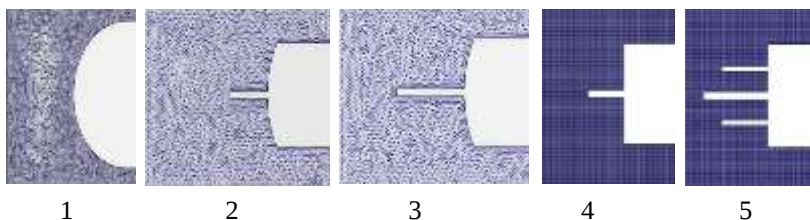


Рис. 4.10. Кінцево-елементна сітка досліджуваних моделей

- 1 – вибір виробки криволінійної конфігурації; 2 – вибір виробки криволінійної конфігурації з центральною компенсаційною порожниною довжиною $l_{\text{ком.пор.}} = 1/2 (h_{\text{вир}})$; 3 – вибір виробки криволінійної конфігурації з центральною компенсаційною порожниною довжиною $l_{\text{ком.пор.}} = (1,2-1,3)h_{\text{вир}};$ 4 – вибір виробки прямолінійної конфігурації з центральною компенсаційною порожниною $l_{\text{ком.пор.}} = 1/2 (h_{\text{вир}})$; 5 – вибір виробки прямолінійної конфігурації з комплектом врубів

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

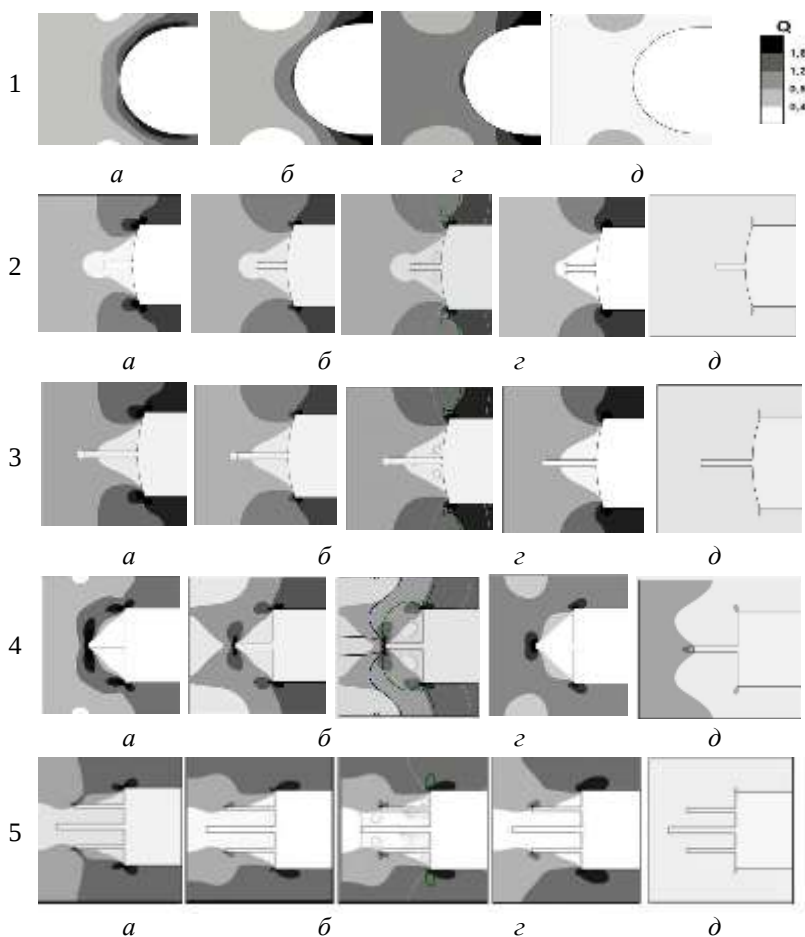


Рис. 4.11. Розподіл геомеханічного параметру Q для всіх типів моделей

1, 2, 3, 4, 5, – моделі виробок з вибоєм різної конфігурації;
 а) інтенсивність напружень; б) різниця головних напружень;
 в) різниця головних і мінімальних напружень; г) максимальні напруження;
 д) мінімальні напруження

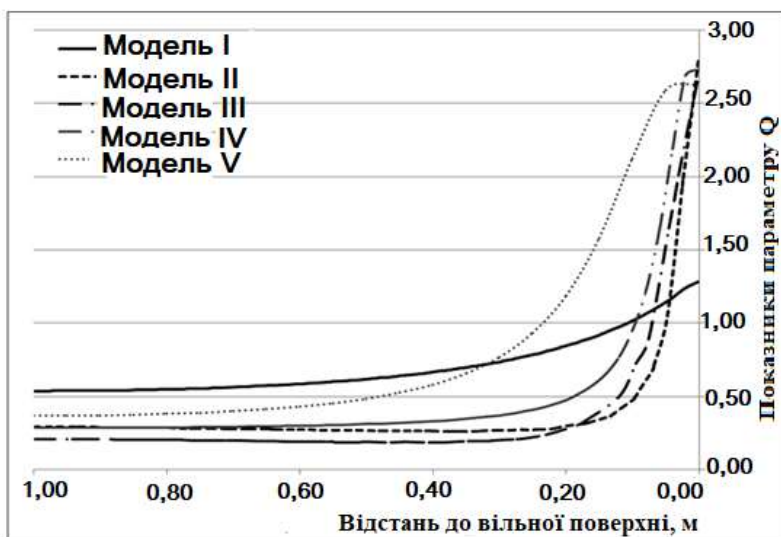


Рис. 4.12. Чисельні показники розподілу геомеханічного параметру Q вздовж осі, яка проходить через центр виробки в моделі

У разі, коли вибій має прямолінійну конфігурацію з одиночним компенсаційним шпуром довжиною $l_{\text{ком.шп.}} = 1/2h_{\text{вир.}}$, зона навколо шпуру зі зростанням інтенсивності напружень найбільш розвантажена (рис. 4.11, мод. 4 а, б, в, г, д), а максимальні навантаження (темний колір $Q = 1,6$) концентруються в торці шпура і кутових елементах – перехід «покрівля – поверхня вибою» і «підлога – поверхня вибою».

У другому випадку (рис. 4.11, мод. 2; мод. 3) у вибої криволінійної конфігурації, що має центральну компенсаційну порожнину довжиною $l_{\text{ком.шп.}} = 1/2h_{\text{вир.}}$ і відповідно компенсаційну порожнину $l_{\text{ком.шп.}} = (1,2-1,3)h_{\text{вир.}}$, розподіл напружень подібні. Видно, що зона розвантаження зі зростанням головних напружень в області компенсаційної порожнини прагне до збільшення її довжини по ходу проведення виробки, набуваючи форму воронки викиду на глибину, рівну $h_{\text{вир.}}$. Причому, область максимальних напружень формується на підлозі і покрівлі виробки (рис. 4.11, мод. 3 г, темний колір $Q = 1,2-1,6$).

Зовсім інша картина спостерігається для вибою прямолінійної конфігурації з комплектом врубів шпурів. Зона, в якій розташовано

комплект врубових шпурів, повністю розвантажена. Є незначна концентрація напружень в контактних зонах – «межа врубу – торцева частина шпуру» (рис. 4.11, мод. 5 *а, б, в, г, д*, світло-сірий колір $Q = 0,4-0,8$). У разі, коли модель має необмежений простір попереду вибою, можна встановити межу зони переміщення і формування головних напружень, які перебувають поза впливом технологічних процесів проведення підготовчих виробок.

На рис. 4.12 приведено розподіл головних напружень – σ_1 і σ_3 і їх інтенсивність уздовж осі, що проходить через центр виробки в моделі. Так, на поверхні вибою концентруються напруження різної інтенсивності, а з відстанню вони згасають, і формується зона поза впливом технологічних параметрів проведення виробки. З аналізу залежностей видно, що характер і чисельні значення головних напружень залежать від глибини залягання виробки, фізико-механічних властивостей породного масиву, а також його природної деформації.

Таким чином, результати досліджень показали, що у вибоях виробок, як прямої, так і криволінійної конфігурації рекомендується в центральній частині виробки розташовувати комплекти шпурів зі зміненими технологічними параметрами в сторону їх збільшення. Це дозволить перемістити і збільшити зону розвантаження по ходу проведення виробки і тим самим поліпшити умови роботи врубових шпурових зарядів при формуванні врубової порожнини з подальшим підриванням відбійних, допоміжних і оконтурюючих шпурових зарядів за цикл проходки по всьому перерізу виробки.

4.2. Обґрунтування чисельними методами раціональних параметрів врубу під час вибуху шпурового заряду ВР на компенсаційну свердловину

Для вибору і обґрунтування раціонального розташування шпурів у врубі навколо компенсаційної (випереджаючої) свердловини розв'яжемо задачу зміни НДС порід у вибої виробки під час вибуху шпурового заряду на компенсаційну свердловину в пружно-пластичній постановці за допомогою чисельних методів [79-80].

Під час підривання заряду у врубовому шпурі в гірничому масиві поширюється хвиля стиснення, накладаючи на існуюче поле напружень додаткові напруження, викликані вибухом.

Для розрахунку радіальної $\sigma_r(r, t)$ і тангенціальної $\sigma_\phi(r, t)$ складової

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

хвилі напружень при вибуху зосередженого заряду, в діапазоні відстаней $r = (20 \div 100) R_0$, де R_0 – радіус заряду, використаємо залежність для міцних напружених гірських порід:

$$\sigma_r(r, t) = \sigma_r \frac{\max e^{-\alpha(\tau - \tau_n)} \frac{\sin \beta \tau}{\sin \beta \tau_n} [\varepsilon_0(\tau) - \varepsilon_0(\tau - \tau_+)]}{},$$

$$\sigma_\phi(r, t) = \sigma_r \left\{ \frac{1}{3} \sin \left(\frac{\pi \tau}{\tau_n} \right) [\varepsilon_0(\tau) - \varepsilon_0(\tau - \tau_n)] - e^{-\alpha(\tau - 2\tau_n)} \frac{\sin \beta(\tau - \tau_n)}{\sin \beta \tau_n} [\varepsilon_0(\tau - \tau_n) - \varepsilon_0(\tau - \tau_n - \tau_+)] \right\}$$

де $\tau = t - t_{np}$ – час з моменту приходу хвилі напружень в задану точку r , мс;

t – теперішній час з моменту вибуху ВР, мс;

t_{np} – час приходу хвилі в задану точку r , мс;

$\tau_n = (a_1 + a_2 \bar{r}) R_0$ – час нарощування амплітуди напружень до максимального значення, с;

$\bar{r} = \frac{r}{R_0}$ – відносна відстань, м;

$\tau_+ = \pi / \beta$; $\sigma_r \frac{\max \rho_n c_n}{\bar{r}^{1,1}}$ – максимальне радіальне напруження в заданій точці r , МПа;

ρ_n – щільність породи, кг/м³;

c_n – швидкість звуку в породі, км/с;

$\sigma_\phi \frac{\max(c_1 + c_2 \bar{r})}{\bar{r}^{max}}$ – максимальні тангенціальні напруження в заданій точці r МПа;

$\alpha = \beta \operatorname{ctg}(\beta \tau_n)$ – коефіцієнт, який характеризує крутизну нарощування і спаду амплітуди хвилі напружень в часі;

$\beta = \frac{b_1 + b_2 \bar{r}}{R_0}$ – коефіцієнт, який характеризує тривалість позитивної фази хвилі напружень;

$$a_1 = (0,02 + 0,87 \cdot 10^{-8} \rho_n c_n) \cdot 10^{-3}, a_2 = (0,19 + 0,122 \cdot 10^{-7} \rho_n c_n) \cdot 10^{-4},$$

$$b_1 = 150 + 27 \cdot 10^{-6} \rho_n c_n, b_2 = -0,2 \cdot 10^{-7} \rho_n c_n,$$

– розмірні коефіцієнти, що залежать від типу породи; $\varepsilon_0(\tau) = \begin{cases} 1, & \text{при } t \geq 0, \\ 0, & \text{при } t < 0, \end{cases}$ – розривна функція нульового порядку.

Коли хвиля стискання підходить до відкритої поверхні, вона

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

відбивається від неї, трансформуючись у хвилю розтягування, центром якої є точка, симетрична центру вибуху щодо поверхні вибою.

Нестационарний напружено-деформований стан породного масиву в околиці гірничої виробки описується системою рівнянь:

$$\sigma_{ij,j} + X_i(t) + Y_i(t) + T_i(t) + P(t) = \rho_n \left(\frac{\partial^2 u_i}{\partial t^2} \right), \quad i, j = x, y \quad (4.37)$$

де $\sigma_{ij,j}$ – похідні компоненти тензору напружень по x, y ;

t – час, с;

$X_i(t)$ – зовнішні сили;

$Y_i(t)$ – сила впливу вибухової хвилі;

$T_i(t)$ – сили, викликані внутрішнім тертям, $T_i(t) = -c_g \partial u_i / \partial t$, МПа;

c_g – коефіцієнт демпфування, який визначається експериментально;

$P(t)$ – сила утвореного під час вибуху газу, що діє на масив, МПа;

ρ_n – щільність породи, кг/м³.

Для математичного опису процесу переходу гірських порід в порушений стан застосовано умови міцності Кулона-Мора, які враховують можливість виникнення руйнування, як в результаті зсуву, так і в результаті відриву.

Початкові і граничні умови для даної задачі:

$$\begin{aligned} \sigma_{yy}|_{t=0} &= \gamma H; \\ \sigma_{xx}|_{t=0} &= \lambda \gamma H; \\ \sigma_{zz}|_{t=0} &= \lambda \gamma H; \\ u_x|_{\Omega_1} &= 0; \\ u_y|_{\Omega_2} &= 0; \end{aligned} \quad (4.38)$$

де γ – щільність шарів масиву гірських порід, кг/м³;

H – глибина розробки, м;

λ – коефіцієнт бічного розпору;

$\Omega_1(t)$ – вертикальні межі зовнішнього контуру.

Для моделювання дії вибуху в нашій задачі задамо тиск газів p_0 в точці вибуху. Тиск на стінки шпuru маємо [12-13]:

$$p_0 = p_d / 2,$$

де p_d – детонаційний тиск, який враховує показники імпульсу і бризантну дію ВР, МПа.

Детонаційний тиск – один з основних параметрів ударних хвиль. Значення тиску детонації було наведено авторами роботи [13] для трьох типів промислових ВР. Виходячи з отриманих даних $p_d = 1500-2400$ МПа, а саме, до початкових значень тиску детонації (4.38) було додано тиск:

$$p|_{t=t_{виб}, x=x_{виб}, y=y_{виб}} = \frac{p_d}{2}, \quad (4.39)$$

де $t_{виб}$ – момент вибуху, мс;

$x_{виб}$, $y_{виб}$ – координати центру вибуху.

Щоб отримати рішення рівняння (4.37) з початковими і граничними умовами (4.38), (4.39) на певному часовому проміжку застосовується кінцево-різницевий метод. При цьому вважається, що в початковий момент часу $t = 0$ розподіл напружень задано, і для досить малих значень за допомогою ітераційних співвідношень отримано розподіл напружень на момент часу $t + \Delta t$. Цей процес триває від початкового стану до будь-якого поточного моменту часу.

Для оцінки напруженого стану використано геомеханічні параметри $Q = (\sigma_1 - \sigma_3)/\gamma H$ і $P = \sigma_3/\gamma H$, які характеризують ступінь різнокомпонентності полів напружень і крихкого руйнування гірських порід.

Розглянемо вибій виробки, в якому пробурена компенсаційна свердловина діаметром 400 мм. При цьому діаметр шпуру для підривання заряду складає 40 мм ($R_0 = 20$ мм). Глибина проведення виробки – 1000 м. Порода, яка руйнується – пісковик, а його властивості приведено в табл. 4.1.

Розрахунки проводили МКС з урахуванням ефекту відображення хвилі від вільної поверхні, згідно кінцево-елементної сітки (рис. 4. 13) при відстанях l між врубовим шпуром і свердловиною, рівними 200 мм; 400 мм; 600 мм і 800 мм і отримано розподіл значень параметру тензору головних напружень (Q) і зони непружних деформацій (рис. 4.14) для чотирьох розглянутих випадків.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 4.1.

Фізико-механічні властивості гірської породи

Порода	Щільність ρ , кг/м ³	Межа міцності на стискання $\sigma_{сж}$, МПа	Межа міцності на розтягування, σ_p , МПа	Модуль пружності, E , МПа	Коефіцієнт Пуасона, μ	Зчеплення, C , МПа	Кут внутрішнього тертя, φ°	Швидкість подовженої хвилі, V_p , м/с
Пісковик («ДТЕК–Павлоград-вугілля», ш. Дніпровська, покрівля пласту C_{10})	$2,73 \cdot 10^{-3}$	151,4	22,3	$4,5 \cdot 10^4$	0,44	39,4	35	$4,0 \cdot 10^3$

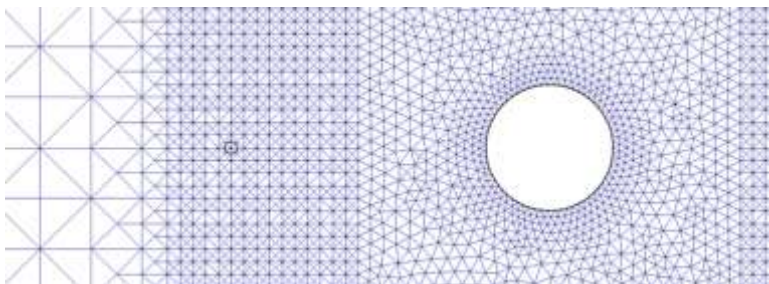


Рис. 4.13. Фрагмент кінцево-елементної сітки зі свердловиною і врубним шпуром

Із рисунків видно, що навколо свердловини формується зона розвантажених гірських порід. В результаті дії вибуху навколо заряду утворюється зона повністю зруйнованих порід, далі розташовані зона сильно порушених порід (темно-сірий колір, $0,8 < Q < 1,2$) і зона підвищеної тріщинуватості (світло-сірий колір, $0,4 < Q < 0,8$). Близька до врубних шпурів ділянка поверхні випереджаючої свердловини (чорний колір, $Q > 1,6$), рис. 4.14, *a* і рис. 4.14, *б*, руйнується в результаті дії відбитої від вільної поверхні хвилі розтягування.

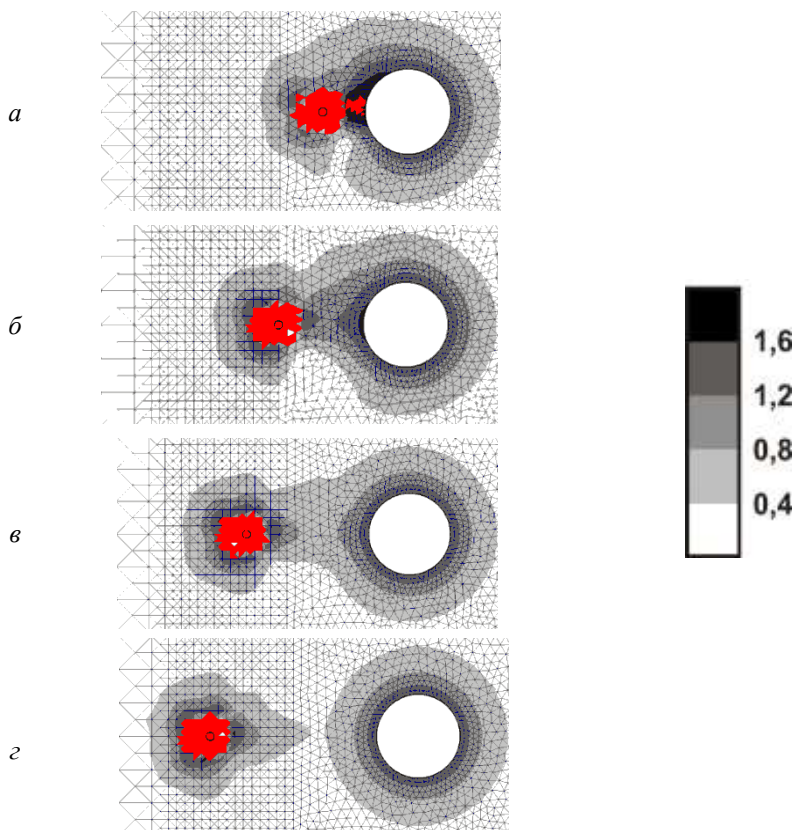


Рис. 4.14. Розподіл геомеханічного параметру Q і зона непружних деформацій

$a - l = 200 \text{ мм}$; $б - l = 400 \text{ мм}$; $в - l = 600 \text{ мм}$; $г - l = 800 \text{ мм}$

У разі, коли заряд знаходиться близько від компенсаційної свердловини $l = 200 \text{ мм}$, зона повністю зруйнованих порід виходить на вільну поверхню (рис. 4.14, *a*), а порожнина від вибуху і порожнина сформована біля компенсаційної свердловини утворюють єдину область. У другому випадку, рис. 4.14, *б*, об'єднуються зони сильно порушених порід навколо свердловини і підірваного заряду. Це дає підставу для припущення, що для відстані між врубним шпуром і свердловиною

рівними $l = 400$ мм область руйнування вийде на вільну поверхню, а при $l = 600$ мм, рис. 4.13, в, порожнину від вибуху відділяється від поверхні свердловини перемичкою з тріщинуватих, але не зруйнованих повністю гірських порід. В останньому випадку дію вибуху ніяк не позначається на стані порід, що безпосередньо прилягають до поверхні компенсаційної свердловини, рис. 4.14, з.

На рис. 4.15 наведено значення розподілу максимальної компоненти тензору головних напружень $\sigma_1 - \sigma_3$, віднесених до γH , уздовж осі, що проходить через центри компенсаційної свердловини і врубового шпуру. Із рисунку видно, що при збільшенні відстані між компенсаційною свердловиною і врубовим шпуром пік стискаючих напружень зміщується від вільної поверхні, зменшуючи ймовірність руйнування поверхні свердловини.

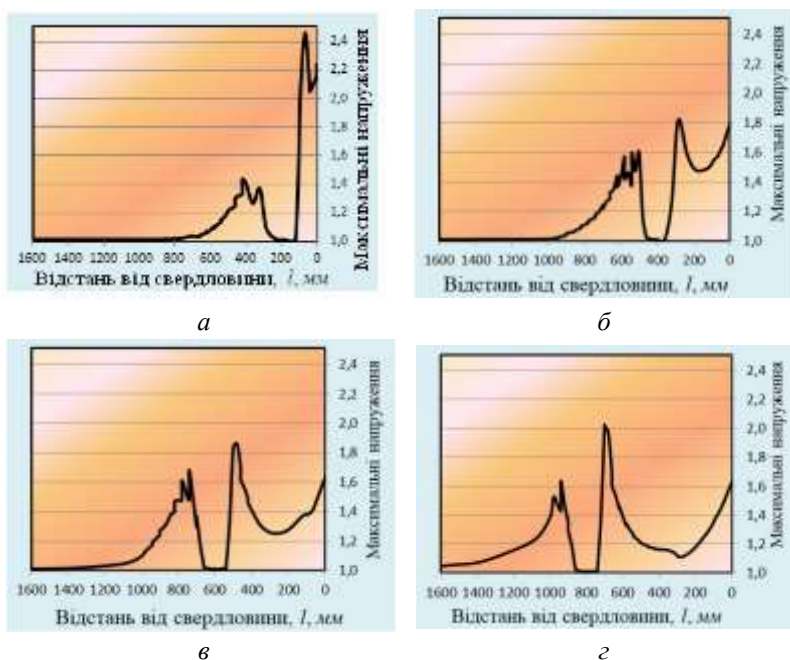


Рис. 4.15. Розподіл максимальних напружень уздовж осі, що проходить через центри свердловини і шпур

$a - l = 200$ мм; $б - l = 400$ мм; $в - l = 600$ мм; $з - l = 800$ мм

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

На рис. 4.16 приведено розподіл значень мінімальної компоненти тензору головних напружень σ_3 , віднесених до γH уздовж осі, що проходить через центри кіл компенсаційної свердловини і врубового шпуру. На цих рисунках показано переміщення хвилі розвантаження від центру вибуху між свердловиною і шпуром де видно ділянку з найбільш розвантаженою зоною для перших двох випадків (рис. 4.16, *a* і рис. 4.16, *б*).

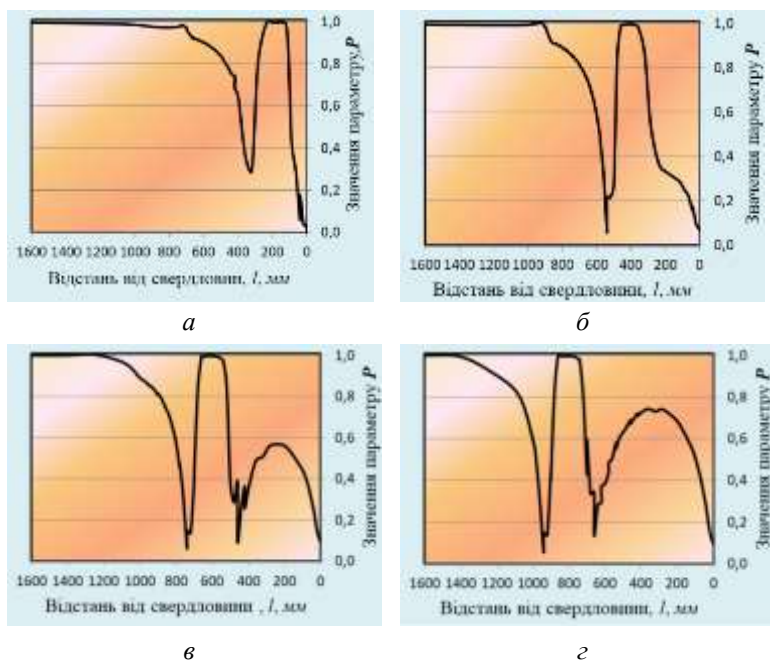


Рис. 4.16. Розподіл параметра P уздовж осі, що проходить через центри кіл шпура і свердловини

a – $l = 200$ мм; *б* – $l = 400$ мм; *в* – $l = 600$ мм; *г* – $l = 800$ мм

4.3. Теоретині дослідження дії набивки під час вибуху шпурового заряду ВР в напруженому гірському масиві методом великих частинок

Досягнення ефективного результату в руйнуванні гірських порід енергією вибуху зарядів ВР залежить від значної кількості параметрів, які впливають на проведення прохідницьких робіт в шахтах на глибоких горизонтах, а саме напружено-деформований стан (НДС) масиву гірських порід. Вирішення наведеної вище проблеми сприятиме розв'язанню задачі пошуку і обґрунтуванню раціональних параметрів заряду ВР, типу набивки, які працюють в умовах напружено-деформованого масиву гірських порід, що руйнується енергією вибуху.

До теперішнього часу проведена значна кількість теоретичних досліджень, але це стосувалось одно або двох зазначених факторів із загальної задачі і не враховувався весь комплекс умов при веденні БПР. Із них 90 % всіх робіт присвячені вивченню дії на тверде середовище шпурових і свердловинних зарядів, розрахунки параметрів хвиль напружень під час вибуху подовженого заряду в гірських породах, визначенню зон вибухового руйнування в масиві, зон перездрібнення, дослідження впливу параметрів набивки на процес руйнування та інші. Тому, задача обґрунтування раціональних параметрів конструкції зарядів ВР, типу використовуваної набивки з урахуванням НДС масиву при формуванні врубової порожнини і відбійки гірських порід залишається невирішеною і до теперішнього часу.

Для вирішення завдання щодо обґрунтування раціональних параметрів шпурових і свердловинних зарядів запропоновано метод чисельного рішення рівнянь гідродинаміки – метод великих частинок [81]. Використання запропонованого методу було спрямовано в основному на дослідження впливу властивостей набивки на роботу шпурового (свердловинного) заряду в породному масиві. З огляду на неоднорідність порід гірського масиву, недостатньо високу вірогідність фізичних параметрів, що описують властивості порід, що руйнуються і типу ВР, а також існуючу невизначеність в рівняннях стану набивки, порід гірського масиву, зруйнованої породи, продуктів вибуху ВР не можливо розрахунковим шляхом отримати точні кількісні параметри раціонального шпурового (свердловинного) заряду. Ці розрахунки дозволять визначити шляхи підвищення ефективності роботи заряду вибухової речовини, оцінити раціональні його параметри, що значно

прискорить етап експериментальних досліджень у вирішенні завдання розробки ефективних конструкцій шпурових (свердловинних) зарядів.

Тому, при проведенні розрахунків ефективності роботи заряду оцінювали по глибині і зовнішньому діаметру воронки викиду. Основною фізичною ідеєю, покладеною в ці розрахунки, була ідея підвищення ефективності дії заряду ВР при руйнуванні породного масиву за рахунок збільшення часу запираючої дії набивки. Тому, теоретичні дослідження обмежувалися вивченням ролі трьох чинників: час запирання продуктів вибуху набивкою, типу її і НДС масиву в її околиці.

Зупинимося в першу чергу, на ролі напруженого стану. Як показали результати розрахунків, руйнування породи масиву відбувається в два етапи.

Перший етап пов'язаний з впливом на масив ударної хвилі, енергетичним джерелом якої є детонаційна хвиля ВР. У разі, якщо міцність породи на стискання ($\sigma_{стк}$) менше тиску за фронтом детонаційної хвилі, то в околиці заряду відбувається дроблення порід за рахунок високих негативних значень σ_{rr} і σ_{zz} (стискання), так і за рахунок великих позитивних значень $\sigma_{\theta\theta}$ (розтягання). При цьому, як показують експерименти і практика, в околиці заряду вибухової речовини утворюється зона перездрібненої породи. Відбійка, переміщення і подрібнення гірської породи – це процес утворення вільної поверхні, що вимагає великих витрат енергії з подальшим формуванням значних обсягів новоутвореної поверхні.

Другий етап руйнування породного масиву пов'язаний з хвилями розвантаження, діючими з боку повітря після виходу ударної хвилі на поверхню розділу фаз і з боку шпуру (свердловини) при падінні тиску в продуктах вибуху.

В якості ілюстрації, наведеної на рис. 4.17, зображено частину зруйнованого масиву, який складається з двох зон, при $[\sigma_{стк}] < P_{ВР}$. Верхня зона обумовлена в основному дією хвиль розтягування (розвантаження), а нижня – дроблення породи ударною хвилею.

У разі, якщо $[\sigma_{стк}] > P_{ВР}$ спостерігається одна зона руйнування, обумовлена дією хвиль розрідження і яка сформована після проходження ударної хвилі через розрахункову область (рис. 4.18.).

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд



Рис. 4.17. Частка гірського масиву, зруйнованого шпуровим зарядом ВР, при якому, $[\sigma_{\text{сгк}}] < R_{\text{ВР}}$



Рис. 4.18. Частка гірського масиву, зруйнованого шпуровим зарядом ВР, при якому, $[\sigma_{\text{сгк}}] > R_{\text{ВР}}$

Встановлено, що на ефективність прохідницького циклу при підземному видобутку корисних копалин істотно впливає НДС масиву, який залежить від статичного тиску, створеного вище розташованими породами, геометрією виробки та від виробленого простору при бурінні шпурів (свердловин). З цього випливає, що в процесі вибухового руйнування і розльоту порід, НДС у виробці при динамічному впливу на масив змінюється. При цьому, можна вважати, що НДС масиву «миттєво» змінюється під дією поточних умов, а ефективність роботи врубових зарядів ВР забезпечується за рахунок розміщення їх попереду зони опорного тиску.

Використання набивки, що розширюється при твердінні, призводить до додаткового радіально симетричного стискання гірського масиву навколо шпуру (свердловини). Завдання визначення дії цього поля напружень вирішена в роботі [81] для випадку, коли в шпурі (свердловині) радіусу a задано гідростатичний тиск P . Залежності компонентів тензора напружень від відстані до осі шпуру (свердловини) мають вигляд (рис. 4.19):

$$\sigma_r = \sigma_\phi = \sigma_z = -P, \text{ як що } r \leq a, \quad (4.40)$$

$$\sigma_r = -P \left(\frac{a}{r}\right)^2, \sigma_\phi = -P \left(\frac{a}{r}\right)^2, \sigma_z = 0, \text{ як що } r > a. \quad (4.41)$$

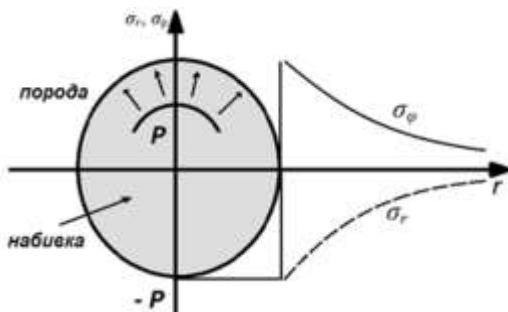


Рис. 4.19. Напруження в системі «набивка – порода»

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

При проведенні розрахунків, зв'язок матеріалу набивки з масивом враховувалась початковими умовами: в гідродинамічному наближенні в матеріалі набивки $\sigma_{\theta\theta} = \sigma_{rr} = \sigma_{zz}$. Початкові напруження σ_{zz} визначалися через тиск в набивці P , коефіцієнтом бічного розпору γ і коефіцієнтом тертя ковзання набивки за матеріалом масиву f_T :

$$\sigma_{zz} = -2\pi a l_z \gamma f_T (\sigma_{\theta\theta} = \sigma_{zz}). \quad (4.42)$$

Властивості матеріалу набивки, наведено в таблиці 4.2 [82].

Таблиця 4.2

Фізико-механічні властивості матеріалу набивки

Матеріал набивки	Показники				
	Тангенс кута внутрішнього тертя, $\text{tg } \alpha$	Щільність ρ , кг/м^3	Коефіцієнт тертя о стінки шпура при русі, $K_{\text{тер}}$	Коефіцієнт бокового опору K_5	Параметр β $\beta = \frac{4K_{mp}K_5}{d}$
Пісок	0,55	1550	0,06	0,33	1,72
Глина	0,37	1300	0,04	0,46	1,62
Суміш: пісок-глина 1:3	0,50	1710	0,05	0,43	2,05
Суміш, що розширюється при твердінні	0,66	2110	0,066	0,39	2,45

Для набивки із традиційних матеріалів початкові умови такі:

$$\sigma_{\theta\theta} = \sigma_{rr} = \sigma_{zz} = 0, \text{ тоді можна вважати, що } P \approx 0.$$

Результати розрахунків показали, що час запирання набивки із суміші, що твердіє більше, ніж для традиційних матеріалів і в рівній мірі визначається дією тиску на бокову поверхню шпура при її розширюванні, так і інертними властивостями набивки, зумовленими збільшенням

щільності її матеріалу. При цьому обсяг зруйнованого матеріалу збільшувався приблизно на 20%.

У процесі досліджень також вирішувалось завдання встановлення оптимальної довжини набивки. Априорі зрозуміло, що занадто велика довжина набивки веде до того, що заряд ВР поводить себе як камуфлетний, а при малій довжині набивки зменшується час утримання продуктів вибуху в свердловині. Результати розрахунків, представлені на рис. 4.20, підтверджують ці міркування. В якості критерію ефективності роботи заряду в даному випадку є глибина воронки викиду.

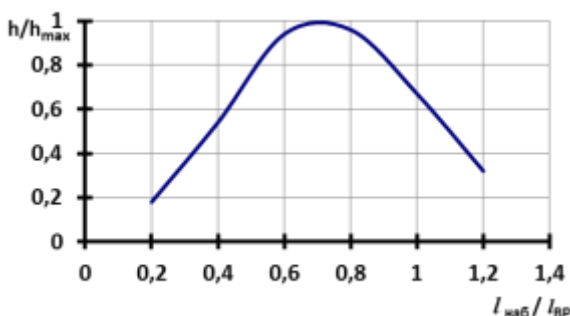


Рис. 4.20. Залежність відносної глибини воронки викиду зруйнованого середовища по відношенню довжини набивки до довжини заряду ВР

Із рис. 4.20 видно, що оптимальні значення $l_{\text{наб}}/l_{\text{ВР}}$ знаходяться в інтервалі 0,6-0,8.

4.4. Експериментальні дослідження руйнування твердих середовищ зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

4.4.1. Розробка способу моделювання вибухового руйнування гірських порід

Для вивчення і оцінки впливу дії вибуху зарядів ВР різних конструкцій на тверде середовище, яке перебуває в напруженому стані, нами розроблений спосіб моделювання вибухового руйнування гірських

порід. Пріоритет способу захищено патентом України № 104707 [83].

Спосіб включає формування в сталевий циліндричної формі моделі яка знаходиться в стані «затиску», що моделює напружений стан гірського масиву з забоем виробки і розміщенням в центрі моделі елементів врубу шляхом установки циліндричних вставок, починаючи з компенсаційної порожнини, а навколо неї в вершинах вписаного квадрату – вибухових порожнин, розміщення в них ВР, комутації вибухової мережі і підрив їх на компенсаційну порожнину.

Згідно розробленого способу спочатку в сталеву циліндричну форму навкруги якої монтують обойму, що імітує стан «затиску» твердого середовища з однією вільною поверхнею заливають піщано-цементне тісто. Далі в центрі моделі формують елементи вруба шляхом розміщення циліндричних вставок, починаючи з компенсаційної порожнини, а навкруги неї по колу радіусом $R = (0,3-0,35) d_{\text{мод}}$ в вершинах вписаного квадрату – вибухові порожнини. Після набору 30 % міцності моделі з неї витягують циліндричні вставки і витримують до максимальної міцності. Далі в підготовлених порожнинах розміщують ВР, встановлюють ініціатор, гирло шпуру герметизують набивкою, комутовують вибухову мережу з вибуховим пристроєм і підривають з уповільненням на компенсаційну порожнину. При цьому якість дроблення зруйнованої частини моделі оцінюють по діаметру середнього куска згідно виразу

$$d_{cp} = \sum_{i=1} w_i d_i, \quad (4.43)$$

де w_i – склад i -ї фракції або i -го куска, %; d_i – середній розмір i -го куска або i -ї фракції, см, а параметр, що характеризує працездатність зарядів при формуванні новоутвореної поверхні із співвідношення

$$S_n = \frac{6}{\rho} \left[\frac{m_1}{d_{1cp}} + \frac{m_2}{d_{2cp}} + \frac{m_3}{d_{3cp}} + \frac{m_4}{d_{4cp}} + \dots + \frac{m_{in}}{d_{incp}} \right], \text{ см}^2 \quad (4.44)$$

де S_n – площа новоутвореної поверхні, см²; d_{incp} – середній розмір i -ї фракції, см; m_i – маса i -ї фракції, г; R – радіус кола; $d_{\text{мод}}$ – діаметр моделі.

4.4.2. Методика експериментальних досліджень руйнування твердого середовища під час дії вибуху зарядів ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

Для обґрунтування раціональних параметрів буропідричних робіт при руйнуванні міцних гірських порід на великих глибинах при проведенні виробок в умовах підвищеної напруженості гірського масиву часто не враховуються особливості його руйнування в місцях дії сил гірського тиску. Це призводить до підвищеного об'єму бурових робіт, питомих витрат ВР і засобів підривання. Тому вивчення впливу зазначених факторів є необхідною умовою для практичного вирішення питань розробки нових технологічних паспортів БПР в статично напружених породах, що забезпечить високі темпи проведення та якісне оконтурювання виробок, зниженню засмічення корисних копалин при її відбійці. У зв'язку з цим значний інтерес представляють дослідження, спрямовані на виявлення основних закономірностей руйнування твердих середовищ в стані «затиску», врахування яких дозволить розробити раціональні геометричні параметри врубу при проведенні підготовчих виробок на великих глибинах в міцних напружених породах.

Для обґрунтування конструкцій зарядів у врубі з незарядженою компенсаційною порожниною різного діаметру при їх спільному руйнуванні структурно-однорідного твердого середовища і вивчення механізму формування врубової порожнини на моделях, виготовлених з оптично активних матеріалів (органічне скло) були розроблені спеціальні методики [65, 84] відповідно до розробленого способу моделювання [83].

Згідно програм-методик передбачалось проведення *двох серій експериментів*:

- дослідження по обґрунтуванню конструкцій зарядів при їх спільному навантаженні структурно-однорідних моделей з компенсаційною порожниною різного діаметру у врубі;
- дослідження механізму формування врубової порожнини при спільному навантаженні моделей із оптично прозорого матеріалу комплектами зарядів ВР на компенсаційну свердловину у врубі із застосуванням швидкісної фотореєстрації кінокамерою СФР-2М.

Для реалізації першої серії експериментів були виготовлені моделі з піщано-цементної суміші в пропорції 1:1 і вода 0,5 %. Піщано-цементну суміш заливали в сталеву циліндричну форму (1) діаметром 270 мм, а висотою 200 мм і товщиною стінок 3–4 мм (рис. 4.21, а, б) з однією вільною поверхнею. Причому на зовнішню поверхню якої, монтують обойму (2), що імітує стан «затиску» твердого

середовища. Далі в центрі моделі формують елементи врубу. Спочатку розміщують циліндричну вставку, формуючи компенсаційну порожнину (3) різного діаметру – 50, 60 і 100 мм глибиною 180 мм, а навколо неї по колу радіусом $R = (0,3-0,35) d_{\text{мод}}$ (4) в вершинах вписаного квадрата (5) – вибухові порожнини (6) – шпури на глибину 170 мм для розміщення в них зарядів ВР (рис. 4.22.). Після набору 30 % міцності моделі з неї виймали циліндричні вставки і витримували до максимальної міцності. Також для визначення фізико-механічних властивостей матеріалу моделей одночасно з виготовленням основних моделей виготовляли зразки кубічної форми з ребром рівному 40 ± 2 мм для визначення: щільності (ρ), швидкості поздовжніх хвиль (C_p) і міцності на одновісне стискання ($\sigma_{\text{ст}}$) матеріалу моделей відповідно до діючих Держстандартів.

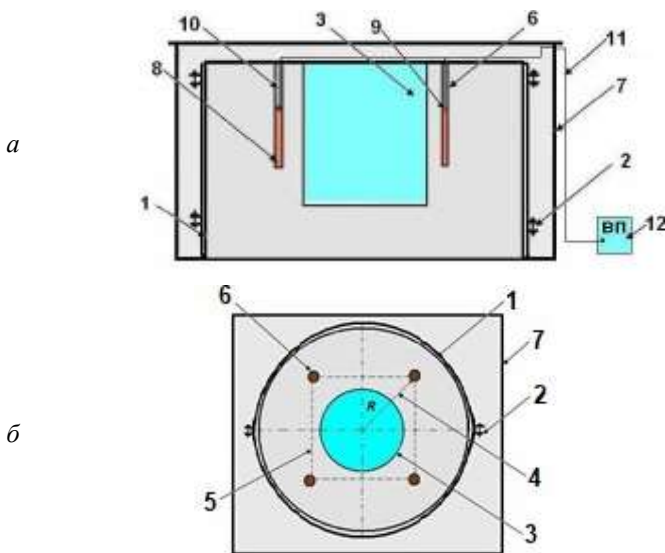


Рис. 4.21. Схема моделі в вибуховій камері

а – вид моделі в камері збоку; б – вид моделі зверху; 1 – модель; 2 – обойма для стискання форми з моделлю; 3 – компенсаційна порожнина; 4 – радіус кола; 5 – вписаний квадрат; 6 – вибухові порожнини; 7 – вибухова камера; 8 – заряд ВР; 9 – ініціатор; 10 – набивка; 11 – вибуховий ланцюг; 12 – вибуховий пристрій

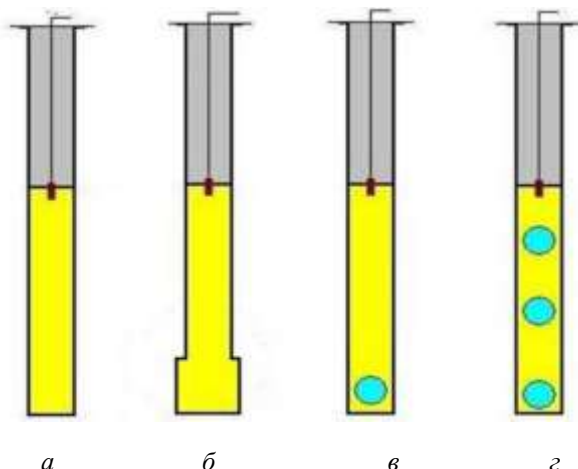


Рис. 4.22. Конструкції зарядів ВР

*а; б; в; г – постійного перерізу; з розширенням в торці шпура;
зі сферичною вставкою в торці шпура;
з рівномірно розташованими по колонії сферичними вставками*

У підготовлених вибухових порожнинах моделі формували заряди різних конструкцій (рис. 4.22): заряд постійного перерізу; заряд з розширенням в торці; заряд зі сферичною вставкою в торці свердловини (шпуру); заряд ВР з сферичними вставками, які рівномірно чергуються по колонії. В зформовані заряди (8) розміщали ініціатор (9), а гирло герметизували набивкою (10). Потім підготовлену модель встановлювали у вибухову камеру (7), заряди комутували у вибухову мережу (11) з вибуховим пристроєм (12) і підривали з укриття.

Обґрунтування ефективної конструкції заряду ВР буде оцінено за результатами дроблення моделей. Зруйновану вибухом частину моделі відокремлюють від основної і розміщують в спеціальну ємність для подальшого аналізу гранулометричного складу за відомими методиками [39] з використанням аналізатора ситового АЗ0 і набору лабораторних сит СЛ-200 №58. Дані експериментів заносять в таблицю, сформовану в Додатку MS Excel, обробляють їх і будують кумулятивні криві розподілу гранулометричного складу зруйнованої частини моделі зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину діаметром рівним – 50, 60 і 100 мм.

Другу серію експериментів буде проведено згідно розробленої методики [65] для чого були виготовлені моделі з органічного скла у вигляді куба розміром 150х150х150 мм відповідно до параметрів поля зору камери СФР-2М. У підготовлених до досліджень моделях в центрі однієї з граней, яка має форму виробки, свердлили компенсаційну порожнину діаметром 15–20 мм довжиною 75 мм, а навкруги елементи призматичного крокуючого врубу – шпури різної довжини.

У пробурених зарядних порожнинах (шпурах), які формують контур врубової порожнини розташовували заряди змінного перерізу з сферичної вставками в центрі заряду діаметром $0,5d_{\text{зар.}}$ і $(0,8–0,9) d_{\text{зар.}}$, де, $d_{\text{зар.}}$ – діаметр заряду, а в коротких – суцільної конструкції з використанням вибухової композиції із суміші: тен+ТРП [61] масою 200 мг. Устя зарядної порожнини герметизували набивкою із кварцового піску довжиною 5–8 діаметрів заряду. Підготовлені заряди з'єднували в ланцюг з уповільненням між групами зарядів і вибуховим приладом, який синхронізований з камерою СФР-2М і підривали.

4.4.3. Експериментальні дослідження впливу конструкцій зарядів ВР і діаметра компенсаційної порожнини на характер руйнування твердого середовища

Експериментальні дослідження по вивченню механізму дії вибуху подовжених зарядів ВР різних конструкцій у врубі з компенсаційною порожниною при руйнуванні структурно-однорідного твердого середовища, що знаходяться в стані «затиску», була проведена:

– 1-ша серія експериментальних досліджень в полігонних умовах ПрАТ «ДФДК». Підготовку та виготовлення моделей здійснювали, відповідно до методики, наведеної в підрозділі 4.4.2. У вибухових порожнинах розміщували вибухову композицію із суміші: тен + ТРП [61]. Загальна маса ВР в зарядах складала 4,0 г. Питомі витрати ВР – 0,33 кг / м³.

Вибухову суміш поміщали в паперові циліндри (патрони), в яких формувались заряди суцільної конструкції і змінного по висоті перерізу. Зовнішній діаметр патронів становив 0,95 від діаметра зарядної порожнини, а внутрішній – 0,92. Заряди змінного перерізу формувались шляхом створення котлового розширення в торці зарядної порожнини, розміщення сферичних порожнин в торці зарядної порожнини і рівномірно по колонці заряду.

Підготовлену до досліджень модель встановлювали в металевому

боксі (вибухова камера) і дистанційно підривали вибуховим пристроєм ВПК [40] з укриття.

Після вибуху оцінювали якість дроблення відбитої частини моделі при дії групи зарядів ВР на компенсаційну порожнину. Зруйновану частину моделі аналізували за двома основними показниками: характер руйнування моделі в цілому і ступеню подрібнення відбитої від основної частини моделі руйнуючого середовища при взаємодії групи зарядів на компенсаційну порожнину.

При обробці гранулометричного складу визначали загальну масу зруйнованої вибухом частини моделі, кількість дрібних і великих фракцій, новоутворену поверхню і діаметр середнього куску. Діаметр середнього куску визначали за формулою (4.43), а новоутворену поверхню – з виразу (4.44).

Результати обробки експериментальних даних наведено в табл. 4.3.

Аналіз досліджень показав, що під час вибуху суцільного заряду і заряду з котельним розширенням в торці шпуру сформована система радіальних тріщин, але помітного збільшення обсягу зруйнованої частини моделі не встановлено [84]. Що ж стосується моделей, зруйнованих вибухом зарядів ВВ зі сферичною вставкою в торці шпуру і рівномірно розосереджених по колонці, в місцях їх розташування, сформована система радіальних тріщин, спрямованих вглиб моделі, а також, виявлені ділянки з розплавленими вкрапленнями у вигляді шматочків окатишів зруйнованої моделі (слід від вибуху заряду ВР змінного перерізу, рис. 4.23).

Після видалення зруйнованої вибухом частини моделі і його подальшого розсіву, на місці граничної глибини компенсаційної порожнини (130–180 мм) утворилась поверхня у вигляді усіченого конуса, мала основа якого дорівнює діаметру компенсаційної порожнини (100 мм), а бічна поверхня незруйнованої частини моделі прийняло форму еліпсу.

Після видалення зруйнованої вибухом частини моделі із металевої форми і його подальшого розсіву, на місці граничної глибини компенсаційної порожнини (130–180 мм) утворилась поверхня у вигляді усіченого конуса, мала основа якого дорівнює діаметру компенсаційної порожнини (100 мм), а бічна поверхня незруйнованої частини моделі прийняло форму еліпсу.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 4.3.

Результати руйнування піщано-цементних моделей вибухом заряду ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

Конструкції зарядів	Маса зруйнованої вибухом частки моделі, m , кг	Діаметр середнього куска $d_{\text{ср}}$	Склад фракцій (в %), зруйнованою вибухом моделі		Об'єм зруйнованої вибухом моделі, $V \cdot 10^{-3}$, м ³	Знов утворена нова поверхня, S_n , см ²
			$d_i < 20$ мм	$d_i > 50$ мм		
Діаметр компенсаційної порожнини $d_{\text{кп}} = 100$ мм						
Заряд постійного перерізу	1,397	15,65	57,7	28,1	0,726	66,0
Заряд зі сфериною вставкою в торці шпура	3,965	33,53	34,2	34,4	2,06	101,7
Заряд з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками	2,825	37,7	32,8	39,2	1,50	123,0
Заряд з котловим розширенням в торці	2,325	27,9	38,4	20,6	1,20	68,3
Діаметр компенсаційної порожнини $d_{\text{кп}} = 60$ мм						
Заряд постійного перерізу	2,450	42,7	27,5	51,4	1,27	137,5
Заряд зі сферичною вставкою в торці шпура	3,360	32,4	43,0	36,8	1,74	101,8
Заряд з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками	3,804	30,2	44,5	39,2	2,0	89,1
Заряд з котловим розширенням в торці	2,905	47,0	15,45	60,0	1,5	163,0

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Закінчення табл. 4.3.

Конструкції зарядів	Маса зруйнованої вибухом частки моделі, m , кг	Діаметр середнього куска $d_{\text{ср}}$	Склад фракцій (в %), зруйнованою вибухом моделі		Об'єм зруйнованої вибухом моделі, $V \cdot 10^{-3}$, м ³	Знов утворена нова поверхня, $S_{\text{н.}}$, см ²
			$d_i < 20$ мм	$d_i > 50$ мм		
Діаметр компенсаційної порожнини $d_{\text{кп}} = 50$ мм						
Заряд постійного перерізу	2,569	36,4	32,0	41,6	1,33	117,7
Заряд зі сферичною вставкою в торці шпура	3,965	33,53	34,2	34,4	2,06	85,7
Заряд з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками	3,176	30,3	39,2	29,2	1,65	89,0
Заряд с котловим розширенням в торці	2,777	48,8	16,8	63,3	1,44	166,7



Рис. 4.23. Вид поверхні частини моделі, зруйнованої вибухом заряду ВР змінного перерізу

Встановлено також, що при спільній роботі зарядів ВР зі сферичними вставками зафіксовано збільшення в 2,3 рази обсягу відбитої вибухом частини моделі в порівнянні із зарядом суцільної конструкції і на 50–70 % з зарядом, що має в торці частину вибухової порожнини діаметром

відмінним від основної порожнини ($2-3d_{\text{шп}}$).

Більш детально досліджувався гранулометричний склад зруйнованої моделі, за результатами якого побудовані кумулятивні криві розподілу фракційного складу продуктів руйнування, які наведено на рис. 4.24, рис. 4.25.

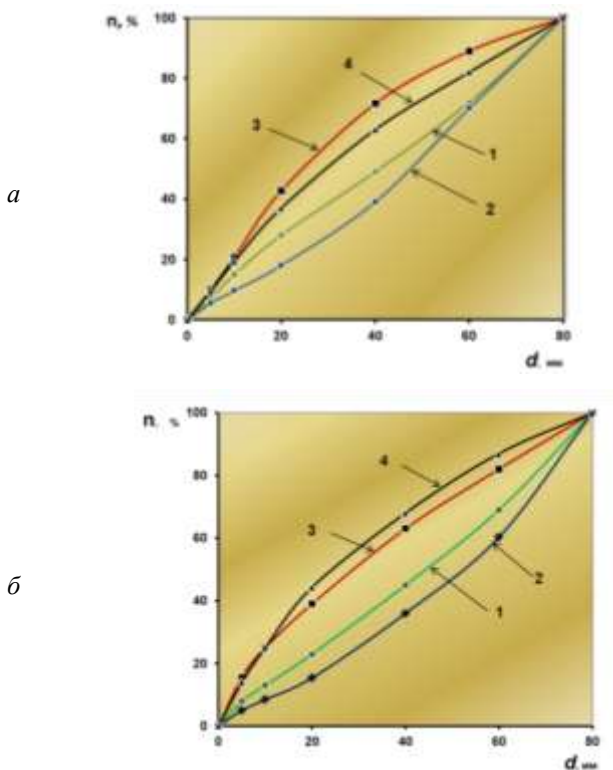


Рис. 4.24. Залежність складу фракцій дроблення n від їх розміру d при розподілі гранулометричного складу зруйнованої вибухом частини моделі зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

*компенсаційна порожнина діаметром: а – 50 мм; б – 60 мм;
1, 2, 3, 4 – заряди ВР постійного перерізу; з котловим розширенням в торці шпура;
зі сферичною вставкою в торці шпура; з рівномірно розташованими по колонці
сферичними вставками*

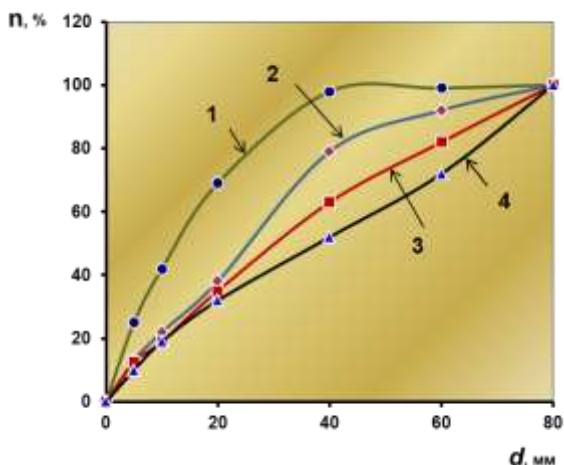


Рис. 4.25. Залежність складу фракцій дроблення n від їх розміру d при розподілу гранулометричного складу зруйнованої вибухом частини моделі зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину діаметром 100 мм

1, 2, 3, 4 – заряди ВР постійного перерізу; з котловим розширенням в торці шпура; зі сферичною вставкою в торці шпура; з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками

Аналіз результатів дроблення моделей показав, що діаметр середнього куска при руйнуванні моделей зарядами суцільної конструкції склав 15,65 мм, а з сферичними вставками: в торці заряду – 33,53 мм, розосереджених по колонці – 37,7 мм, з зарядом, що має в торці частину вибухової порожнини діаметром відмінним від основної порожнини – 27,9 мм.

Але при цьому слід зазначити (див. табл. 4.3), що площа новоствореної поверхні, зруйнованої вибухом заряду змінного перерізу частини моделі в порівнянні з зарядами суцільної конструкції і з зарядом, що має в торці частину вибухової порожнини діаметром відмінним від основної порожнини збільшилась в 1,0–1,5 рази. Аналіз кумулятивних кривих розподілу гранулометричного складу зруйнованих вибухом зарядів ВВ моделей дозволив встановити рівномірність його розподілу в порівнянні з зарядом постійного перерізу. При цьому рівномірно розподіляється вихід, як дрібних фракцій, так і великих, хоча при цьому

простежується тенденція збільшення середнього куска при істотному збільшенні маси відбитої вибухом частини моделі для зарядів змінного перерізу, ніж при вибуху зарядів постійного перерізу.

Варто зупинитися на результатах досліджень (друга серія експериментів) проведених по вивченню механізму формування врубової порожнини зарядами ВР суцільної конструкції і змінного перерізу по його висоті на моделях з оптично прозорих матеріалів.

Експериментальні дослідження проводили у вибуховій камері (ДВНЗ «КНУ-ГНІГРІ», м. Кривий Ріг) з використанням методу швидкісної фотореєстрації процесу кінокамерою СФР-2М в режимі лупи часу на спеціальному стенді. Характер розвитку досліджуваних процесів по колонці зарядів в моделях фіксували на фотоплівку чутливістю 400-800 од. з визначеним оптимальним параметром швидкості кінозйомки за результатами пробних вибухів. Встановлено, що оптимальна швидкість кінозйомки часу початку вильоту набивки, характеру тріщиноутворення середовища від вибуху заряду ВР складала, відповідно, 15000 кадр./с і 30000 кадр./с.

За результатами кінозйомки процесу руйнування моделей з різними комплектами шпурів у врубі виготовлено кінограми, які представлено на рис. 4.26, *а і б*, а зовнішній вигляд моделей до і після вибуху на рис. 4.27, *а, б, в і г*.

Для всіх серій експериментів підготовлені заряди з'єднували в ланцюг і підривали з уповільненням. Так, як видно із рисунків (рис. 4.22, *а, б*), на перших кадрах реєстрації процесу, в інтервалі 0-16 мкс, після подачі ініціюючого імпульсу з уповільненням групам зарядів – короткі і довгі, на їх поверхні формується фронт детонаційної хвилі (прозоре поле на кадрах кінограм), який рухається вздовж колонки заряду вибухової речовини в торець шпура з розповсюдженням системи радіальних тріщин навкруги вибухової порожнини, утворюючи воронку руйнування. Далі на кадрах кінограм (рис. 4.26, *а*) в інтервалі часу 40–140 мкс ми спостерігаємо роботу ГПД по руйнуванню простору між шпурами і компенсаційною свердловиною з розширенням зони тріщиноутворення і з подальшою зміною параметрів воронки викиду (рис. 4.27, *а, в*).

Подальший аналіз вибухів зарядів ВР у врубі (змінного перерізу у подовжених шпурах і суцільної конструкції у коротких шпурах) показав взаємодію групи зарядів між собою, які підриваються з уповільненням по відношенню до коротких і довгих шпурів (рис. 4.26, *б*, кадри кінограм 24–40 мкс). Далі розглядаючи процес руйнування моделі (рис. 4.26, *б*,

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

кадри кінограми 40–64 мкс) доведено, що розташування у довгих шпурах в торці його сферичної вставки сприяє більш активному розповсюдженню систем радіальних тріщин в які проникають ГПД. Так встановлено, що по ходу спорудження виробки, починаючи з утворення врубової порожнини і подальшим ефективним руйнуванням твердого середовища, збільшується об'єм воронки викиду (рис. 4.26, б, кадри кінограми 64–88 мкс).

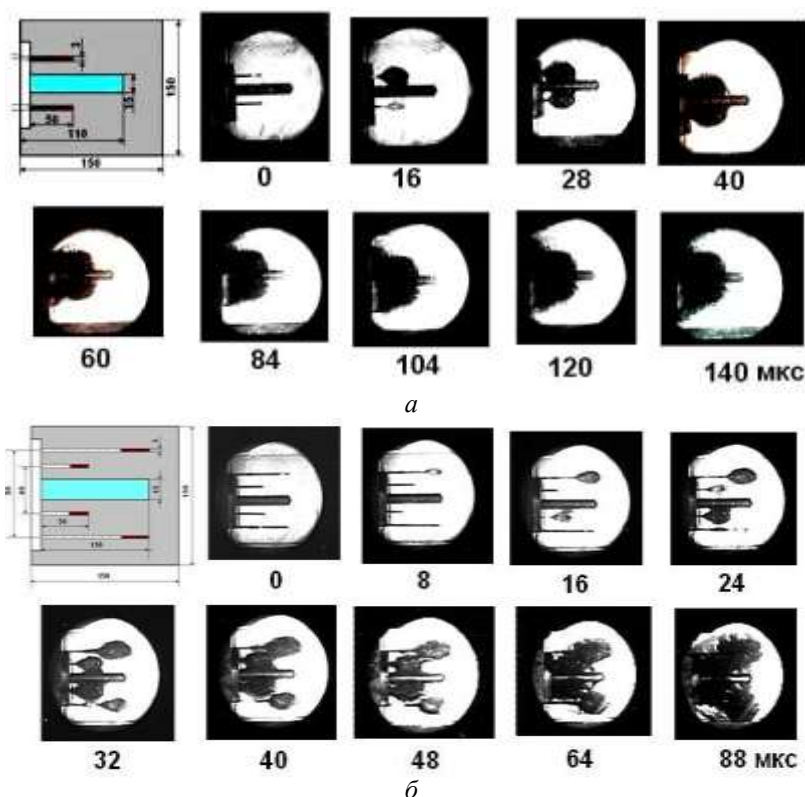


Рис. 4.26. Кінограма процесу руйнування моделей з різними комплектами шпурів у врубі на компенсаційну свердловину
а – з короткими шпурами; б – з короткими і довгими шпурами

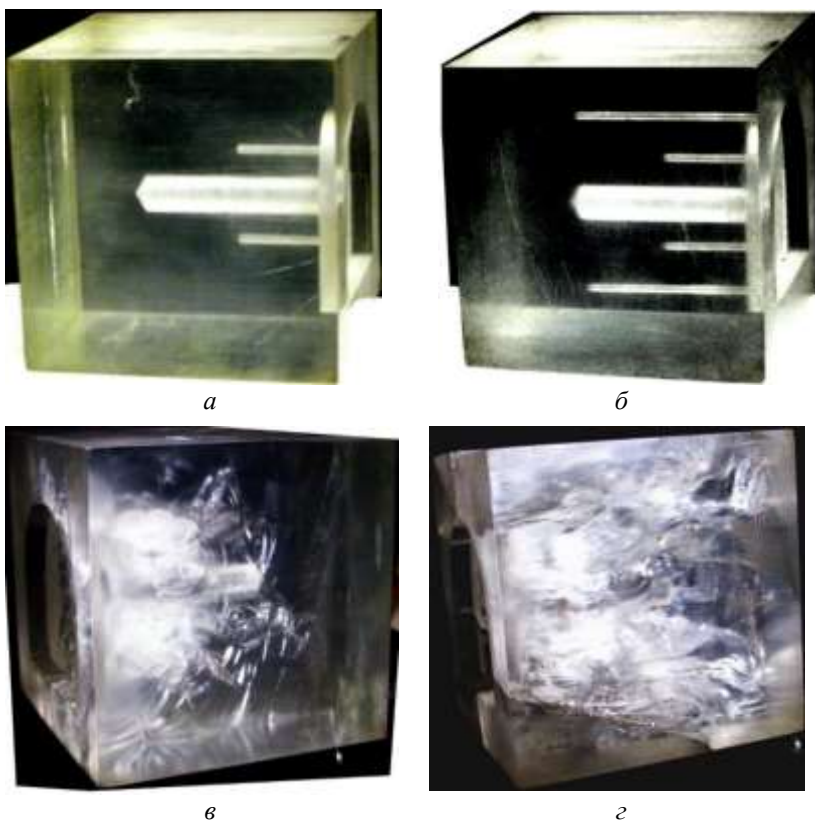


Рис. 4.27. Зовнішній вид об'ємних моделей до (а, б) і після (в, г) вибуху їх комплектом коротких (а) та довгих і коротких (б) шпурів у врубі на компенсаційну свердловину

Аналіз цих кадрів показує, що у місцях розташування сферичних вставок, де фокусується і переміщується сформований газовий потік кумулятивної дії в торець зарядної порожнини з подальшим його впливом на середовище, що руйнується в місцях яких концентрується неоднорідне і нестационарне поле напружень, яке перевищує межу міцності середовища, що сприяє знеміцненню і подальшому її ефективному руйнуванню (рис. 4.27, б, г).

4.4.4. Розробка способів утворення врубової порожнини і відбивання міцних напружених гірських порід в вибою виробки

За результатами теоретичних і експериментальних досліджень, направлених на оптимізацію параметрів врубу для ефективного руйнування напруженого середовища вибухом [77-84], що сприятиме покращенню показників проходки виробок в міцних напружених гірських породах, наприклад, пісковиках, або інших гірських породах розроблено нові способи утворення врубової порожнини [85] і відбивання напружених гірських порід [86] під час будівництва підземних споруд на глибоких горизонтах шахтах і рудників.

Спосіб формування врубової порожнини в міцних напружених гірських породах реалізується відповідно до схеми наведеної на рис. 4.28, а, б, в, г.

На поверхні вибою (1), в центральній частині виробки в зоні дії максимальних стискаючих напружень (2) верстатом НКР-100 бурять компенсаційну свердловину (3) діаметром 105 мм на глибину заходки рівну $\ell_{\text{зах.}} = 0,7h$. Потім компенсаційну свердловину розширюють буровою насадкою до діаметру $d_{\text{кп.}} = (0,15-0,2)h$. Далі навколо сформованої компенсаційної свердловини (6) установкою БУР-2 бурять шпури триярусного циліндричного врубу діаметром 43 мм, починаючи з шпурів 1-4 I-го ярусу по контуру радіусом $r = (0,2-0,3)h$ по лінії переходу розтягуючих напружень в стискаючі (7) на глибину $\ell_1 = 0,3h$, а шпури 5-8 – II-го і 9-12 – III-го ярусів бурять навколо шпурів I-го ярусу на відстані між рядами шпурів рівним $b = (5-6) d_{\text{шп.}}$ в зоні дії розтягуючих напружень. При цьому довжина шпурів II-го ярусу становить $\ell_2 = 0,5h$, а III-го – $\ell_3 = 0,7h$. У пробурених врубових шпурах I-го і II-го ярусу формують заряди суцільної конструкції, розміщуючи в них патрони ВР (8), наприклад, амоніту № 6ЖВ.

У шпурах 9-12 III-го ярусу формують заряди кумулятивної дії, починаючи з донної частини, в якій розміщують сферичні вставки (9) діаметром $0,5d_{\text{шп.}}$, а потім патрони ВР (8). У підготовлені шпурові заряди ВР встановлювали патрон-бойовик (10), а устя шпуру герметизують набивкою (11). Ініціювання зарядів здійснюють капсулем-детонатором короткоуповільненого типу ЕДКЗ і уповільненої дії, типу ЕДЗД. Сформовані заряди комутують в групи і підривають в один прийом з уповільненням, починаючи з шпурових зарядів третього ярусу кумулятивної дії на компенсаційну свердловину, а потім заряди першого і другого ярусу в зоні перерозподілу статичних напружень по ходу проведення виробки. В останню чергу підривають заряди ВР в

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

периферійних рядах відбійних і контурних шпурів в зоні дії розтягуючих напружень з герметизацією устя врубових шпурів набивкою, що твердіє, де h – висота виробки, $\ell_{\text{зах.}}$ – довжина заходки, b – відстань між рядами шпурів, $d_{\text{шп.}}$ – діаметр шпуру, ℓ_1 , ℓ_2 і ℓ_3 – довжина шпурів відповідно, 1-го, 2-го і 3-го ярусів.

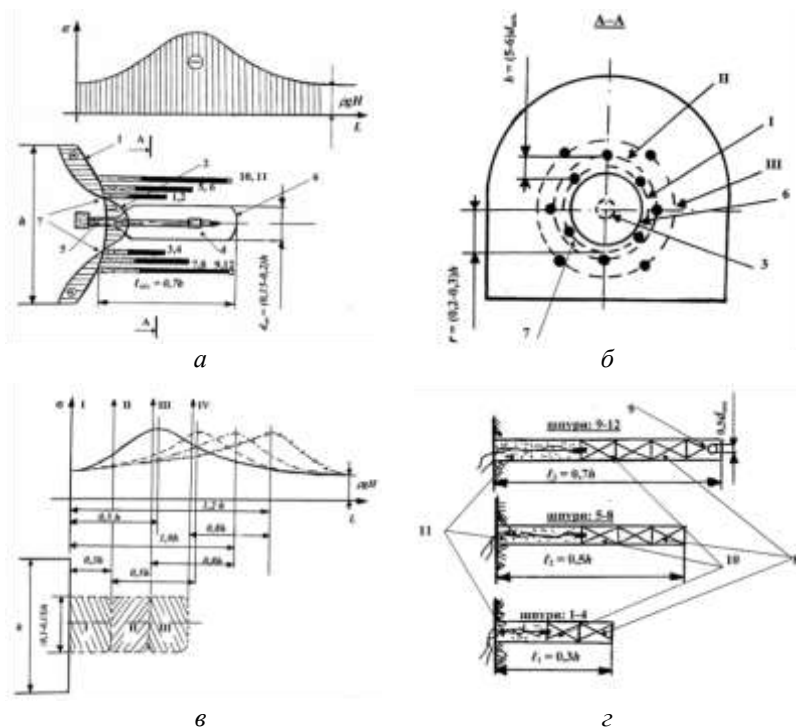


Рис. 4.28. Схема способу формування врубової порожнини

*а – поздовжній розріз вибою виробки; б – поперечний розріз вибою виробки;
 в – характер змін і переміщення максимальних стискаючих напружень уздовж осі
 виробки; з – конструкції шпурових зарядів I-го, II-го і III-го ярусів*

Спосіб відбивання напружених гірських порід реалізується відповідно до схеми наведеної на рис. 4.29, а, б, в.

Відбивання напружених гірських порід починають з формування врубової порожнини згідно розробленого способу шляхом підривання зарядів в прямому ступеневому призматичному врубу з уповільненням,

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

починаючи з зарядів першого, другого ярусу та центрального компенсаційного шпура в зоні дії стискаючих напружень, а в іншій частині вибою підривання зарядів ВР в периферійних рядах відбійних і контурних шпурів з водоповітряною набивкою в донній частині шпура в зоні дії напружень розтягання з герметизацією гирла врубових шпурів

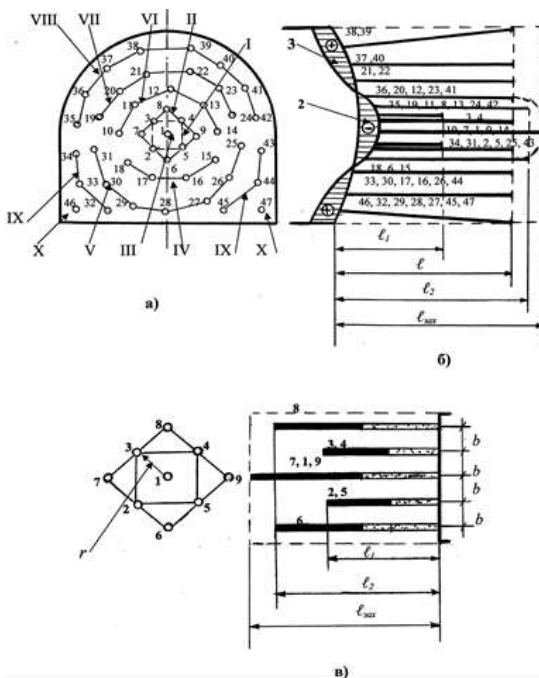


Рис. 4.29. Схема способу відбивання напружених гірських порід

- а – поперечний розріз вибою виробки;*
- б – поздовжній розріз вибою виробки ;*
- в – схема прямого циліндричного врубу;*
- I, II, III, IV.....послідовність підривання зарядів*

набивкою, що твердіє, а в відбійних і контурних – піщано-глинистої.

Спосіб відбивання масиву гірських порід при спорудженні горизонтальної гірничої виробки реалізується згідно з паспорту БПР. На поверхні вибою бурильною установкою, наприклад БУР-2, буряться

шпури діаметром 43 мм, починаючи з центрального компенсаційного шпуру (1), в зоні дії максимальних напружень стискання (2) на глибину заходки рівну $\ell_{\text{зах.}} = (0,6-0,7)h$ (рис. 4.29, а, б). Далі, навкруги компенсаційного шпуру (1) бурят шпури прямого ступеневого призматичного врубу, починаючи зі шпурів першого ярусу (2-5) по колу радіусом $r = (0,15-0,2)h$ на глибину $\ell_1 = 0,3h$, а навкруги першого ярусу бурят шпури другого ярусу (6-9) на глибину $\ell_2 = 0,6h$ на відстані між рядами рівною $b = (0,1-0,15)h$ (рис. 4.29, в). На іншій частині вибою, в зоні дії напружень розтягання (3) (рис. 4.29, б) навкруги врубових шпурів, бурят допоміжні, відбійні і контурні шпури на глибину рівну $\ell = 0,5h$ з однаковою відстанню між рядами. У врубових шпурах формують заряди ВР суцільної конструкції, з розташуванням в них патронованого ВР, наприклад, Угленіт П-5, встановлюють патрон-бойовик, а гирло герметизують набивкою, що твердіє довжиною $\ell_{\text{наб.}} = (0,6-0,8)\ell_{\text{вр.}}$. Допоміжні, відбійні і контурні шпури заряджають ВР з водо-повітряною набивкою в торці шпура, а гирло герметизують пещано-глинистою набивкою довжиною не менше 0,5 м. Підривання зарядів виконуть патроном-бойовиком, знарядженим із патронованого ВР і капсюля-детонатора миттєвої дії – ЕДКЗ-ОП та короткоуповільненої дії – ЕДКЗ-МП. Сформовані заряди комутують в групи і підривають миттєво з уповільненням, починаючи зі шпурових зарядів першого, другого ярусу і компенсаційного шпуру після твердіння набивки у врубових шпурах. Підривання зарядів ВР в прямому ступеневому призматичному врубі дозволить сформувати врубову порожнину в центральній частині виробки в зоні дії максимальних напружень стискання (2) (рис. 4.29, б) на довжину заходки.

Формування в центрі виробки врубу веде до перерозподілу цих напружень, переміщенню максимуму опорного тиску в глиб масиву. В процесі підривання допоміжних, відбійних та контурних шпурових зарядів ВР з водоповітряним проміжком, в зоні дії напружень розтягання (3) дозволить перерозподілити більшу частину енергії ударної повітряної хвилі по колонці заряду по бічній її поверхні в торцевій частині шпуру зменшуючи формування заколів і навісів, як в масиві порід, так і на поверхні вибою та по контуру виробки. Застосування для герметизації гирла врубових шпурів набивки з твердіючих матеріалів дозволить збільшити в 2-2,5 рази амплітуду і тривалість дії хвиль напружень на масив порід, що руйнується.

Розділ 5. РОЗРОБКА РЕСУРСОЗБІГАЮЧОГО І БЕЗПЕЧНОГО СПОСОБУ БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ СПОРУД В МАСИВАХ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД В СКЛАДНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ

5.1. Дослідження зниження напружень на фронті ударної хвилі, що проходить через проміжне середовище в масив гірських порід

Змінюючи механізм впливу вибуху на тверде середовище і перерозподілу його енергії можна підвищити корисну роботу вибуху шляхом створення в шпурі (свердловині) заряду з повітряними проміжками, вставок різного профілю, рефракторів. Використання таких конструкцій значно знижує пікові навантаження від вибуху і тим самим зменшуючи перездрібнення породи навколо заряду, збільшуючи час впливу вибуху на середовище з утворенням інтерференції вибухових хвиль. В результаті досягається більш рівномірна передача енергії вибуху середовищу, що руйнується.

Параметри поля напружень можна регулювати зміною напрямку фронту детонаційної хвилі в заряді. При цьому, зміна параметрів поля напружень може бути досягнуто застосуванням проміжного середовища між зарядом і стінкою зарядної порожнини, зміною конструкції заряду і інтервалів їх підривання.

Зі зміною умов підривання заряду в зарядній порожнині, відповідно змінюються параметри поля напружень в хвилі стискання, тобто її форма, тривалість дії і енергія.

Дослідженнями [17] доведено, що характер впливу вибуху на середовище істотно змінюється в залежності від того, чи є між зарядом і стінкою зарядної порожнини проміжного середовища або заряд безпосередньо контактує з руйнуючим масивом. При наявності між зарядом і стінками зарядної порожнини води, пульпи або інших матеріалів, коефіцієнт заломлення напружень в породу менше, ніж при безпосередньому контакті заряду з руйнуючим середовищем. Отже, в цьому випадку менше і обсяг місцевих руйнувань: зона пластичних деформацій і зона тріщиноутворення.

Величина напружень, що трансформується в породу через проміжне середовище, знаходиться в прямій залежності від її акустичної жорсткості.

Грунтуючись на цих передумовах, був зроблений висновок про можливість керування величиною напружень, що розповсюджується в

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

масив гірської породи, за умови розташування між стінкою зарядної порожнини з боку масиву і зарядом проміжного середовища, що виконує функцію демпфера. Підбором акустичної жорсткості матеріалу проміжного середовища можна регулювати напруження і енергію в хвилі стискання. Знаючи акустичну жорсткість заряду, проміжного середовища, породи і користуючись законами акустики, можна розрахувати величину напружень і енергії на контакті «заряд-порода», а також на контакті «проміжне середовище-порода».

Напруження на контакті «заряд-порода» маємо

$$\sigma_n = k_1 P, \quad (5.1)$$

де k_1 – коефіцієнт заломлення, що є кількісним показником зміни величини напружень при переході з одного середовища в інше і визначається за формулою

$$k_1 = \frac{2\rho c}{\rho c + \rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}}}, \quad (5.2)$$

де ρc – акустична жорсткість (імпеданс) породи, $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$; c – швидкість пружної хвилі, $\text{м}/\text{с}$; $\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}}$ – акустична жорсткість (імпеданс) ВР, $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$.

Як видно із формули (5.1), при інших рівних умовах напруження в породі залежить від співвідношення акустичних жорсткостей ВР і породи. При $\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}} > \rho c$ по породі йде слабка хвиля напружень, а при $\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}} < \rho c$ – більш сильніша. Зазвичай при вибуху в скельних породах має місце випадок, коли хвиля напружень, трансформована в масив, має досить значний запас енергії.

Нааявність між зарядом і пороодою проміжного середовища з малою акустичною жорсткістю дозволяє знижувати величину напружень, що трансформуються через неї в масив. При переході через контактну зону між «заряд ВР-проміжне середовище» маємо напруження,

$$\sigma_{\text{пр}} = k_2 P, \quad (5.3)$$

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

де k_2 – коефіцієнт заломлення, що враховує зміну напруження при переході хвилі через контактну зону між «заряд ВР- проміжне середовище» маємо,

$$k_2 = \frac{2\rho_{\text{пр}} c_{\text{пр}}}{\rho_{\text{пр}} c_{\text{пр}} + \rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}}}, \quad (5.4)$$

де $\rho_{\text{пр}} c_{\text{пр}}$ – акустична жорсткість (імпеданс) проміжного середовища, кг/(м²·с).

$$k_3 = \frac{2\rho c}{\rho c + \rho_{\text{пр}} c_{\text{пр}}} \quad (5.5)$$

Напруження в породі на контактній зоні

$$\sigma'_n = k_3 \sigma'_{\text{пр}}. \quad (5.6)$$

Встановлено, що енергетичні співвідношення на контакті розділу з напівпростором в масиві можуть бути визначені на основі співвідношення акустичних жорсткостей на межі розділу двох середовищ. Чим більше розходження між акустичною жорсткістю двох середовищ, тим менше енергії переходить в інше середовище. Якщо співвідношення акустичних жорсткостей ВР і породи має вигляд

$$m = \frac{\rho_{\text{ВР}} D_{\text{ВР}}}{\rho c}, \quad (5.7)$$

то величина енергії у відбитій хвилі $E_{\text{от}}$ і хвиля яка пройшла в породу $E_{\text{п}}$, (Дж) маємо:

$$E_{\text{от}} = E_o \frac{(m-1)^2}{(m+1)^2}; \quad E_{\text{п}} = E_o \frac{4m}{(m+1)^2}, \quad (5.8)$$

де E_o – початкова енергія на контакті з напівпростором, Дж.

В присутності проміжного середовища маємо відношення акустичних жорсткостей (імпедансів)

$$m_1 = \frac{\rho_{BP} D_{BP}}{\rho_{np} c_{np}} . \quad (5.9)$$

Тоді енергію, що надійшла в проміжне середовище (Дж) маємо,

$$E_{пр} = E_o \frac{4m}{(m_1 + 1)^2} . \quad (5.10)$$

Знаючи закономірність зміни величини напружень в проміжному середовищі величину енергії можна розрахувати за формулою

$$E = \frac{\sigma^2 t}{\rho c} ,$$

де σ – руйнуючи напруження, МПа; t – тривалість хвилі напружень, мс;
 ρc – акустична жорсткість (імпеданс) середовища, кг/(м²·с).

При підході хвилі до межі розподілу «проміжне середовище-порода» енергія хвилі, що пройшла в проміжне середовище, зменшується до деякої величини $E_{пр}$. Тоді на межі розділу маємо співвідношення акустичних жорсткостей (імпедансів) проміжного середовища і породи

$$m_2 = \frac{\rho_{пр} c_{пр}}{\rho c} .$$

Тоді енергія відбитої хвилі

$$E_{от} = E_{пр} \frac{(m_2 - 1)^2}{(m_2 + 1)^2} ,$$

а енергія хвилі, що пройшла в породу,

$$E_n = E'_{пр} \frac{4m_2}{(m_2 + 1)^2} .$$

З віддаленням межі розподілу «заряд ВР – проміжне середовище» величина напруження в хвилі і її енергія згасає. Тоді вплив матеріалу проміжного середовища (демпфера) на зміну величини максимальних напружень, що виникають в середовищі під час вибуху, було досліджено

на піщано-цементних блоках, розміром 200x200x200 мм. Параметри імпульсу напруження в середовищі вимірювали п'єзоелектричними датчиками із ЦТС-19, встановленими на певних відстанях від осі заряду вибухової речовини на рівні його центру. В якості матеріалу демпфіруючих прокладок використовували пісок, пінопласт, гуму, а також повітряний проміжок. У контрольних блоках заряди підривали без демпфіруючих оболонок. Діаметр зарядної порожнини становив 40 мм, а діаметр заряду 8 мм. В якості ВР застосовували розроблену суміш тен + ТРП за своїми властивостями близькою до промислових ВР [61]. Маса вибухової композиції в заряді ВР становила 1,5 г.

При виготовленні моделей в форму, де розміщували піщано-цементне тісто за допомогою вставок по її осі на глибину 110 мм встановлювали циліндричні порожнини діаметром 40 мм для розміщення в них зарядів ВР, а також три п'єзоелектричних датчика на глибину 105 мм від верхньої кромки форми. Їх вставляли в піщано-цементне тісто (модель) на відстані від осі заряду рівному: 7, 12 і 15 відносних радіусів заряду (r_0) так, щоб площина датчиків була перпендикулярна напрямку переміщення хвилі стискання від вибуху заряду ВР (рис. 5.1).

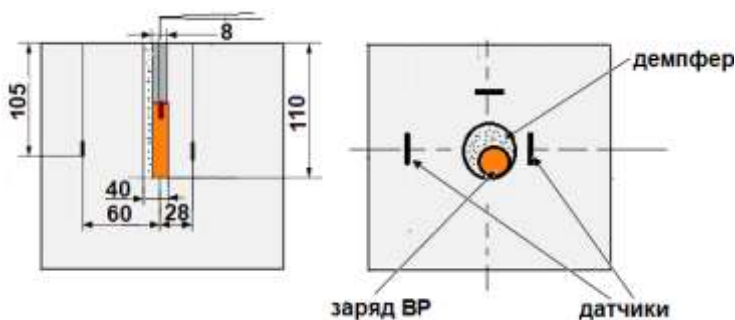


Рис. 5.1. Схема розташування в моделі п'єзоелектричних датчиків відносно заряду ВР

П'єзоелектричні датчики із кераміки ЦТС-19, що встановлювали в моделях, представляли собою квадранти дисків діаметром $d = 14,8$ мм і товщиною $h = 0,65$ мм. Площа кожного датчика (S_d) дорівнює 1/4 площі диска і становила $4,3 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2$. Тарировку п'єзоелектричних

перетворювачів здійснювали методом резонансу-антірезонансу, по даним яких розраховували п'єзомодуль d_{33} кожного датчика [70].

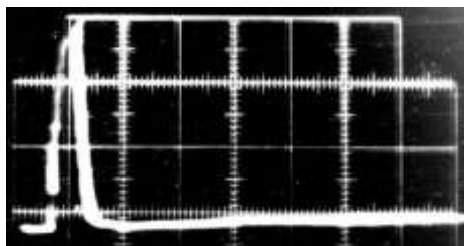
Після набору 1/3 міцності моделі (30 %) з неї виймають вставки і витримують до максимальної міцності. У вибухових порожнинах розміщували заряди ВР в циліндричних патронах з ініціатором, а навколо заряду у вибуховій порожнині формували демпфіруючі прокладки з різних матеріалів. У підготовлених до підриву моделях гирло шпuru герметизують набивкою. Потім модель розміщували у вибуховій камері і підривали вибуховим приладом ВПК [40]. Показники амплітудних значень максимальних механічних напружень в хвилі стискання, зафіксовані датчиками, передають на аналоговий осцилограф С8-13 з блоком пам'яті, а по осцилограмам (рис. 5.2) обчислюють максимальні механічні напруження за формулою,

$$\sigma = \frac{CU}{d_{33}S_d}, \quad (5.11)$$

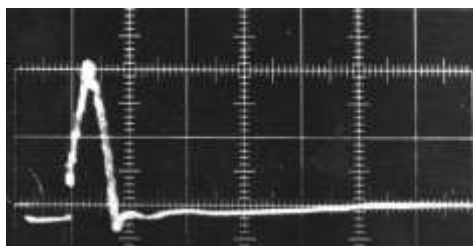
де C – електрична ємність п'єзодатчика (Ф), d_{33} – його п'єзомодуль (Кл/Н), S_d – площа поверхні датчика, (м²), нормально розміщеного в напрямку хвилі напружень від вибуху заряду ВР, U – електричне напруження, В.

Результати розрахунків середніх значень максимальних механічних напружень в хвилі стискання в блоках, зруйнованих вибухом заряду ВР із вибухової композиції тен + ТРП масою 1,5 г в залежності від різних типів демпфіруючих прокладок, наведені в табл. 5.1.

Встановлено, що різні типи демпфіруючих прокладок і повітряні проміжки сприяють зниженню максимальних напружень. У порівнянні з контрольним блоком при наявності навколо заряду повітряної порожнини діаметром 40 мм або оболонки з пінопласту на такій же відстані напруження зменшуються в 2 рази. Прокладка з гуми зменшує напруження на 25 %, а з піску – на 40 %.



a



б

Рис. 5.2. Типові осцилограми вибухового імпульсу в моделях, зареєстровані п'єзоелектричними датчиками

a – максимальні амплітудні значення вибухового імпульсу на відносній відстані від центру заряду, рівному $r_o=7$ і *б* – $r_o=15$

Таблиця 5.1.

Розрахункові середні значення максимальних механічних напружень в хвилі стиснення в блоках, зруйнованих вибухом заряду ВР

Матеріал депфіруючої прокладки	Значення максимальних механічних напружень (МПа) в хвилі стиснення від величини відносних відстаней від центру заряду r_o		
	7	12	15
Без прокладки	33,8	17,8	10,3
Гума	24,7	12,0	9,3
Пісок	19,6	11,6	8,8
Пінопласт	16,7	10,7	8,3
Повітря	17,6	11,2	8,0

З результатів досліджень видно (табл. 5.1), що матеріал прокладки впливає на ступінь зниження напружень на фронті ударної хвилі. Так, наприклад, при використанні пінопласту величина напружень з боку прокладки в масиві менше, ніж при використанні гуми. Це можна пояснити тим, що акустична жорсткість (імпеданс) пінопласту менше, ніж гуми. Ці експерименти підтвердили, що застосування різного типу ВР і демпфіруючих прокладок навколо заряду сприяють зниженню напружень на фронті ударної і детонаційної хвилі і є важливим чинником в управлінні полем напружень від вибухових навантажень в масиві міцних анізотропних гірських порід складної будови.

Аналогічні дослідження проведені з демпфіруючими прокладками із різних матеріалів при руйнуванні твердого середовища із прозорактивного матеріалу – органічного скла (поліметилметакрилат – ПММА) з використанням поляризаційно-оптичного методу – методу фотопружності.

Для реєстрації формування полів напружень була використана швидкісна фотореєструюча установка СФР-2М, зйомку яких вели в поляризованому світлі в режимі лупи часу з частотою 60 тис. кадр. / с. Моделі виготовляли з листового органічного скла розміром 200x200 мм і товщиною 20 мм (рис. 5.3). У центрі моделі свердлили отвір, що імітує шпур, діаметром 10 мм. В ньому розміщували заряд ВР із тону діаметром 5 мм і масою 100 мг, а навкруги нього – демпфіруючу прокладку із деревинного борошна і без неї. Заряд ініціювали ніхромовим містком з краплею азиду свинцю. Комутацію заряду ВР синхронізували з фотореєструючою установкою СФР-2М. За результатами експериментальних вибухів були виготовлені кінограми процесу, які наведені на рис. 5.3 і рис. 5.4.

Як видно з кінограм процесу (рис. 5.3) навколо заряду формується циліндричне поле напружень, рівномірно поширюючись навколо зарядної порожнини. Зона пластичних деформацій і тріщиноутворення розвиваються в усі сторони рівномірно. При цьому в результаті взаємодії полів напружень утворюються ізотропні темні плями (каустичні точки), тобто, області в яких тверде середовище (масив) знаходиться в рівно навантаженому стані, в стані незначного всебічного стискання. Ці темні плями (точки) розташовуються симетрично по відношенню до осей заряду.

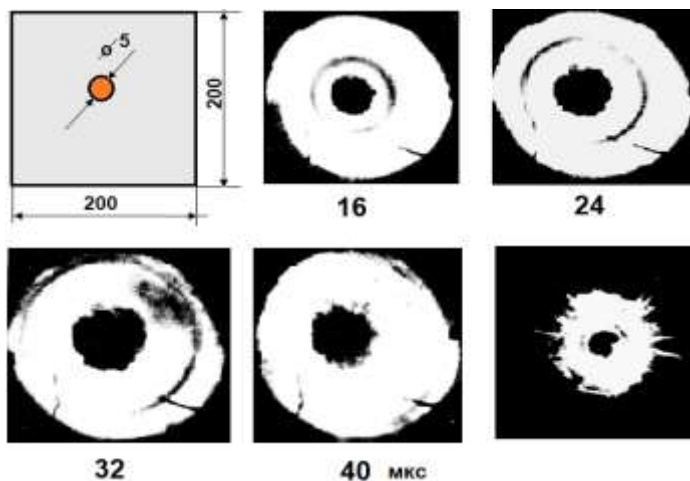


Рис. 5.3. Розвиток полів напружень і руйнування моделі вибухом циліндричного заряду ВР

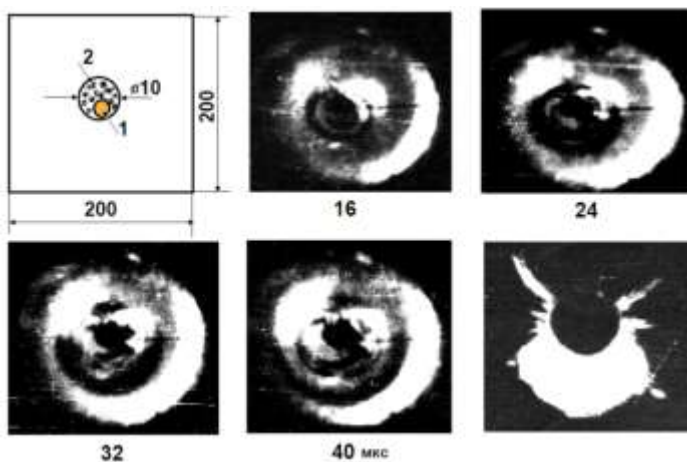


Рис. 5.4. Розвиток полів напружень і руйнування моделі вибухом циліндричного заряду з демпфіруючою прокладкою

1 – заряд ВР діаметром 5 мм ; 2 – демпфіруюча прокладка

Були також проведені дослідження з вивчення розвитку полів напружень і характеру руйнування моделі від вибуху одиночного заряду вибухової речовини з демпфіруючою прокладкою із деревинного борошна (рис. 5.4). Порівнюючи кадри фотореєстрації розвитку полів напружень при вибуху одиночного заряду (рис. 5.3) і заряду з демпфіруючою прокладкою (рис. 5.4) встановлено, що напруження з боку прокладки з'являються з затримкою в часі рівному 24 мкс після початку ініціювання заряду. При цьому смуги полів напружень розповсюджуються з розривом цілності, що свідчить про зниження напружень з боку демпфіруючої прокладки. Повна відсутність або значно менша зона пластичних деформацій і руйнувань з боку прокладки також свідчить про зниження напружень на фронті ударної і детонаційної хвилі, трансформованою в масив через демпфіруючу прокладку.

Таким чином, зміщення ізотропних темних плям (точок каустики) свідчить про зниження напружень від вибухових завантажень і загального напруженого стану твердого середовища (масиву) за лінією розташування заряду з боку прокладки. Зниження напружень сприяє зменшенню утворення тріщин і загального руйнування в бік масиву за контуром виробки.

5.2. Теоретичні і експериментальні дослідження механізму дії направленого вибуху в полі напружень розтягання

Встановлено, що застосування різної форми внутрішньої поверхні вибухових порожнин (наприклад, симетричні кільцеві і поздовжні виїмки – надрізи, що імітують собою вершину тріщини, що формується; мають у перетині трикутну або квадратну форму) можуть поліпшити якість і ефективність вибухових робіт, а також зниженню динамічного та сейсмічного впливу на будівлі (споруди), масив гірських порід навколо вибухової свердловини. Ці методи широко використовують в направленому підриванні будівель (споруд) в процесі їх зносу [87], вирішенню складних інженерних завдань при руйнуванні міцних гірських порід, наприклад, при розтині, підготовці і видобутку корисних копалин на глибоких горизонтах шахт (рудників), будівництві підземних споруд різного технологічного призначення [88]. При цьому в процесі розробки рекомендацій для практичного їх застосування необхідно враховувати і напружено-деформований стан (НДС) масиву гірських порід. Цей фактор є важливою ланкою, що впливає на ефективність їх видобування, особливо вплив ефектів початкового статичного

навантаження напружень розтягання при примусовому обваленні покрівлі методом направленої вибуху (торпедування). Із цього випливає, що особливе місце в початковій фазі вибуху на зміну напруженого стану середовища навколо вибухової порожнини відводиться застосування таких конструкцій зарядів, які змінюють напрямок поширення і поведінку вибухових тріщин, що поліпшує ефективність вибуху. Отже, механізм дії вибуху в зарядній порожнині, що має, наприклад, симетричні поздовжні виїмки – зубчастий надріз, сприятиме ущільненню породи в умовах, близьких до всебічного рівномірного стискання, утворення зони пластичних і пружних деформацій, концентрації і подальшого напрямку енергії вибуху з утворенням зони первинних тріщин. Ці тріщини будуть формуватись перпендикулярно до нормальної складової дії компоненти тензора головних напружень розтягання в хвилі стискання до розрахункової дотичної площини розриву, викликаючи таким чином, високу їх концентрацію на кінчику надрізу (місце зародження пілотної тріщини). При цьому отримують розвиток не всі, а тільки ті первинні тріщини, напрямок яких збігається з фронтом хвилі, відбитої від поверхні надрізу [89]. Цей ефект буде перешкоджати дії хвилі напружень, викликаної вибухом по утворенню і поширенню тріщини в зворотному напрямку та зменшенню пошкоджень протилежних стінок шпуру (свердловини) які не мають надрізи [90]. Звідси випливає, що вплив початкового поля напружень, особливо напружень розтягання, під час проведення вибухових робіт з використанням конструкцій зарядів, наприклад, з поздовжньою виїмкою (надрізом) по довжині свердловини (шпура), вимагають проведення уточнюючих широкомасштабних досліджень, що є актуальною науковою і практичною задачею.

5.2.1. Методика експериментальних досліджень руйнування твердого середовища вибухом

З огляду на складність відбору зразків гірських порід і неможливість на них оцінити механізм роботи заряду вибухової речовини різної форми поперечного перерізу при розвитку динаміки процесу, характер і напрям розвитку тріщин, для досліджень був застосований метод каустики [90-91] і поляризаційно-оптичний метод – метод фотопружності [76].

Метод каустики розроблений на основі експериментальної механіки і використовується для вимірювання сингулярних параметрів матеріалу і

їх перетворення в області концентрації високих напружень і деформацій в чітке оптичне зображення шляхом впливу на матеріал сімейством огибаючих променів (особливих ліній або поверхонь), які не сходяться в одній точці, поблизу яких різко зростає інтенсивність світлового поля.

Одним з напрямків вивчення сингулярних параметрів матеріалу є застосування оптичних квантових генераторів – лазерів, з подальшим формуванням лазерного випромінювання і перетворення його оптичними системами з необхідними параметрами.

В основу теорії лазерного випромінювання, які формують стійкі резонатори, грають гаусові пучки. Встановлено, що для гаусових пучків при їх поширенні у вільному просторі характер розподілу амплітуди полів напружень залишається незмінним і лише змінюється масштаб цього розподілу, що визначає поперечний розмір пучка. Крім того, на віддаленні z поперечного перерізу гаусового пучка до його фокусування він має сферичний хвильовий фронт, радіус кривизни якого визначається виразом

$$R_{\phi}(z) = z \left[1 + \left(\frac{z_k}{z} \right)^2 \right], \quad (5.12)$$

де z_k – параметр конфокальної скануючої мікроскопії пучка на поздовжньому відстані до його фокусування, розмір якого збільшується в $\sqrt{2}$ раз.

Теоретичними дослідженнями встановлено, що поверхневі електромагнітні збудження, викликані дією лазерного пучка які виникають внаслідок анізотропії матеріалів на контакті їх середовищ, а так званими сингулярними поверхневими хвилями. Вони розповсюджуються уздовж контактів розділу середовищ з позитивними тензорами діелектричної проникності. Порушення таких поверхневих хвиль можливе лише вздовж деяких напрямків, сукупність яких утворюють сектора в площині розподілу середовищ.

На практиці параметри сформованого резонатором лазерного пучка для вирішення конкретного завдання перетворюють за допомогою зовнішньої (поза резонатора) лазерно-оптичної системи (ЛОС) з фіксуванням його на вході швидкісною цифровою відеокамерою.

Для вивчення характеру поширення тріщин у твердих середовищах від вибуху заряду ВР з симетричними порожнинами – надрізами на поверхні шпuru (свердловини) заслуговують до уваги результати досліджень на моделях з оптично-активного матеріалу – органічного скла

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

(поліметилметакрилат – ПММА), яке має такі ж властивості крихкого руйнування, що і гірська порода. Параметри динамічних і фізико-механічних характеристик ПММА наведені в табл. 5.2.

Таблиця 5.2.

Динамічні і фізико-механічні властивості органічного скла (поліметилметакрилат – ПММА)

Коефіцієнт Пуасона	Модуль пружності (ГПа)	Швидкість поперечної хвилі (м/с)	Швидкість поздовжньої хвилі (м/с)	Оптична постійна (м ² /N)	Щільність (кг/м ³)
0,31	6,1	1260	2320	1,08x10 ⁻¹⁰	1230

Методикою досліджень було заплановано проведення двох серій експериментів на плоских моделях при однакових умовах їх динамічного навантаження.

Для першої серії були підготовлені плоскі моделі розміром 200x200x15 мм в центрі якої, бурили вибухові порожнини діаметром 5–6 мм з симетричним надрізом на бічній поверхні глибиною 2 мм під кутом його розкриття φ , рівному 60 градусів відповідно. У кожній групі зразків (по два зразка в кожній групі) формували надрізи на поверхні вибухової порожнини під кутом β : 1-ша – 90° до горизонтальної площини моделі; 2-га – 45° до вертикальної осі вибухової порожнини. У вибухових порожнинах підготовлених моделей розміщували 100 мг високобрізанти вибухової речовини – азиду свинцю, вибуховий ланцюг якого, комутували з неелектричною системою ініціювання (НСІ), з'єднаною з детонатором і вибуховим приладом ВПК [40]. Причому, 1-шу групу моделей підривали без прикладання статичних напружень розтягання, яка дорівнює 0 МПа, а 2-га з навантаженням напружень розтягання, що дорівнює 5 МПа. У проведенні другої серії експериментів використовували також плоскі моделі, але з розмірами 150x150x15 мм з наступними параметрами підривання: 1-ша група з вибуховою порожниною циліндричної форми; 2-я – з надрізом під кутом β рівному 90° до горизонтальної площини моделі; 3-тя – з надрізом під кутом β рівному 45° до вертикальної осі вибухової порожнини; 4-та – з надрізом паралельно до горизонтальної площини моделі; 5-та – трикутної і 6-та – квадратної форми поперечного перерізу відповідно. Умови динамічного навантаження моделей аналогічні, що й для першої серії експериментів,

але без впливу на середовище, що руйнується, статичних напружень розтягання.

Для проведення експериментів на моделях використана комбінована динамічно-статична система навантаження, яка наведена на рис. 5.5. В її склад входить випробувальна машина МТС, що забезпечує статичне навантаження розтягання зразків ПММА.

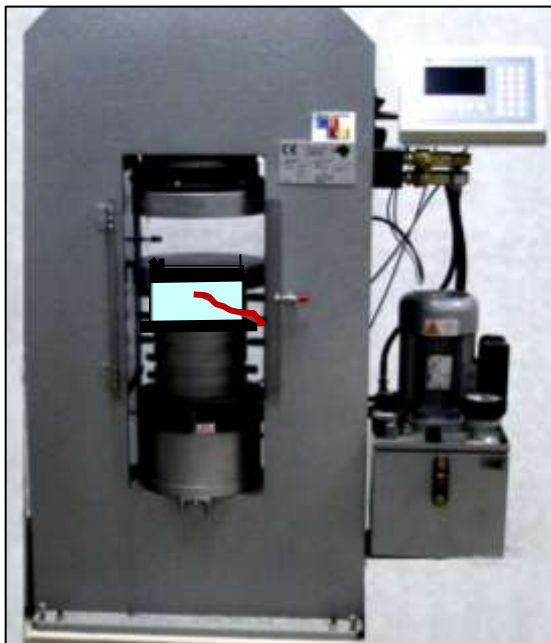


Рис. 5.5. Комбінована динамічно-статична система навантаження моделей

Перед проведенням експериментів один кінець зразка – модель із ПММА, жорстко фіксують на нерухомій плиті через пуансон, а інший – на рухомій плиті випробувальної машини. Значення навантаження і деформації зразка ПММА протягом всього процесу випробувань фіксують на носій в накопичувальному модулі випробувальної машини і через комп'ютерний USB порт передають на ПК.

Заплановані серії експериментальних досліджень по вивченню характеру поширення тріщин від дії вибуху у вибухових порожнинах з надрізом були реалізовані з використанням методу каустики на розробленому експериментальному стенді, схема якого наведена на рис. 5.6, а основне обладнання стенду: лазер і високошвидкісна камера, їх тип і характеристики – на рис. 5.7.

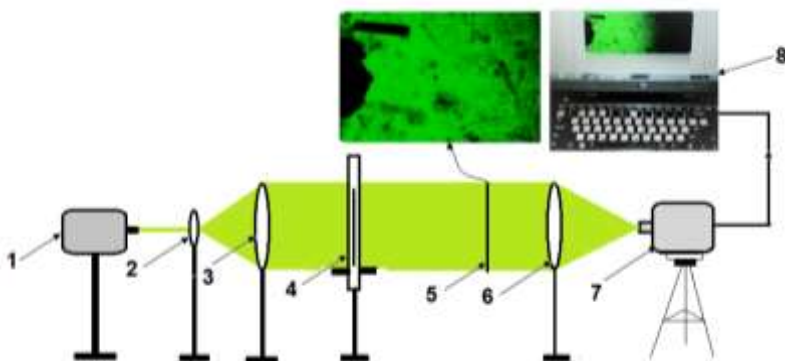


Рис. 5.6. Схема експериментального стенду

1 – лазер; 2 – розширювач променя; 3, 6 – фокусувальні лінзи; 4 – платформа випробувальної машини МТС з моделлю; 5 – зображення процесу; 7 – швидкісна відеокамера; 8 – комп'ютер

Для проведення експериментів використано обладнання, яке входить в склад стенду, наведене на рис. 5.6. Так, на рівній горизонтальній поверхні спочатку розташовують платформу з випробувальною машиною МТС і моделлю 4, яка розташована відповідно оптичній лінії світлового променя, випромінюваного лазером 1 через розширювач променя 2 і лінзу 3 для розсіювання світлового пучка з одного боку і лінзу 6 для фокусування світлового пучка, яка знаходиться в полі зору об'єктиву високошвидкісної камери 7, з іншого боку.



Лазер високопотужний компанії AMPHOS з надкороткою довжиною імпульсу:

- вихідна потужність до 1000 Вт;
- енергія імпульсу 20 мДж;
- довжина імпульсу 1 пс

Високошвидкісна камера і-SPEED7:

- швидкість відеоз'йомки до 1 млн кадр/с;
- висока якість зображення;
- функція подовженого запису на SSD-диск (до 2ТБ);
- висока світлочутливість;
- значний об'єм внутрішньої пам'яті – 288 ГБ
- в протиударному корпусі 30G

Рис. 5.7. Зовнішній вид цифрового обладнання та їх характеристики

В процесі експерименту промінь світла, що випромінюється лазером 1, проходячи через розширювач пучка світла 2 своїм паралельним потоком проходить через лінзу 3 і далі, потрапляючи на модель, отримуємо його зображення 5. Отримане зображення 5 процесу навантаження моделі проектується на лінзу 6 з подальшим фокусуванням об'єктивом швидкісної камери 7 і його відеореєстрації. Записана інформація передається на ПК, де за допомогою програмного забезпечення (ПЗ) обробляється і акумулюється на магнітному носії.

5.2.2. Результати теоретичних досліджень

Так, в процесі вибуху ВР стінки свердловини піддаються впливу сильної детонаційної і ударної хвилі при незначному початковому статичному напруженню. Фізична модель розвитку магістральної тріщини в гірському масиві, викликаній вибухом ВР у вибуховій порожнині циліндричної форми з подовжньою симетричною під гострим кутом виїмкою, наведена на рис. 5.8. У цій порожнині під дією вибуху створюється динамічне навантаження її поверхні хвилею

напруження з квазістатичним ефектом, викликаний дією газоподібних продуктів детонації (ГПД)..

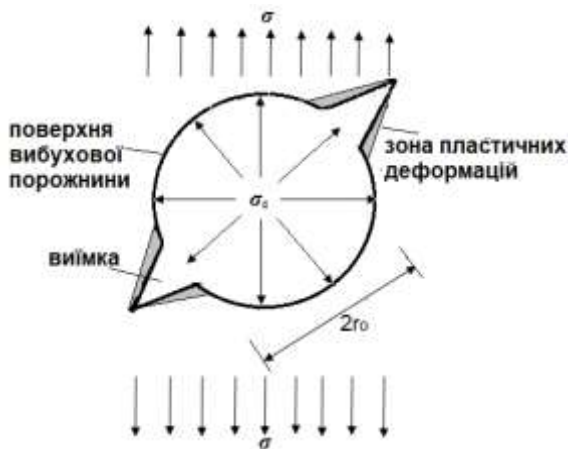


Рис. 5.8. Фізична модель процесу розповсюдження магістральної тріщини у вибуховій порожнині з надрізом під час вибуху

Під час навантаження внутрішньої поверхні вибухової порожнини під дією тиску імпульсу детонаційної і ударної хвилі, викликаної вибухом, сприяло розвитку зони дроблення (пластичних деформацій) навколо свердловини. Причому хвиля напружень, переміщаючись всередині сформованої виїмки – надрізу, досягнувши її внутрішньої бокової поверхні і відбившись від її призвело до потужного динамічному удару з формуванням зони деформації в вершині виїмки. Більш того, мінімальні значення напружень стискання, що виникли біля вершини виїмки (надрізу) стали основою формування зони дотичних і незначних напружень розтягання, що призвело до зниження швидкості росту тріщин і в кінцевому підсумку до сплюскування в місцях їх зародження. Також слід зазначити, що поширення мікротріщин в області виїмки було заблоковано дією хвилі напружень. Однак концентрація напружень в напрямку вершини виїмки (надрізу) сприяло просуванню вершини мікротріщини до межі, де виявлено початок формування магістральної тріщини

Розглянемо фізичну модель безмежного масиву гірських порід з вибуховою порожниною в його центрі (радіусом r_0) з формуванням магістральних тріщин, викликаного вибухом заряду вибухової речовини. Припустимо, що масив гірських порід, що знаходиться в полі дії вертикальних рівномірно розподілених напружень розтягання σ і має у вибуховій порожнині виїмку – надріз з кутом нахилу β відносно напрямку дії полів напружень розтягання під дією енергії вибуху. Тоді при такому розташуванні елементів зарядної порожнини (поздовжнього надрізу), щодо напрямку дії полів напружень розтягання, дія хвилі напружень сприяло зростанню тріщини в напрямку надрізу. Вони в подальшому були посилені дією проникаючих ГПД через зменшення впливу хвилі напружень, викликаной вибухом.

Основні етапи формування тріщини в поздовжній виїмці (надрізу), викликаной дією енергії вибуху, показано на рис. 5.9.

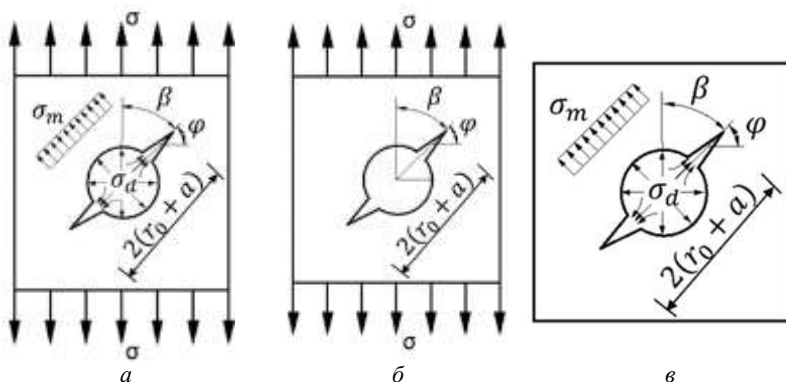


Рис. 5.9. Фізична модель основних етапів процесу формування магістральної тріщини в виїмці шпuru (свердловини) під дією вибуху

Припустимо, що довжина поширення тріщини дорівнює $2a$, то для спрощення розрахунку параметрів квазістатичного тиску σ_m , викликаного збільшеним об'ємом проникаючих ГПД і дією їх σ_d на стінку вибуховий порожнини (свердловини) був встановлений характер її поширення близький до лінійного.

Дія початкових напружень розтягання σ на зразок показано на рис. 5.9, б. Інтенсивність навантаження в вершині тріщини можна представити у вигляді:

$$K_I^c \sqrt{\pi(r_o + a)} \sin^2 \beta \quad (5.13)$$

$$K_{II}^c \sqrt{\pi(r_o + a)} \sin \beta \cos \beta \quad (5.14)$$

де K_I^c і K_{II}^c – інтенсивність статичного напруження в моделях при різних умовах навантаження (умови навантаження при I-му і II-му варіанті, відповідно) під дією початкових напружень розтягання.

Під дією квазістатичного тиску σ_m вибухових газів (рис. 5.9, с) коефіцієнт інтенсивності напружень у вершині тріщини може бути визначений при наступній умові:

$$K_I^d \sqrt{\pi(r_o + a)}_m \quad (5.15)$$

$$K_{II}^d = 0 \quad (5.16)$$

де K_I^d і K_{II}^d – коефіцієнти інтенсивності напружень під дією вибухових газів для умов навантаження I і II, відповідно; F – скоригований коефіцієнт інтенсивності напружень.

Використовуючи принцип суперпозиції шляхом поєднання наведених навантажень, можуть бути отримані наступні вирази:

$$K_I^I = \frac{d \sin^2 \beta \sqrt{\pi(r_o + a)}_m}{c_I} \quad (5.17)$$

$$K_{II}^{II} = \frac{d \sqrt{\pi(r_o + a)} \sin \beta \cos \beta}{c_{II}} \quad (5.18)$$

А з урахуванням максимального значення напружень розтягання від дії вибуху при формуванні тріщини отримаємо наступний вираз:

$$(\sigma \sin^2 \beta + \sigma \sin \phi \sin \beta \cos \beta \cos \phi_m) \quad (5.19)$$

де ϕ – кут утворення тріщини.

При умовах, коли $F = 1$ і $\sigma_m = n\sigma$, то наведена вище формула може бути записана в наступній редакції:

$$(\sin^2 \beta + n) \sin \phi + \sin \beta \cos \beta (3 \cos \phi - 1) = 0 \quad (5.20)$$

Звідси випливає, що, згідно з виконаних розрахунків за умови коли, кут утворення тріщини ϕ і кут її нахилу β варіювали в межах $0 \leq \beta \leq 90^\circ$ з фіксованим його значенням показано про відсутність стійкого зв'язку спільної дії ГПД і початкового напруження розтягання на процес їх формування.

5.2.3. Дослідження механізму роботи вибуху всередині виїмки (зубчастого надрізу) в полі дії напружень розтягання методом каустики

Світловий потік паралельних променів, що генерується лазером 1 (рис. 5.6) після проходження через лінзу 3 і потрапивши в зразок 4 отримуємо зображення 5, яке входить в поле зору лінзи 6 (об'єктив), де фокусується і передається в швидкісну відеокамеру 7. Записаний швидкісною відеокамерою 7 весь процес переміщення вершини тріщини у вигляді темних плям фіксується в цифровому коді на магнітному носії.

Записаний швидкісною відеокамерою 7 процес переміщення вершини тріщини (темні плями на зображенні 5), оцінювали за коефіцієнтом інтенсивності динамічних напружень, згідно виразу:

$$K \frac{2\sqrt{2\pi}}{3g^{5/2}z_{\text{мод}}^{3/2} \mu_o d_{\text{max}}^{5/2}} \quad (5.21)$$

$$KI_{II} \quad (5.22)$$

де K_I і K_{II} – коефіцієнти інтенсивності динамічних напружень для умов навантаження середовища I і II, відповідно; d_{max} – максимальний діаметр спектру каустики в напрямку формування тріщини; g – числовий коефіцієнт; μ – коефіцієнт пропорційності інтенсивності навантажень; z_0 – відстань від еталонної площини до зразка; c – оптична постійна матеріалу зразка (моделі); $h_{\text{мод}}$ – товщина зразка.

Згідно розробленої методики досліджень розглянемо динаміку поширення тріщин в моделі (перша серія експериментів) в процесі її руйнування вибухом. У зразках серії С1-1 в сформованій вибуховій порожнині, в якій виїмка (надріз) виконана під кутом 90° у напрямку

перпендикулярно наведеному початковому напруженню розтягання, а в зразках серії С1-2 – паралельно напруженню розтягання. Тоді як в іншій групі зразків – С2-1 і С2-2 – під кутом 45° у напрямку перпендикулярно і паралельно наведеному напруженню розтягання, відповідно. Моделі в кожній серії підривались за двома умовами навантаження: І-й без наведення напружень розтягання і ІІ-й – з напруженням розтягання рівним 5,0 МПа. За результатами підривання моделей виготовлені кінограми процесу руйнування, записані швидкісною відеокамерою. В якості прикладу на рис. 5.10 показана динаміка поширення тріщин (темні плями на зображенні – каустичні котли у вершині тріщини) від вибуху ВР у вибуховій порожнині з виїмкою (надрізом) під кутом 90° до горизонтальної площини моделі.

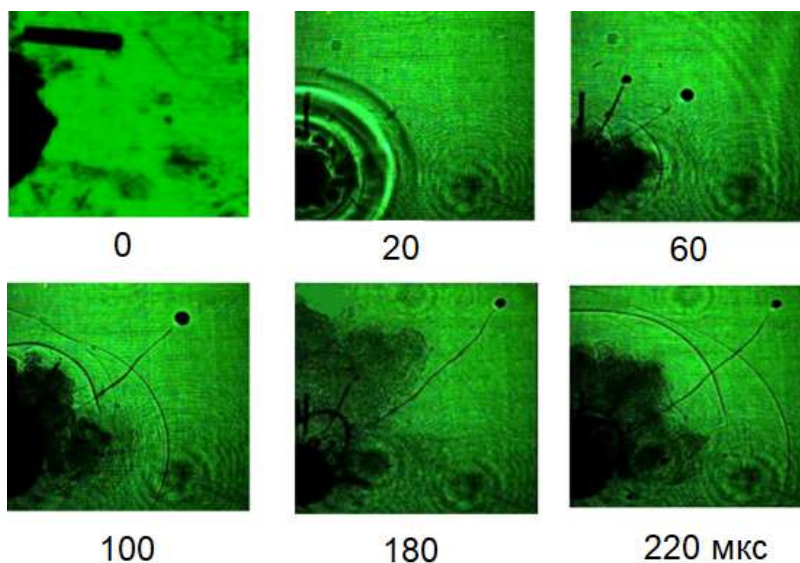


Рис. 5.10. Динаміка розповсюдження тріщин від вибуху ВР в вибуховій порожнині з надрізом під кутом 90° до горизонтальної площини моделі

Під дією хвилі напружень (20 мкс, рис. 5.10), викликаной вибухом заряду вибухової речовини, темні плями в зразку серії С1-1 рухались по прямій без явної зміни її напрямку (60 мкс, рис. 5.10). Згодом діаметр темних каустичних плям поступово збільшувався, поки не припинилось

зростання тріщини. З динаміки процесу видно, що максимальний кут відхилення (47°) тріщини з'явились при часі рівному 180 мкс з подальшим її переміщенням до межі зразка, досягнувши максимального кута відхилення з довжиною 153 мм при часі рівному 220 мкс. Тоді як для зразків серії С1-2, які піддавались спільному навантаженню від дії вибуху і напруженням розтягання слід тріщини з темними плямами каустики обрали обкатану форму в напрямку перпендикулярно початковим напруженням розтягання, при якому від магістральної тріщини на початку її формування відділялись допоміжні тріщини. При таких же умовах для групи зразків С2 діаметр плям каустики поступово зменшувався з загасанням зростання тріщин.

За результатами виконаних досліджень побудовано залежності зміни довжини поширення основної тріщини в часі, викликаной вибухом в моделі груп С1 і С2, які показані на рис. 5.11 і 5.12.

Отримані залежності оброблені методами кореляційного аналізу з виведенням рівняння регресії і коефіцієнту детермінації. Вони показали високу збіжність з експериментальними даними.

Для встановлення характеру і довжини поширення основної тріщини в виїмці (надрізі) введено позначення, за яким визначалось напрямок навантаження в моделі: паралельно і перпендикулярно $L\parallel$ і $L\perp$ відповідно. Протягом усього процесу навантаження моделей довжина поширення тріщин $L\parallel$ паралельно виїмці для зразків групи С1-1 і С1-2 досягла максимальних значень в часі рівному 240 мкс (144 мм і 153 мм відповідно). Значення їх мали мінімальну різницю, що вказує на незначний вплив початкового напруження розтягання, а також ослаблення дії хвилі напружень, викликане дією вибуху. Таким чином, результати експериментів показали, що при куті, укладеному між виїмкою (надрізом) і напрямком дії початкового напруження розтягання рівному 45° , прикладені напруження мають незначний вплив на поширення магістральної тріщини в разі, коли воно спрямоване паралельно виїмці і з максимальним відхиленням основної тріщини, коли напруження наведено перпендикулярно напрямку виїмки.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

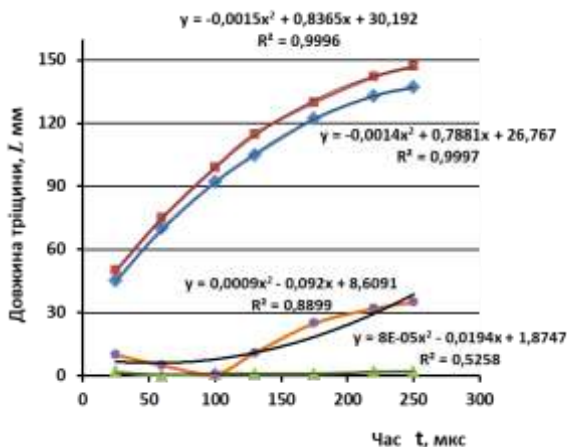


Рис. 5.11. Графік залежностей розповсюдження основних тріщин в моделі групи C1 під час дії вибуху

1 – модель C1-2 (//); 2 – модель C1-1 (//); 3 – модель C1-2 (⊥); 4 – модель C1-1 (⊥)

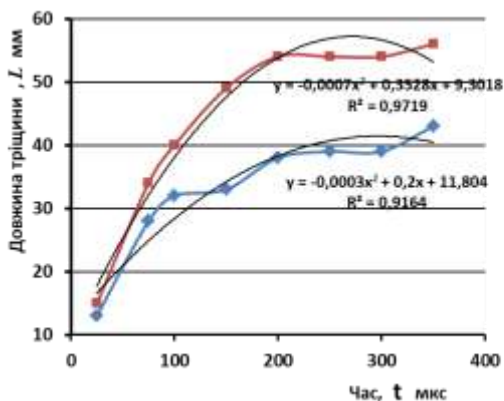


Рис. 5.12. Графік залежностей розповсюдження основних тріщин в моделі групи C2 під час дії вибуху

1 – модель C2-1; 2 – модель C2-2

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Характер поширення тріщин в моделі при різних умовах навантаження оцінювали за коефіцієнтом інтенсивності динамічного напруження, який розраховували згідно наведених формул (5.21) і (5.22). Результати розрахунків показано в табл. 5.3.

Таблиця 5.3.

Розрахункові значення коефіцієнту інтенсивності динамічного навантаження при вибуховому руйнуванні групи моделей С1 і С2

Показники	Коефіцієнт інтенсивності напружень, K^d , МПа·м ^{1/2}	Час дії процесу навантаження моделей, мкс					
		25	50	100	150	200	250
Модель групи С1-1	K^d_I	0,1	0,51	0,6	0,45	0,75	0,3
	K^d_{II}	0,0	0,05	0,05	0,08	0,1	0,15
Модель групи С1-2	K^d_I	1,0	1,21	1,18	0,85	0,78	0,98
	K^d_{II}	0,3	0,5	0,6	0,3	0,2	0,6
Модель групи С2-1	K^d_I	1,8	1,4	0,2	1,0	0,15	0,2
Модель групи С2-2	K^d_I	1,25	1,6	0,25	1,15	0,2	0,2

Аналіз розрахункових даних коефіцієнту інтенсивності динамічного напруження від часу при вибуховому руйнуванні групи моделей С1 і С2 (табл. 5.3) показав, що інтенсивність розвитку тріщин для серії зразків С1 (рис. 5.11) був зафіксований на зразках С1-2, який перевищив інтенсивність на зразках С1-1. Так, максимальні їх значення склали 1,21 МПа·м^{1/2} і 0,75 МПа·м^{1/2} відповідно. При цьому, зміна кута до 45° між напрямком наведення початкового напруження розтягання перпендикулярно виїмці сприяє зростанню основних і додаткових тріщин навколо зарядної порожнини, а при паралельному навантаженню їх загасання (сплюснення). Такий режим навантаження активізує зростання основних тріщин зі збільшенням коефіцієнту інтенсивності напружень у вершині тріщини.

5.2.4 Дослідження механізму роботи вибуху в моделі з різною формою поперечного перерізу вибухової порожнини поза полем дії напруження розтягання

Слід звернути увагу на результати експериментальних вибухів в моделях з різною формою поперечного перерізу вибухової порожнини, згідно методики, наведеної в роботі [92]. На рис. 5.13 маємо фото плоских моделей, зруйнованих вибухом заряду високобризантного ВР – тєну з різною формою зарядної порожнини.

На фото моделей (див. рис. 5.13, *а, б і в*), зруйнованих вибухом заряду вибухової речовини різної форми видно, що навколо зарядної порожнини спостерігається нерівномірний розподіл різних видів деформацій, характер яких залежить від форми поперечного перерізу заряду. Так, при круглій формі (див. рис. 5.13, *а*) спостерігається рівномірно розподілена сітка радіальних тріщин, яка поширюється до межі моделі. Основні і допоміжні тріщини також поширюються рівномірно від осі заряду у всі боки. Тоді як при підриві заряду трикутної форми перерізу (див. рис. 5.13, *в*), картина руйнування моделі дещо інша, ніж при дії заряду циліндричної форми. В даному випадку характер розподілу тріщин в моделі має чітко виражену асиметрію. Так, в вершинах трикутника (контуру заряду) концентруються максимальні напруження, які сприяють формуванню, як густо розгалужену мережу тріщин, так і основні в цих зонах у напрямку до межі моделі.

При руйнуванні моделі зарядом з квадратною формою поперечного перерізу радіальні тріщини (див. рис. 5.13, *б*), сформовані під час вибуху, також характеризуються з чітко спрямованим напрямком. Найбільша їхня довжина з максимальним розкриттям до межі моделі спостерігається в місцях максимальної концентрації напружень, тобто в кутах і перпендикулярно до бічної поверхні зарядної порожнини в формі квадрату. При цьому зона пластичних деформацій незначна і складає всього $2-3 r_0$, а зона перездрібнення – $3-5r_0$.

Аналізуючи конфігурацію зони руйнування зарядом в перерізу який має квадратну форму, можна відзначити її збіг за формою з зоною руйнування від вибуху заряду циліндричної форми.

Отже, при однаковій масі заряду зі збільшенням його довжини в середовищі, що руйнується, відбувається перерозподіл енергії ВР і формування різноградієнтного, різнонаправленого поля напружень, яке зміщується у часі і просторі. Це призводить до зменшення радіуса зони перездрібнення на 20–30 % і збільшення зони пластичних деформацій за рахунок зростання впливу зсувних та напружень розтягання.

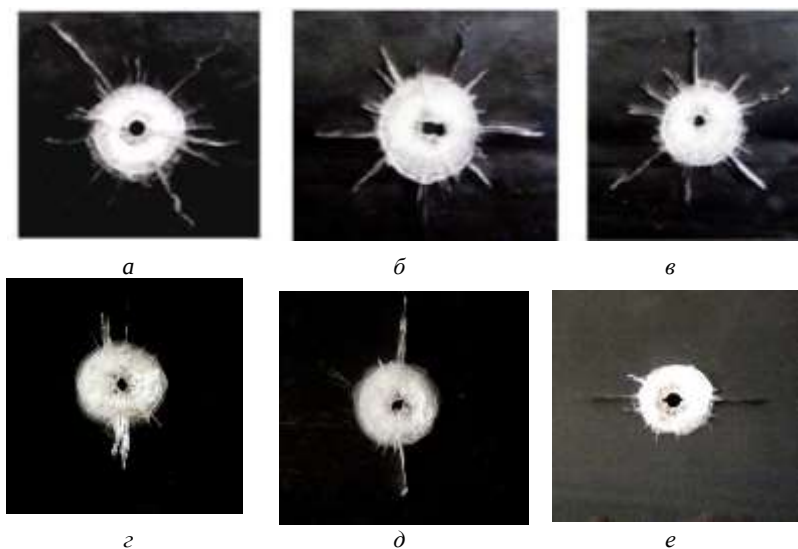


Рис. 5.13. Фото плоскої моделі, зруйнованої зосередженим зарядом ВР циліндричної (а), квадратної (б) і трикутної (в) форми поперечного перерізу, а на фото г, д и е моделі з подовженою виїмкою (надрізом) під кутом 90°, 45° і паралельно до горизонтальної площини моделі, відповідно

Розподіл тріщин в моделі під час вибуху ВР у вибуховій порожнини з подовжною виїмкою (надрізом) показано на рис. 5.13, г, д, е без впливу початкових напружень розтягання, де: г – модель, в якій подовжною виїмкою спрямовано під кутом 90°; д – 45° і е – паралельно до горизонтальної площини моделі, відповідно.

Характер і довжина поширення магістральної тріщини від вибуху ВР в моделі для всіх серій був ідентичний. Так, зона перездрібнення і пластичних деформацій формувалась навколо вибуховий порожнини в радіусі рівному $3-5r_0$. Навколо цієї зони в напрямку виїмки (надрізу) поширювались, як магістральні, так і вторинні тріщини. На генерацію магістральних тріщин, поширення яких відбувається під дією хвилі напружень від вибуху ВР, витрачається значна кількість енергії, тоді як на утворення вторинних недостатньо енергії через втрату значного

об'єму ГПД у вибуховій порожнині, розташованій в моделі. Аналізуючи характер поширення тріщин, було встановлено, що глибина поширення основних (магістральних) тріщин в зразках всіх серій становила 40–60 мм з невеликим кутом відхилення від напрямку виїмки (надрізу), а довжина вторинних тріщин за зоною перездрібнення і пластичних деформацій – не більше ніж 10–15 мм. Це говорить про те, що недостатньо енергії на формування другорядних тріщин симетрично по обидві сторони від вибухової порожнини.

Таким чином, застосування такої конструкції заряду при будівництві підземних споруд (перегінних залізничних тунелів і метрополітену, гірничих виробок великого перерізу) на територіях з розвинутою інфраструктурою сприяє утворенню по контуру виробки екрануючої зони (щілини). Ця зона забезпечить сейсмічну безпеку об'єктів цивільного та промислового призначення, яка знаходиться під охороною в період будівництва підземних споруд.

5.3. Розробка способу зниження сейсмічної дії вибуху при проходці виробки в масивах міцних гірських порід складної будови

Ефективним методом управління сейсмічною дією вибуху і зниженням рівня його впливу на поверхневі об'єкти цивільного і промислового призначення є екранування сейсмічних коливань вибухових хвиль шляхом утворення екрануючої зони по контуру виробки, що будується.

Результатами теоретичних і експериментальних досліджень доведено ефективність роботи зарядів з виїмкою по довжині шпура (свердловини) використання яких сприятиме ефективному руйнуванню міцних гірських порід складної будови і оптимізації параметрів БПР при проходці виробок (тунелів) великого перерізу з покращенням їх показників і сейсмічної безпеки охороняємих об'єктів.

З цією метою ними розроблено спосіб зниження сейсмічної дії вибуху при проходці виробки в масивах міцних гірських порід складної будови, який базується на врахуванні фізико-механічних властивостей масиву гірських порід, їх текстури і тріщинуватості, що є визначальним фактором впливу на характер поширення сейсмічних коливань в різних напрямках від місця вибуху.

Суть способу полягає в визначенні у вибої підготовчої виробки (рис. 5.14), наприклад, забою Дніпровського метрополітену, зони порід (1) з відмінними від існуючих фізико механічних властивостей ділянки гірського масиву.

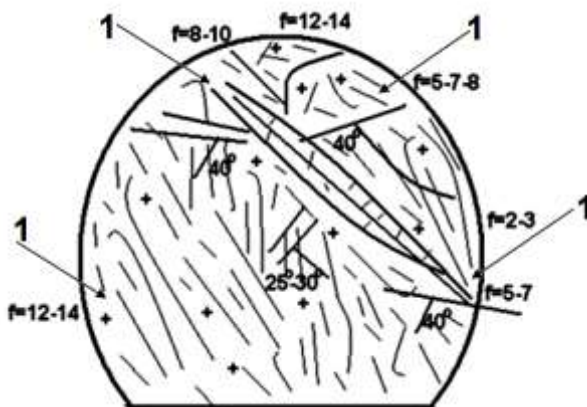


Рис. 5.14. Схема розміщення порід складної будови вибою ЛПТ Дніпровського метрополітену (стовбур 11, глиб. 55 м, ПК132+91,35)

1 – зони порід різної міцності по перерізу виробки

Для цього на відмічених ділянках в перерізу виробки буровим станком НКР-100М бурять геологорозвідувальні свердловини (2, рис. 5.15) діаметром 75–100 мм, проводять відбір кернів за допомогою кернавідбірника, наприклад, EZY-MARK™. З відібраних геологорозвідувальних кернів в умовах лабораторії виготовляють зразки і проводять дослідження уточнюючи данні властивостей порід та типу і напрямку розвитку систем тріщин. Потім в цих зонах бурять шпури (рис. 5.15) на глибину рівну половини довжини заходки, заряджають патронованим промисловим ВР і підривають. По отриманим воронкам викиду розраховують коефіцієнт анізотропії із співвідношення $K = a/b$, де: a і b – велика і мала осі вирви руйнування, відповідно, за якими коригують параметри паспорту буропідричних робіт в цих зонах (відстань між шпурами в ряду і між рядами шпурів) використовуючи номограму (рис. 5.50). Також проводять ідентифікацію систем тріщин, їх густину, які враховують при розрахунку середніх показників коефіцієнту тріщинуватості згідно виразу: $K_{тр.ср} = (K_{тр1} + K_{тр2} + K_{тр3})/3$, де: $K_{тр1}$, $K_{тр2}$ і $K_{тр3}$ – інтенсивність мікротріщинуватості в горизонтальній площині, відповідно.

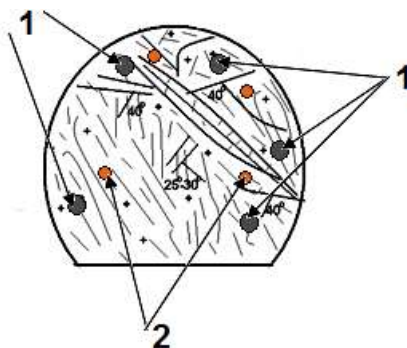


Рис. 5.15. Схема буріння геологорозвідувальних свердловин і шпурів по перерізу виробки

1 – геологорозвідувальні свердловини;

2 – шпури для коригування параметрів паспорту БПП по перерізу виробки

Далі проводять коригування параметрів контурних зарядів і схем їх розташування (див. рис. 5.16). Для цього в зоні контурного ряду бурять один шпур діаметром не нижче подвоєному діаметру патрону промислового ВР на глибину рівну половини довжини заходки. Потім на внутрішній поверхні шпура формують симетричні поздовжні порожнини – надрізи під кутом 45° (рис. 5.16, б). Підготовлений шпур заряджають патронованим ВР і підривають. За системою сформованих тріщин визначають радіус тріщиноутворення $R_{тр}$ до межі зони сплюснення сформованих радіальних тріщин (рис. 5.16, в). По отриманим даним радіуса тріщиноутворення визначають раціональну відстань між контурними шпурами, яка не повинна перевищувати $a = (1,5-2,0)R_{тр}$. Отримані параметри відстані між контурними шпурами на поверхні вибою проводять їх розмітку і бурять по всьому перерізу виробки.

В пробурених контурних шпурах по всій його довжині в напрямку контуру виробки (рис. 5.16, а) наносять симетричні поздовжні виїмки – надрізи під гострим кутом на глибину рівну $h = (1,2-1,3)d_{шп.}$. Потім в підготовлених шпурах по всьому перерізу виробки формують заряди ВР суцільної конструкції, а в контурних – секційні із з'єднаних між собою двох патронів ВР, які розташовують згідно осі, яка проходить через

центри цих зарядів паралельно контуру виробки і перпендикулярно тензору головних напружень та максимальному потоку енергії вибуху $\vec{F}_{\max}$ в напрямку руйнуючого середовища. Крім того, в контурних шпурах проміжок між масивом порід і зарядом ВР заповнюють демпфіруючим прошарком із інертного матеріалу, наприклад, сіль, деревинна мука, гума або кульки із пінопласту.

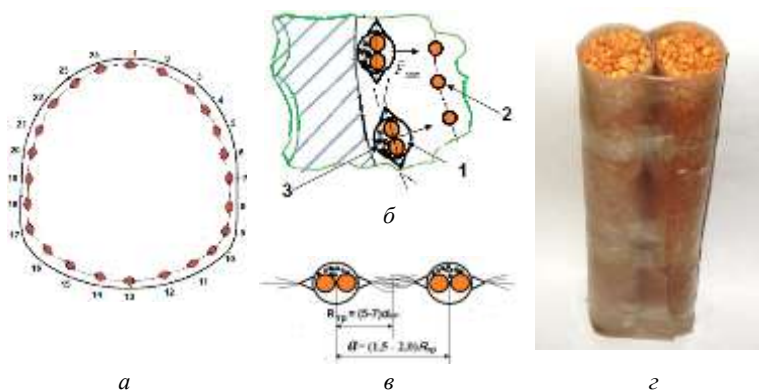


Рис. 5.16. Схема розташування контурних зарядів в вибої виробки і визначення їх параметрів в коригованому паспорті БПР

1 – контурні заряди; 2 – ряд допоміжних (біля контурних) зарядів;
3 – демпфіруючий прошарок; а – схема розташування контурних зарядів по перерізу вибою виробки; б – схема розташування і конструкція контурних зарядів; в – схема для розрахунку параметрів контурних зарядів; г – зовнішній вигляд контурного заряду із подвоєних патронів ВР

Далі в підготовлені шпурові заряди ВР встановлюють ініціатори, гирло шпурів герметизують набивкою, заряди комутують в мережу і підривають з уповільненням починаючи з контурних зарядів з утворенням екрануючої зони по контуру виробки із розгалуженої сітки радіальних тріщин, а в останню чергу – врубів, відбійні і допоміжні, з уповільненням починаючи з 60 мс, де: a – відстань між контурними зарядами; h – глибина поздовжньої виїмки – надрізу; R_{tr} – радіус тріщиноутворення; $d_{шп}$ – діаметр шпура.

Розділ 6. РОЗРОБКА І ОБГРУНТУВАННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ І БЕЗПЕЧНИХ СПОСОБІВ ВЕДЕННЯ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ В ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ БЛОКАХ РУДНИХ ШАХТ

6.1. Імітаційне моделювання геомеханічних процесів у масиві видобувного блоку крутоспадного рудного покладу

6.1.1. Експериментальні дослідження зміни полів напружень у масиві крутоспадного рудного покладу на моделях

Для вдосконалення вибухової технології розробки рудного покладу в масивах міцних гірських порід складної будови проведено дослідження зміни полів напружень в околиці видобувної камери. Мета дослідження – встановлення максимально можливих зон дії розтягуючих і стискаючих напружень і їх врахування для обґрунтування місця закладення вибухових свердловин і параметрів підривання.

Для вивчення характеру зміни полів напружень в околиці видобувної камери проведено дослідження на моделях відповідно до розробленої методики досліджень, способу імітаційного моделювання напружено-деформованого стану (НДС) масиву гірських порід і методу фотопружності [76-78, 93-94].

Методикою експериментальних досліджень передбачено три серії експериментів. Було підготовлено такі типи моделей гірського масиву, в яких камера розташована під різним кутом нахилу до горизонтальної площини, а саме: 90°, 85° і 75°. Моделі виготовляли з листового органічного скла товщиною 0,015 м і розміром 0,2х0,15 м, в центрі яких формували камеру у вигляді прямокутника з геометричними параметрами: шириною – 0,05 м і довжиною – 0,1 м.

Експериментальні дослідження проводилися в лабораторних умовах ІТМ НАН України з використанням розробленого стенду схема і обладнання якого представлено на рис. 4.3 і рис. 4.4 (підрозділ 4.1.2).

В ході дослідження НДС на моделях з різним кутом нахилу камери характер розподілу полів напружень змінювався [93-94] зі збільшенням навантаження (рис. 6.1.). При цьому концентрація і форма розподілу напружень починає змінюватися в кутах днища і покрівлі камери, як у висячому, так і в лежачому боці. Так, при навантаженні, рівному 2,5 МПа

в моделі попереду камери по її осі формувалось поле світлих тонів з межами, що сприяє появі ізохром першого порядку (рис. 6.1, *а, б, в*). Зі зростанням навантаження до 5,0–10,0 МПа (рис. 6.1, *б, в*) площа ділянки, яка обмежена ізохромами першого порядку, збільшується з одного боку і стінкою камери – з іншого. При збільшенні навантаження до 10,0–17,5 МПа картина розподілу напружень різко змінюється. Так, в моделях з кутом нахилу камери 85° і 75° по її осі відбувається перерозподіл напружень в лежачому і в висячому боці камери з подальшим переміщенням у днище. У кутах днища і покрівлі камери відзначені концентричними ізохромами високих порядків, що відповідають високим напруженням, характерними для всіх типів моделей і відрізняються площею, обмеженою ізохромами.

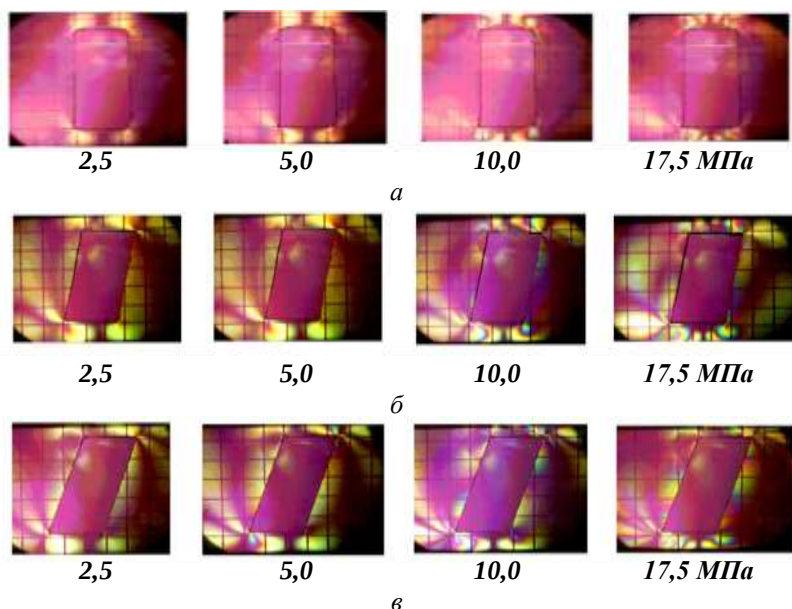


Рис. 6.1. Характер розподілу полів напружень при навантаженні моделі з камерою прямокутної форми і різним кутом нахилу її до горизонтальної площини
а – 90° ; б – 85° ; в – 75°

На підставі результатів досліджень на моделях встановлено, що в крутоспадному рудному покладі при різних кутах її падіння на глибоких горизонтах доцільно закладати бурові виробки ближче до центральної частини камери по її осі в межах з одного боку камери, а з іншого – зони підвищених напружень або в зонах перерозподілу напружень з меншими їх показниками рівними $Q = 0,4-0,8$ – поблизу центральної частини перерізу камери з подальшим переміщенням їх в днище камери як в лежачому, так і в висячому боках.

Розглянемо схеми моделей гірського масиву в околиці видобувної камери для чисельного рішення задачі зміни НДС. Параметри і геометричні розміри моделі відповідають обраній фізичній моделі для дослідження НДС масиву, наведеної вище (підрозд. 6.1.1.).

6.1.2. Математичне моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо камери видобувного блоку методом кінцевих елементів

Для підтвердження адекватності обраної фізичної моделі імітації ПДВ масиву було проведено математичне моделювання і чисельне рішення задачі ПДВ масиву гірських порід в околиці видобувної камери. Поставлену задачу вирішували в пружно-пластичній постановці – методом МКЕ.

Методом МКЕ розраховані значення геомеханічного параметру Q , що характеризує різні параметри змін поля напружень для розглянутих моделей при максимальному навантаженні, по яких отримані кінограми розподілу максимального значення поля напружень уздовж осі камери в центральній її частині (рис. 6.2.).

Так із рис. 6.2, видно, що зона підвищеної різнокомпонентності поля напружень формується на поверхні покрівлі, днища камери і в її кутах ($0,8 < Q < 1,2$) з нахилом камери, рівним 90° . На рис. 6.3 наведені значення параметру Q , що проходить через центр камери уздовж її осі.

У разі, коли камера має кут нахилу, рівний 85° , зона в центральній частині по осі камери як в лежачому, так і в висячому боці найбільш розвантажена ($Q = 0,4-0,8$), рис. 6.2 б, але обмежена з одного боку стінками камери, а з іншого – межею підвищених напружень ($Q = 0,8-1,2$). При формуванні камери в рудному блоці з кутом нахилу, рівному 75° , концентрація головних напружень аналогічна як і для камер з кутом нахилу 90° і 85° – на поверхні покрівлі і днища камери. Найбільш розвантажена зона в моделі з кутом нахилу камери 75°

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

по її осі ($Q = 0,4\text{--}0,8$) з подальшим перерозподілом напружень при збільшенні навантаження зі зміщенням її до днища і покрівлі камери з подальшим збільшенням її площі.

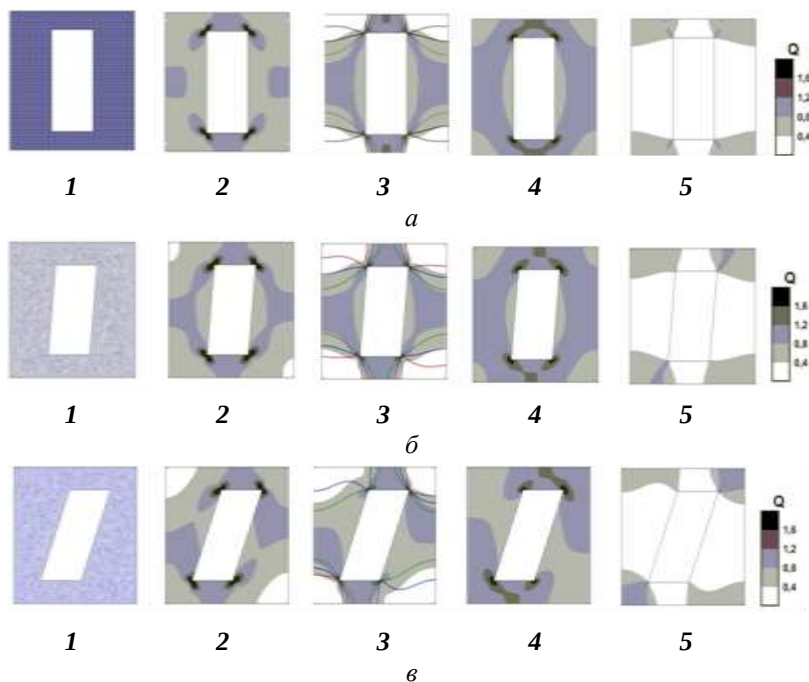


Рис. 6.2. Розподіл параметру Q в моделях з різним кутом нахилу камери до горизонтальної площини
 $a - 90^\circ$; $б - 85^\circ$; $в - 75^\circ$; 1 – кінцево-елементна сітка; 2 – інтенсивність напружень;
 3 – різниця головних напружень і мінімальне; 4 – $\sigma_{\max}$ – максимальні головні напруження; 5 – $\sigma_{\min}$ – мінімальні головні напруження

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

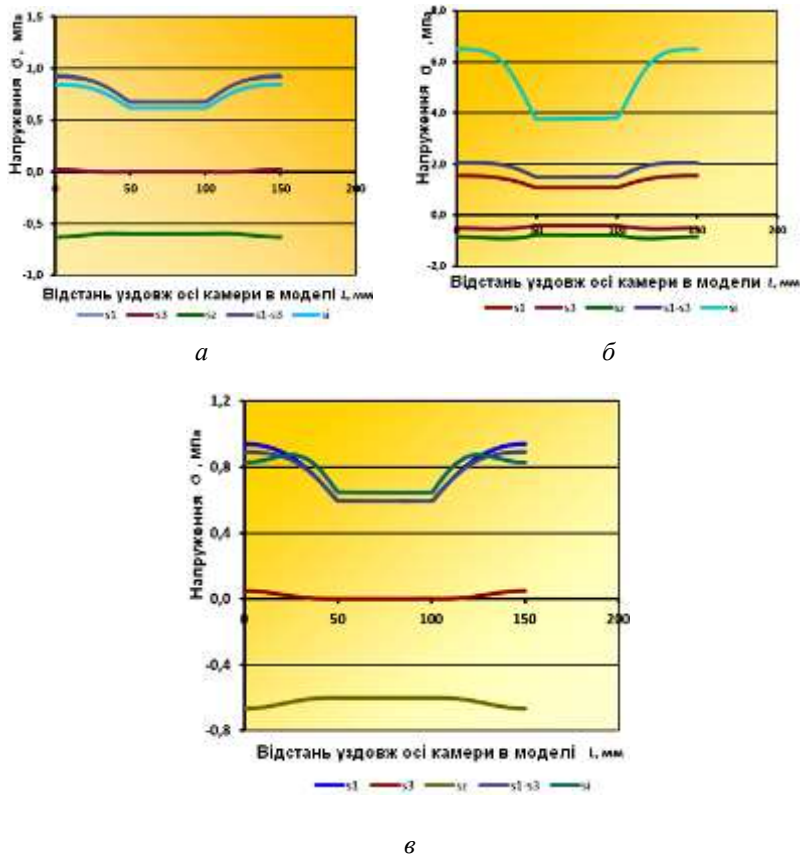


Рис. 6.3. Розподіл напружень уздовж осі камери з різним кутом її нахилу до горизонтальної площини в моделі

а – 90°; б – 85°; в – 75°; S1– σ_1 – максимальні головні напруження;

S3– σ_3 – мінімальні головні напруження;

S1–S3 – σ_1 – σ_3 – різниця максимальних і мінімальних головних напружень;

SZ– σ_z – напруження, перпендикулярні в площині моделі;

Si– σ_i – інтенсивність напружень

6.2. Експериментальні та аналітичні дослідження по обґрунтуванню раціональних параметрів буропідричних робіт при руйнуванні твердого середовища вибухом на моделях

6.2.1. Експериментальні дослідження руйнування твердого середовища зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

Численними дослідженнями встановлено, що форма воронки викиду при руйнуванні статично напружених твердих середовищ вибухом заряду вибухової речовини в перерізі набуває еліптичної форми [12-13]. При цьому, відділення деякої частини гірського масиву вибухом з одночасним дробленням його на кондиційні шматки, їх переміщення, форми їх навалу для забезпечення подальшої ефективної роботи технологічного обладнання потрібно наявність достатніх розмірів додаткових вільних поверхонь. Ці умови характерні для підземних рудників, коли проведення як горизонтальних, так і вертикальних гірничих виробок в в'язких напружених міцних гірських породах складної будови ведеться у стані «затиску» під дією сил гірського тиску, зміною фізико-механічних властивостей гірських порід при збільшенні глибини розробки, а також незначної площі поперечного перерізу виробки.

З метою обґрунтування параметрів способу проведення підготовчих виробок [85, 95-96] та встановлення особливостей впливу стану твердого середовища в режимі «затиску», параметрів вибухового імпульсу, діючого на стінки зарядної порожнини від вибуху заряду ВР різних конструкцій на характер його руйнування, були проведені експериментальні дослідження на піщано-цементних моделях у полігонних умовах.

Відповідно з розробленим способом моделювання [83] та методики досліджень [97], моделі виготовляли у формі циліндра діаметром 270 мм і заввишки 200 мм.

Моделювання напруженого стану середовища створювалося шляхом формування піщано-цементної суміші в сталевій формі, яка має зовнішню циліндричну об'єм з приладом фіксування її положення. Форму моделі виготовляли з листової сталі товщиною стінок в межах 2–3 мм. Піщано-цементну суміш готували в пропорції: кварцовий пісок + цемент марки 400 = 1:1 з додаванням 10 % води.

В процесі виготовлення моделі в центрі її для створення додаткової вільної поверхні в піщано-цементну суміш встановлювали вкладиш для

формування компенсаційної порожнини еліптичної форми. Геометричні параметри вкладиша описуються великим радіусом еліпсоїда, рівним 40 мм, орієнтованого в напрямку зони можливої дії гірського тиску і малим радіусом рівним 30 мм з розмірами 80х60 мм. Вкладиш в модель встановлювали на глибину 180 мм (рис. 6.4). Навколо компенсаційної порожнини від центру її по колу радіусом $R = (0,3-0,35) d_{\text{мод}}$ в вершинах вписаного квадрата за допомогою вставок формували чотири циліндричні порожнини для розміщення в них зарядів ВР. Вставки встановлювали на глибину 170 мм діаметром 10 мм. Схема моделі приведена на рис. 6.5.

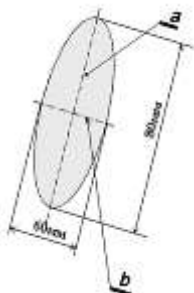


Рис. 6.4. Зовнішній вид і параметри компенсаційної порожнини

a – велика і b – мала осі еліпсу

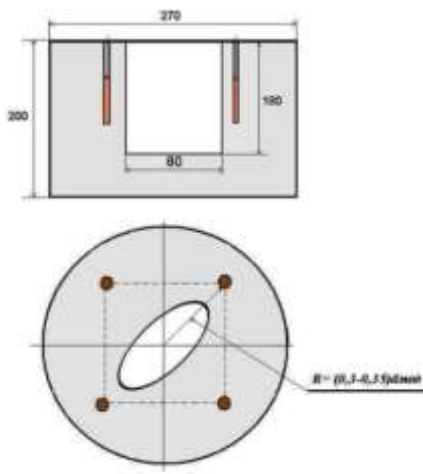


Рис. 6.5. Схема циліндричної моделі з комплектом шпурів навколо компенсаційної порожнини

Одночасно з виготовленням основних моделей виготовлялись зразки для визначення щільності ρ , швидкості поздовжніх хвиль C_p і міцності на одновісне стискання моделей $\sigma_{ст}$ відповідно до чинних Держстандартів.

Результати випробувань показали наступні значення: щільність – 1398 кг/м³; швидкість поздовжньої хвилі – 3150 м/с і міцність на одновісне стискання – 20,6 МПа.

Після набору максимальної міцності моделей були проведені експериментальні дослідження в полігонних умовах ПрАТ «ДФДК». У вибухових порожнинах підготовлених моделей формували подовжені заряди ВР різних конструкцій: постійного перерізу, з котловим розширенням в торці свердловини, зі сферичною вставкою в торці свердловини, з почерговими сферичними вставками (див. рис. 3.12, підрозд. 3.2.3). Вибухову речовину поміщали у патрони циліндричної форми діаметром 0,9–0,95 відповідно до діаметра вибухової порожнини, виготовлений із пергаменту. В якості ВР використовували вибухову композицію: суміш із тєну+тверде ракетне паливо – ТРП [61]. Для підривання зарядів виготовлювали ініціатори у вигляді патрона циліндричної форми діаметром 5–6 мм в який розміщували 80–100 мг високобризантного ВР – тєну з містком розжарювання. На місток розжарювання для передачі імпульсу ініціатору наносили крапельку азиду свинцю – високобризантного ВР. Устя зарядів герметизували набивкою з кварцового піску фракції 0,25 мм. Загальна маса ВР в зарядах становила 4,0 г, питомі витрати ВР – 0,33 кг/м³. Підготовлені заряди в моделі комутували з мережею вибухового приладу ВПК [40], встановлювали модель в металевий бокс (вибухова камера) і дистанційно підривали з укриття (рис. 6.6) з уповільненням, починаючи від пари зарядів, що знаходяться в зоні можливого напрямку дії переважаючих сил гірського тиску на компенсаційну порожнину по лінії більшого радіусу еліптичної порожнини, а пара інших зарядів – по лінії перпендикулярній лінії меншого радіуса порожнини.

Після кожного вибуху зарядів ВР різних конструкцій проводили дослідження гранулометричного складу зруйнованих моделей методом ситового аналізу згідно відомих методик [39] з використанням аналізатора ситового А30 і набору лабораторних сит типу СЛ-200 № 58 (рис. 3.21). За результатами дослідження гранулометричного складу зруйнованих моделей розраховували діаметр середнього куску, площу новоутвореної поверхні, об'єм зруйнованої моделі (табл. 6.1) за якими будували кумулятивні криві, наведені на рис.6.7.



a



б

Рис. 6.6. Загальний вид циліндричної моделі в вибуховій камері

a – до вибуху; б – після вибуху

Аналіз результатів дроблення моделей показав (див. табл. 6.1), що площа новоствореної поверхні зруйнованої вибухом заряду вибухової речовини змінного перерізу в порівнянні з зарядами інших конструкцій (з котловим розширенням в торці заряду, суцільної конструкції) збільшилася в 1,4–1,45 рази, а діаметр середнього шматка на 50–60 %. Встановлено рівномірність розподілу гранулометричного складу для зарядів змінного перерізу в порівнянні з іншими конструкціями зарядів (рис. 6.7). При цьому рівномірно розподіляється вихід, як дрібних, так і великих фракцій, збільшився середній кусок і маса відбитої вибухом частини моделі для зарядів змінного перерізу.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 6.1.

Результати дроблення піщано-цементних моделей вибухом заряду ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину

Конструкції зарядів	Маса відбитої вибухом частки моделі, m , кг	Діаметр середнього куска $d_{ср}$	Склад фракцій (в %), зруйнованою вибухом моделі		Об'єм відбитої вибухом частки моделі, $V \cdot 10^{-3}$, m^3	Нова утворена поверхня, $S_{н.}$, cm^2
			$d_i < 20$ мм	$d_i > 50$ мм		
Заряд постійного перерізу	1,270	22,55	51,45	20,0	0,66	32548
Заряд зі сферичною вставкою в торці шпура	3,965	33,53	44,1	29,4	2,5	72670
Заряд з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками	3,525	37,7	50,0	26,4	2,86	78600
Заряд з котловим розширенням в торці	2,100	23,3	51,1	19,6	1,09	62088

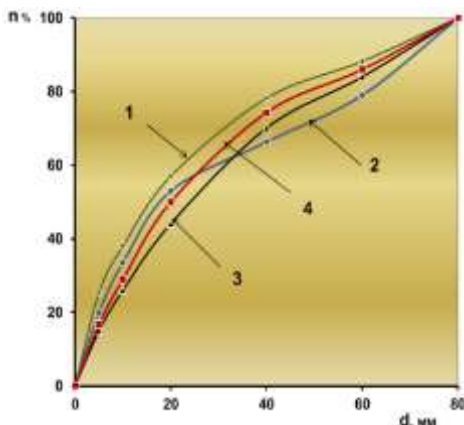


Рис. 6.7. Залежність складу фракцій дроблення n від їх розміру d при розподілі гранулометричного складу зруйнованої вибухом частини моделі зарядами ВР різних конструкцій на компенсаційну порожнину
 1, 2, 3, 4 – заряди ВР постійного перерізу; з котловим розширенням в торці шпура; зі сферичною вставкою в торці шпура; з рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками

6.2.2. Математичне моделювання вибору та обґрунтування параметрів буропідривних робіт для ефективного руйнування міцних гірських порід

Протягом випробувань було виявлено, що кількість фракцій різного типу залежить від форми компенсаційної порожнини в центрі моделі. В результаті дослідження, фіксувалися такі данні: розмір фракції, середній розмір фракції, маса i -ої фракції, частка i -ої фракції в загальній масі зруйнованої частини моделі, середній діаметр i -ої фракції, площа новоутвореної поверхні i -ої фракції, загальна площа новоутвореної поверхні.

Для розв'язання задачі були побудовані регресійні моделі, що відображають залежність між фракціями різного типу і діаметрами еліпсу і на їх основі розробити **математичні моделі** оптимізації параметрів компенсаційної порожнини і вибору раціонального типу конструкції заряду ВР. Обраний критерій оптимізації – **максимальний вихід кількості середніх фракцій** [84].

Дослідження кореляційної залежності між основними показниками, що характеризують вибух (розмір фракції, середній розмір фракції, маса i -ої фракції, частка i -ої фракції в загальній масі зруйнованої частини моделі, середній діаметр i -ої фракції, площа новоутвореної поверхні i -ої фракції, загальна площа новоутвореної поверхні) показало, що ці параметри пов'язані досить стійким лінійним кореляційним зв'язком, оскільки відповідні коефіцієнти кореляції знаходяться в межах $[0,7;1]$, тому, в подальшому дослідженні за основний параметр виберемо один з них – а саме частку i -ої фракції в загальній масі зруйнованої частини моделі, дослідимо залежність фракційного складу від параметрів компенсаційної порожнини та побудуємо відповідні рівняння регресії.

Для прикладу розглянемо результати 16-ти дослідів в яких менший діаметр еліпса змінюється від 45 до 75 мм, а більший – від 65 мм до 95 мм. Дані, які отримані у результаті експерименту по руйнуванню моделей зарядами ВР суцільної конструкції, наведені в табл. 6.2.

Протягом декількох серій експериментів було виявлено, що кількість фракцій різного розміру залежить від параметрів компенсаційної порожнини в центрі моделі (рис. 6.4). Тому в процесі досліджень фіксувались такі показники: розмір фракції, середній розмір фракції, маса i -ої фракції, частка i -ої фракції в загальній масі зруйнованої частини моделі, середній діаметр i -ої фракції, площа новоутвореної поверхні i -ої фракції, загальна площа новоутвореної поверхні.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 6.2.

Розподіл фракцій дроблення при руйнуванні твердого середовища

№ дослід- ду	Мала вісь, b	Вели- ка вісь, a	Відно- шення осей еліпсу, X	Кількість дрібних фракцій, %	Кількість середніх фракцій, %	Кількість великих фракцій, %
1	45	65	0,692	48,6	21,3	30,0
2	47	67	0,701	49,4	22,5	28,1
3	49	69	0,710	50,5	22,5	27
4	51	71	0,718	51,8	22,6	25,6
5	53	73	0,726	52,6	23,0	24,4
6	55	75	0,733	53,3	22,9	23,7
7	57	77	0,740	54,1	23,1	22,8
8	59	79	0,747	55	23,3	21,7
9	61	81	0,753	55,7	23,2	21
10	63	83	0,759	56,7	22,9	20,4
11	65	85	0,765	57,2	23	19,8
12	67	87	0,770	58,1	22,5	19,4
13	69	89	0,775	58,7	22,8	18,5
14	71	91	0,780	59,4	23,0	17,6
15	73	93	0,785	60,1	22,9	17,0
16	75	95	0,789	61,2	22,4	16,4

Аналогічні результати отримано при вибуховому руйнуванні моделей зарядами ВР змінного перерізу, з котловим розширенням в торці шпуру, зі сферичною вставкою в торці і з сферичними вставками, які рівномірно чергуються по колонці заряду від зміни параметрів компенсаційної порожнини еліптичної форми.

Для цього обчислимо коефіцієнти кореляції та кореляційне відношення між досліджуваними параметрами. По результатах обчислень, які наведені в табл. 6.3, табл. 6.4, дослідимо залежність кількості дрібних, середніх і великих фракцій від параметрів компенсаційної порожнини.

Встановлено, що кореляційна залежність між осями порожнини і кількістю середніх фракцій мала, але кореляційне відношення знаходиться в допустимих межах і має нелінійну залежність між цими параметрами.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 6.3.

Лінійна кореляційна залежність розподілу фракційного складу зруйнованої частини моделі вибухом заряду ВР постійного перерізу від параметрів компенсаційної порожнини еліптичної форми

Показники	Мала вісь компенсаційної порожнини	Велика вісь компенсаційної порожнини
Кількість дрібних фракцій	0,9976	0,99761
Кількість середніх фракцій	0,3766	0,37655
Кількість великих фракцій	-0,988	-0,9882

Таблиця 6.4.

Нелінійна кореляційна залежність розподілу фракційного складу зруйнованої частини моделі вибухом заряду ВР постійного перерізу від параметрів компенсаційної порожнини еліпсової форми

Показники	Мала вісь компенсаційної порожнини	Велика вісь компенсаційної порожнини
Кількість дрібних фракцій	0,92871	0,92871
Кількість середніх фракцій	0,67082	0,67082
Кількість великих фракцій	0,93095	0,93095

Встановлено, що кореляційна залежність між осями порожнини і кількістю середніх фракцій мала, але кореляційне відношення знаходиться в допустимих межах і має нелінійну залежність між цими параметрами.

Відповідно до експериментальних даних розподілу фракційного складу зруйнованої частини твердого середовища (моделі) зарядами ВР різних конструкцій і параметрів компенсаційної порожнини еліптичної форми побудовано залежності лінії регресії для зарядів змінного і постійного перерізу за допомогою Додатку MS Excel, які описуються рівняннями регресійно-кореляційного аналізу (рис. 6.8; 6.9; 6.10; 6.11).

З графіків видно, що відношення між кількістю дрібних і великих фракцій та параметрів осей компенсаційної порожнини еліптичної форми має лінійну залежність яку обґрунтовано, а незначне відхилення лінії регресії від вхідних даних оцінюється коефіцієнтом апроксимації, який прагне до 1. Лінійна залежність спостерігається також і між кількістю великих фракцій і відношенням осей порожнини. Відповідні обчислення для кількості середніх фракцій підтверджують, що залежність має нелінійний характер.

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

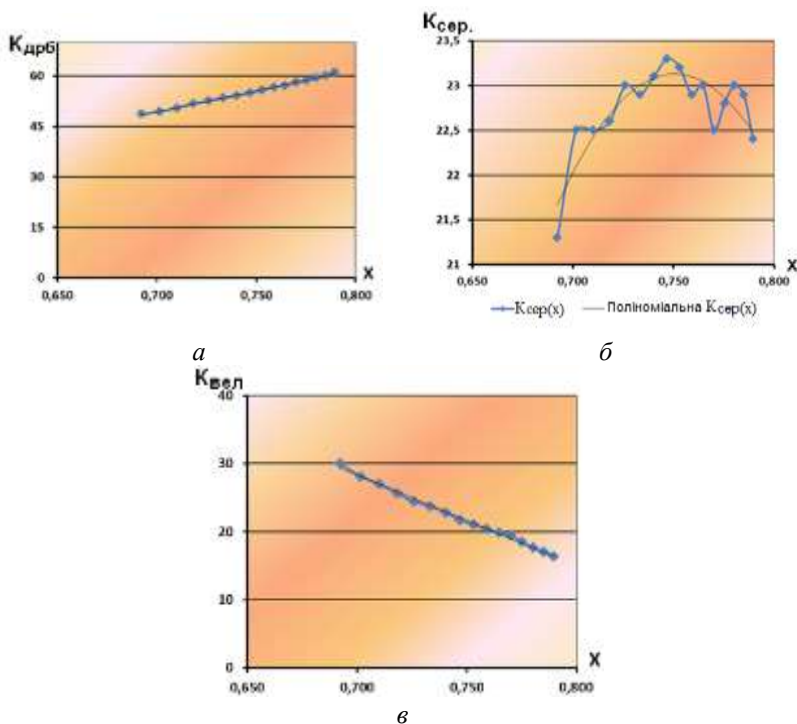


Рис. 6.8. Залежність зміни кількості фракцій дроблення від відношення осей компенсаційної порожнини еліптичної форми зруйнованого вибухом твердого середовища(моделі) зарядами ВР постійного перерізу

а – кількість дрібних фракцій, %; $x = b/a$ – відношення осей еліпсу, ($x < 1$),

рівняння регресії: $K_{дрб} = 126,3 \cdot x - 39,15$; $R^2 = 0,9964$;

б – кількість середніх фракцій, %, ($x < 1$),

рівняння регресії: $K_{сер} = -429,8 \cdot x^2 + 642,5 \cdot x - 219,0$ $R^2 = 0,943$;

в – кількість великих фракцій, %,

рівняння регресії: $K_{вел} = -133,3 \cdot x + 121,6$; $R^2 = 0,9952$

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

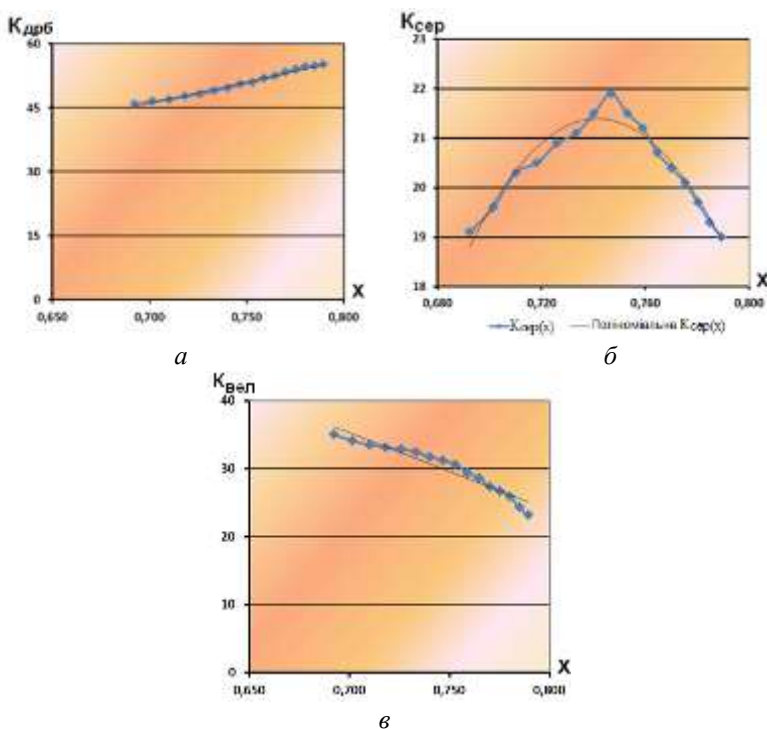


Рис. 6.9. Залежність зміни кількості фракцій дроблення від відношення осей компенсаційної порожнини еліптичної форми зруйнованого вибухом твердого середовища (моделі) зарядами ВР з котловим розширенням в торці шпуру

а – кількість дрібних фракцій, %; $x = b/a$ – відношення осей еліпсу, ($x < 1$),
рівняння регресії: $K_{дрб} = 102,09 \cdot x - 25,506$; $R^2 = 0,9869$;

б – кількість середніх фракцій, % ($x < 1$),
рівняння регресії: $K_{сер} = -1068,4 \cdot x^2 + 1584,3 \cdot x - 562,95$; $R^2 = 0,94$;

в – кількість великих фракцій, %,
рівняння регресії: $K_{вел} = -114,01 \cdot x + 115,12$; $R^2 = 0,9247$



a – кількість дрібних фракцій, %; $x = b/a$ – відношення осей еліпсу, ($x < 1$),
 рівняння регресії: $K_{орб} = 120,83 \cdot x - 43,102$; $R^2 = 0,921$;
 b – кількість середніх фракцій, %; ($x < 1$),
 рівняння регресії: $K_{сер} = -1092,3 \cdot x^2 + 1612 \cdot x - 571,84$; $R^2 = 0,938$;
 v – кількість великих фракцій, %,
 рівняння регресії: $K_{вел} = -106,99 \cdot x + 110,85$; $R^2 = 0,9852$

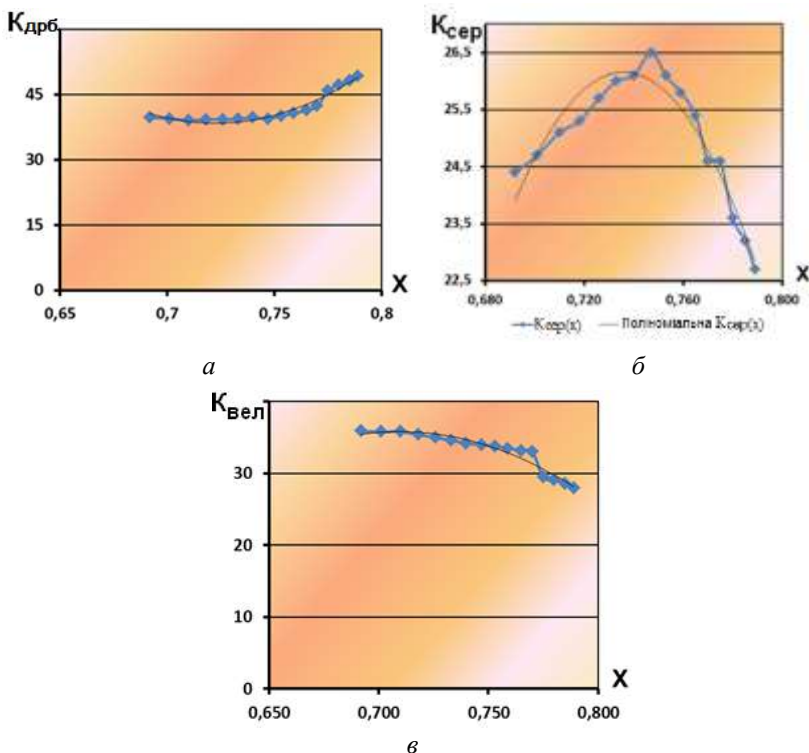


Рис. 6.11. Залежність зміни кількості фракцій дроблення від відношення осей компенсаційної порожнини еліптичної форми зруйнованого вибухом твердого середовища (моделі) зарядами ВР з рівномірно розташованими вздовж колонки сферичними вставками

a – кількість дрібних фракцій, %; $x = b/a$ – відношення осей еліпсу, ($x < 1$),

рівняння регресії: $K_{дрб} = 2398,7 \cdot x^2 - 3466,0 \cdot x + 1290,7$; $R^2 = 0,9469$;

б – кількість середніх фракцій, %, ($x < 1$),

рівняння регресії: $K_{сер} = -1175,2 \cdot x^2 + 1729,5 \cdot x - 610,7$; $R^2 = 0,943$;

в – кількість великих фракцій, %,

рівняння регресії: $K_{вел} = -1223,5 \cdot x^2 + 1736,7 \cdot x - 580,49$; $R^2 = 0,9343$

Для підвищення ефективності технології ведення вибухових робіт в рекомендованих паспортах БПР з використанням у врубі компенсаційної порожнини, проведемо обґрунтування оптимальних параметрів її за результатами експериментальних досліджень.

На основі отриманих залежностей (рис. 6.8 – рис. 6.11) побудовано математичні моделі для визначення оптимальних параметрів компенсаційної порожнини. Критерій оптимізації – *максимальний вихід кількості середніх фракцій*, так як за технологічними умовами вона повинна бути максимальною. Параметром оптимізації в одній моделі обираємо відношення осей еліпсу компенсаційної порожнини (b/a), в іншій – параметри осей еліпсу (a, b) [84].

Математична модель 1. Введемо позначення: a – велика вісь; b – мала вісь компенсаційної порожнини еліптичної форми; $K_{\text{сер.зад}}$ – задане середнє значення кількості середніх фракцій; $K_{\text{вел.зад}}$ – задане середнє значення кількості великих фракцій. Тоді математична модель с одним невідомим (b/a) має вигляд:

$$K_{\text{сер}} \left(\frac{b}{a} \right) \rightarrow \max \quad (6.1)$$

а саме:

$$-429,8 \cdot \left(\frac{b}{a} \right)^2 + 645,2 \cdot \frac{b}{a} - 219 \rightarrow \max, \quad (6.2)$$

при умовах:

$$\begin{aligned} K_{\text{сер}} + K_{\text{міл}} + K_{\text{вел}} &\leq 100; \\ K_{\text{сер}} &\geq K_{\text{сер.зад}}; \\ K_{\text{вел}} &\leq K_{\text{вел.зад}}; \\ K_{\text{дрб}} &\geq 0. \end{aligned} \quad (6.3)$$

Тоді:

$$\begin{aligned} K_{\text{дрб}} &= 126,3 \cdot \frac{b}{a} - 39,15; \\ K_{\text{вел}} &= -133,3 \cdot \frac{b}{a} + 121,6; \\ K_{\text{сер.зад}} &= 22,744; \\ K_{\text{вел.зад}} &= 22,087. \end{aligned} \quad (6.4)$$

де: a – велика вісь; b – мала вісь компенсаційної порожнини еліптичної

форми; $K_{\text{сер.зад.}}$ – середнє задане значення кількості середніх фракцій; $K_{\text{вел.зад.}}$ – середнє задане значення кількості великих фракцій.

Математична модель 2. За результатами аналізу нелінійної кореляційної залежності між кількістю середніх фракцій і параметрами великої (a) та малої осей (b) компенсаційної порожнини еліптичної форми побудуємо математичну модель для двох змінних (b, a), перетворивши її з використанням *методу найменших квадратів* (МНК) отримаємо аналітичний вираз $K_{\text{сер}}(b, a)$ у вигляді:

$$K_{\text{сер}}(b, a) = -25,651 + 2,436b + 0,011a + 0,04b a - 0,027b^2 - 0,03a^2, \quad (6.5)$$

Тоді враховуючи обмеження в діапазоні варіювання параметрів осей компенсаційної порожнини і кількості, як великих, так і дрібних фракцій математична модель має вигляд:

$$K_{\text{сер}}(b, a) = -25,651 + 2,436b + 0,011a + 0,04b a - 0,027b^2 - 0,03a^2 \rightarrow \max, \quad (6.6)$$

при умовах:

$$\begin{aligned} 50 &\leq b \leq 80; \\ 60 &\leq a \leq 100; \\ \frac{b}{a} &\leq 1; \\ K_{\text{сер}} + K_{\text{вел.}} + K_{\text{дрб}} &= 100; \\ K_{\text{вел.}} &\leq K_{\text{вел.зад.}}; \\ K_{\text{дрб}} &\leq K_{\text{дрб.зад.}} \end{aligned} \quad (6.7)$$

Тоді:

$$\begin{aligned} K_{\text{дрб}} &= 126,3 \cdot \frac{b}{a} - 39,15; \\ K_{\text{вел.}} &= -133,3 \cdot \frac{b}{a^2} + 121,6; \\ K_{\text{сер.зад.}} &= 22,744; \\ K_{\text{дрб.зад.}} &= 55,169. \end{aligned} \quad (6.8)$$

Аналогічні моделі побудовані для зарядів змінного перерізу. За

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

результатами виконаних розрахунків проведена оптимізація параметрів осей компенсаційної порожнини еліптичної форми, які **максимізують кількість середніх фракцій**. Оптимізацію значень діаметрів компенсаційної порожнини еліпсоїдальної форми і їх розрахунки проведено за двома типами обраних математичних моделей з використанням стандартної програми MS Excel «Пошук рішення» для зарядів різних конструкцій, результати яких наведено в табл. 6.5.

Таблиця 6.5.

Результати розрахунків вибору і обґрунтування оптимальних розмірів осей компенсаційної порожнини еліптичної форми

Конструкція заряду	Відношення осей b/a		Кількість середніх фракцій, %	
	Модель 1	Модель 2	Модель 1	Модель 2
Постійного перерізу	0,75	0,747	23,14	22,74
З котловим розширенням в торці шпура	0,748	0,746	21,4	21,9
Зі сферичною вставкою в торці шпура	0,751	0,752	23,17	23,41
З рівномірно розташованими по колонці сферичними вставками	0,75	0,748	26,71	26,49

Аналіз математичного моделювання результатів дроблення моделей з оптимізації конструкції заряду і параметрів компенсаційної порожнини еліптичної форми показав, що кількість великих і дрібних фракцій не повинно перевищувати їх середнього значення (22,0 % і 55,17 %) і відповідно середніх фракцій – не менше 23,14 % . Звідси випливає, **що кількість середніх фракцій** буде максимальним при зміні відносин розмірів осей (модель 1) і розмірів великої і малої осей еліпсів (модель 2) компенсаційної порожнини за умови, коли мала вісь еліпсу змінюється в діапазоні [60; 80] мм, а велика – [60; 100] мм. А оскільки при виборі максимальних розмірів осей еліпсу компенсаційної порожнини, контур якої буде близько розміщуватися біля зарядів, то кількість дрібних фракцій буде зростати, а при мінімальних значеннях осей еліпсу – збільшення кількості великих фракцій.

Отже, рішення оптимізаційних моделей дозволяють обґрунтувати раціональні значення осей еліпсів компенсаційної порожнини, а саме:

- мала вісь складала ≈ 60 мм;
- більша вісь складала ≈ 80 мм.

При цьому, ефективнішим зарядом ВР стосовно максимального

виходу середніх фракцій (26,71 %, табл. 6.5) обраний заряд зі сферичними вставками, які рівномірно розташовані вздовж колонки ВР. Отримані результати розрахунків за двома моделями близькі і добре узгоджуються з експериментальними даними, при цьому, результати, які розраховано згідно моделі 2 забезпечують високу точність і наочність при обґрунтуванні параметрів БПР.

6.3. Експериментальні дослідження вибору і обґрунтування складу суміші, що твердіє, для закладання виробленого простору

Досвід розробки рудних родовищ підземним способом системами із закладанням виробленого простору сумішами, що твердіють свідчить, що в собівартості видобутку руди витрати на закладку становлять 11–13 %, при цьому на частку в'язучого компоненту припадає 40–60 % всіх витрат при виробництві закладного матеріалу. Тому широке застосування закладки, що твердіє, можливо тільки за умови, коли в її приготуванні використовують дешеві в'язучі речовини – відходи місцевого виробництва при переробці металургійної і гірничорудної сировини. До них можна віднести доменні гранульовані шлаки, відходи алюмінієвого виробництва, вапняно-зольні та зольно-цементні в'язучі, міцність яких при формуванні штучних ціликів із закладки, що твердіє, не повинна перевищувати 3,0–10,0 МПа. З цього випливає, що поліпшення екологічної безпеки високоавантажених промислових регіонів – це широке використання у виготовленні твердіючих сумішей для закладання виробленого простору відходів гірничо-металургійного та хімічних виробництв.

Формування якісного матеріалу для закладання можливе за рахунок поліпшення його фізико-механічних і деформаційних характеристик. Для цього в ІГТМ НАН України виконані дослідження по розробці складів суміші для закладання, що розширюється при твердінні, основним компонентом яких було обрано природний ангідрит (сульфат кальцію – CaSO_4), а в якості в'язучого використання інгредієнтів, які є відходами переробки гірничовидобувного комплексу, деревопереробної та металургійної промисловості [98-100]. Основні фізико-механічні характеристики розроблених складів суміші, що твердіє, для закладання виробленого простору, наведено в табл. 6.6.

З метою вивчення впливу процесу газовиділення на міцність структури комірчастої суміші в залежності від різних технологічних факторів розроблена нова методика оптимізації складу суміші, що твердіє, яка базується на відомих роботах [101-102].

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

Таблиця 6.6.

Розроблені нові сполуки сумішей, що твердіють для закладання виробленого простору і їх фізико-механічні властивості

Склад сумішей в масових частках, %	Фізико-механічні властивості сумішей							
	Щільність, ρ , кг/м ³	Коеф. внутрішнього тертя, k	Коеф. пластичності, β	Час початку тверден. суміші, t , час.	Міцність суміші $\sigma_{сг}$, МПа	Модуль Юнга, E , ГПа	Розширення суміші, в %	Зчеплення, C , МПа
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1) Патент України №81698: Доломитовий пил – 30,2–32,6; Алюмокалійєвий галун – 10,1 – 13,4; Вода – 15,4–23,0; Домений шлак фракції $d_{фр.}=0,4-1,0$ мм – Решта	2010 – 2015	0,26 – 0,30	1,15 – 1,17	0,2 – 0,3	30 – 35	4,5	–	0,1 – 0,15
2) Патент України №81699: Доломитовий пил – 28,1–29,5; Алюмокалійєвий галун – 4,5–6,8; Лігносульфонати – 7,5–10,3; Вода – 12,7–14,8; Домений шлак фракції $d_{фр.}=2,0-5,0$ мм – Решта	1950 – 1970	0,20 – 0,24	2,10 – 2,40	0,3 – 0,5	20 – 25	4,48	1,5 – 2,3	0,08 – 0,1
3) Патент України №86150: Алюмокалійєвий галун – 13,1–15,4; Вода – 18,4–23,0; Лігносульфонати – 6,5–9,3; Природний ангідрит, що містить 60 % фракції $d_{фр.}=2-4$ мм, 20 % хвости (мул) фракції $d_{фр.}=0,25-0,3$ мм, вологістю 10–12 % і 20% доломитовий пил – Решта	2055 – 2096	0,20 – 0,26	1,20 – 1,26	0,3 – 0,4	20 – 25	4,78	10 – 15	0,5 – 0,7

Відмінна особливість нової розробленої методики [101] полягає в тому, що для оцінки впливу водотвердого відношення – В/Т на коефіцієнт спучування поверхні пористих сумішей при оптимізації складів в період їх спучування до повного схоплювання, розроблений спеціальний стенд, схему якого наведено на рис. 6.12, а загальний вигляд стенду на рис. 6.13 [102].



Рис. 6.12. Схема стенду для визначення ступеня здимання і температури пористої твердіючої суміші

- 1 – твердіюча суміш; 2 – модель; 3 – циліндрична порожнина в моделі;*
- 4 – поршневий пристрій; 5 – індикатор поступального руху; 6 – штатив;*
- 7 – гвинт для кріплення штативу в корпусі моделі; 8 – термopapa;*
- 9 – екранований провідник; 10 – перетворювач живлення ПА-1;*
- 11 – комбінований цифровий прилад ЩЗ400;*
- 12 – джерело стабілізованого живлення*

Для визначення ступеню спучування пористих твердіючих сумішей (рис. 6.12) досліджуваній склад розміщували в модель 2 циліндричної або кубічної форми з підготовленою в центрі її порожниною 3 діаметром, рівним діаметру шпуру або свердловини, в яку встановлювали поршневий пристрій 4, торцева частина якого має контакт з ніжкою індикатору 5 поступального руху, закріпленого на стійці 6 та зафіксованого гвинтом 7 в корпусі моделі 2.

У процесі формування суміші, що твердіє, кінетику процесу спучування оцінювали за показниками індикатора 5 з інтервалом в 15 хвилин, а зняття показників температури суміші здійснювали за допомогою термopари 8. Наведена ЕРС на голівці термopари 8 передається по екранованому кабелю 9 в перетворювач напруги 10. Перетворений сигнал у вигляді різниці потенціалів надходило на

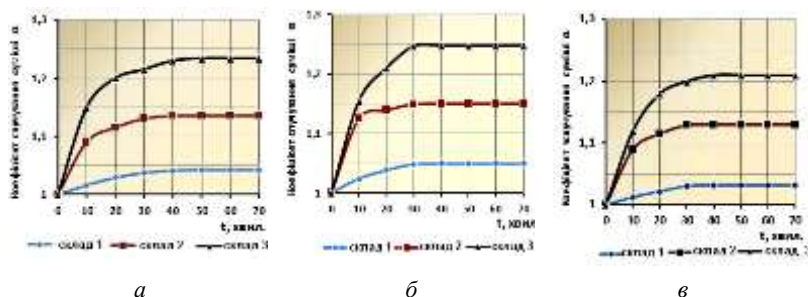
комбінований цифровий прилад 11, за даними якого була складена порівняльна таблиця. Живлення вимірювальної апаратури здійснювали стабілізованим джерелом напруги 12.

Показання цифрового приладу порівнювали з даними таблиці контрольних вимірів і потім вносили в таблицю експериментальних даних досліджуваного процесу. Зняття показань змін об'єму спучення суміші здійснювали при зростанні температури всередині суміші з кроком 0,02 °C. З початку експерименту температура суміші становила 26–28 °C.

За результатами експериментальних вимірів побудовані залежності коефіцієнту здимання поверхні від часу для трьох складів з різним водотвердим співвідношенням. Результати випробувань сумішей (рис. 6.14) дозволили визначити інтервали оптимального водотвердого співвідношення ($V/T = 0,12-0,17$), яке оцінювали згідно коефіцієнту здимання поверхні.

Встановлено, що надмірна кількість води в суміші, необхідна для повної гідратації частинок ангідриту і добавок, що додавали до суміші, знижує її в'язкість та погіршує структуру суміші і веде до її осадження і зниження фізико-механічних властивостей. Відсутність або мінімальне газовиділення через поверхню може служити об'єктивним критерієм оцінки умов взаємодії процесів газовиділення і структуро-утворювання досліджуваної коміркової суміші.

З метою визначення відносних деформацій у часі при ущільненні сумішей, що твердіють, виявлення характеру газовиділення через поверхню і його зв'язку з коефіцієнтом спучування використано компресійні криві, побудовані для кожного складу суміші при обґрунтованому V/T відношенні в діапазоні 0,1–0,2 (рис. 6.14) і фізичного моделювання процесу ущільнення суміші, що твердіє в часі під впливом стискаючого навантаження при заданому діапазоні 0–3,0 МПа (пресування суміші при її консолідації) з дотриманням критеріїв подібності.



**Рис. 6.14. Залежність коефіцієнта зривання (α) коміркової суміші у часі для складів 1, 2 і 3 при різних видах водотвердого співвідношення (В/Т)
а – 0,12; б – 0,15; в – 0,17**

Загальний аналіз кривих дозволяє виділити два етапи формування суміші:

I – газовиділення під час спучування суміші;

II – припинення газовиділення, стабілізація спучування суміші і початок її твердіння.

Аналіз залежностей свідчить, що для відомого складу суміші і умов її формування встановлено оптимальне значення В/Т, при якому зафіксовано максимальний приріст об'єму зривання суміші, мінімальне газовиділення через поверхню і відсутність усадки. Звідси випливає, що розроблені склади сумішей характеризуються дуже вузьким інтервалом оптимального В/Т (0,12–0,17), що забезпечує формування якісної коміркової суміші.

Встановлено, що збільшення або зменшення В/Т призводить до швидкої стабілізації процесу зривання і викликає руйнування структури матеріалу і зниження його міцності. А при низькому вмісті води в суміші (В/Т=0,12; рис. 6.14, а) під час зривання її не спостерігається інтенсивного газовиділення через поверхню, що сприяє її осіданню і припиненню процесу спучування.

Розглянемо процес формування суміші на різних етапах її підготовки.

На першому етапі процес формування пористої структури характеризується активним газовиділенням через зниження кількості води в межах пор і її стінок, які недостатньо еластичні і вони руйнуються від газового тиску в порах. В результаті чого по сформованим капілярам газ інтенсивно виходить через відкриту поверхню. При цьому швидкість газоутворення всередині суміші значно вище швидкості газовиділення

через поверхню, що і зумовлює зростання здимання суміші при $B/T = 0,17$ (рис. 6.14, в). Незначне газовиділення на першому етапі вказує на те, що наведена кількість води в порівнянні з $B/T = 0,12$ покращує процес формування пористої структури суміші. Це можна пояснити тим, що при зростанні кількості води суміш має незначну в'язкість і створюються сприятливі умови для спливання газових бульбашок, які, досягнувши поверхні, захлопуються. По мірі протікання процесу здимання в'язкість підвищується і газовиділення через поверхню знижується.

На другому етапі збільшення швидкості газовиділення різко припиняє процес здимання суміші і сприяє його стабілізації за рахунок того, що на даному відрізку часу швидкість газовиділення через відкриту поверхню значно перевищує швидкість газоутворення. Активізація процесу газовиділення на другому етапі спричиняє значні руйнування структури пористого матеріалу, що веде до стабілізації процесу здимання до початку його твердіння. При оптимальній кількості води замішування $B/T = 0,15$ (рис. 6.14, б) об'єм газу, що утворився і виділення його через поверхню збільшилось на 10–15 % з інтенсифікацією в початковий період процесу здимання суміші. З цього видно, що найкращі показники коефіцієнту здимання суміші має склад 3. Оцінку якості структури твердіючих сумішей проведено за показниками їх мікроскопічного аналізу (рис. 6.15).

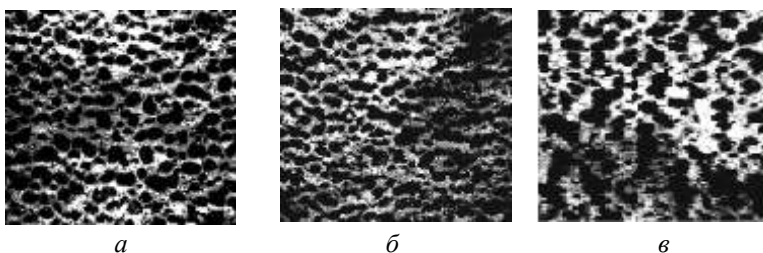


Рис. 6.15. Мікрофотографії структури пористої суміші, що твердіє
а – $B/T = 0,15$ ($\lambda = 53\%$); б – $B/T = 0,12$ ($\lambda = 24\%$); в – $B/T = 0,17$ ($\lambda = 22\%$)

При $B/T = 0,15$ кількість води забезпечує поєднання процесів здимання та структуроутворення, що впливає на якість пористого матеріалу (рис. 6.15, а) який має максимальну однорідність структури ($\lambda = 53\%$). В той час, як при $B/T = 0,12$ суміш формується зі сплюсненими порами (рис. 6.15, б) і відбувається усадка дуже міцного сирцю. Та ж сама картина спостерігається і при $B/T = 0,17$, що свідчить про надмірне

газовиділення через поверхню і усадку матеріалу (рис. 6.15, в).

Результати випробувань твердіючих сумішей дозволили обґрунтувати склад закладного матеріалу із стійкими фізико-механічними властивостями, що забезпечить високу міцність масиву, сформованого із твердіючої суміші, під час ведення вибухових робіт в експлуатаційних блоках рудних шахт на територіях з розвиненою інфраструктурою.

6.4. Експериментальні і теоретичні дослідження впливу інтенсивності ущільнення суміші, що твердіє на якість закладного масиву

Для формування високоякісного закладного масиву нам необхідно теоретично і експериментально оцінити фільтраційні можливості суміші, що твердіє при одночасному процесі пресування, видавлювання вологи і фільтраційної консолідації самої суміші, а саме процес зрощування фракцій суміші шляхом поглинання дрібних фракцій великими і заповнення дрібними фракціями простору між порами (міжфракційного простору).

Проведемо теоретичне обґрунтування ущільнення твердіючої суміші під дією зовнішнього навантаження скориставшись рівнянням рідкої фази, яка видавлюється із суміші зовнішнім тиском [103-104]:

$$\frac{d}{dt} \iiint \bar{W} m_{p\phi} dV = \iint \bar{P} dS + \iiint \bar{F} m_{p\phi} dV \quad (6.9)$$

де $\bar{W}$ – відносна швидкість витискання рідини з твердіючої суміші; $m_{p.\phi} = 0,001$ – об’ємна маса рідкої фази; V – об’єм твердіючої суміші; t – час дії процесу витискання рідини з твердіючої суміші; $\bar{P}$ – відносний тиск ущільнення (пресування), який наводиться на поверхню твердіючої суміші; S – площа поперечного перерізу поверхні твердіючої суміші; $\bar{F}$ – відносний тиск, який наводиться на поверхню твердіючої суміші.

Рішаючи інтеграл поверхневих сил і перетворюючи його в потрібний з урахуванням сформованого об’єму з подальшим рішенням, щодо масових сил, отримаємо рівняння руху у векторній формі

$$\operatorname{div} \bar{P} + \frac{m\bar{W}}{K_{\phi}} = \frac{d(Wm_{p\phi})}{dt}, \quad (6.10)$$

де K_{ϕ} – коефіцієнт фільтрації суміші, що твердіє

Розглянемо елементарний об'єм шару суміші, в якому пористість зменшується з глибиною пропорційно зі збільшенням кількості води, тоді остаточно запишемо

$$\operatorname{div}(m_{pf}\bar{W}) + \frac{\partial(m_{pf}\Pi)}{\partial t} = 0. \quad (6.11)$$

де Π – пористість.

Відомо, що пористість пов'язана з коефіцієнтом пористості ε залежністю $\Pi = \varepsilon / (1 + \varepsilon)$, тоді

$$\frac{\partial \Pi}{\partial t} = \frac{d\varepsilon}{(1 + \varepsilon)dt}. \quad (6.12)$$

На основі теорії ущільнення ґрунтів отримаємо

$$\frac{\partial \Pi}{\partial t} = -\frac{e_o \partial P}{(1 + \varepsilon)dt} = -e_v \frac{\partial P}{\partial t}. \quad (6.13)$$

де $e_o = (\varepsilon_1 - \varepsilon_2)(P_2 - P_1)$ – коефіцієнт ущільнення; e_v – відносна стисливість суміші, що твердіє; P_2, P_1 – тиск в суміші до і в кінці ущільнення.

Підставивши вираз (6.13) в рівняння (6.11) остаточно отримаємо

$$\operatorname{div}(m_{pf}\bar{W}) + \Pi \frac{\partial m_{pf}}{\partial t} - m_{pf} e_v \frac{\partial \bar{P}}{\partial t} = 0. \quad (6.14)$$

Отже, через незначні зміни щільності води від навантаження вираз, що описує цей процес, після перетворень, може бути представлено у вигляді

$$\operatorname{div}(m_{pf}\bar{W}) + m_{0pf}(\Pi a_{pid.} - e_v) \frac{\partial \bar{P}}{\partial t} = 0, \quad (6.15)$$

де $m_{в.р.ф.}$ – відносний об'єм рідкої фази; $a_{ж} = 4 \cdot 10^{-4} \text{ МПа}^{-1}$ – коефіцієнт об'ємного стискання води.

Перетворюючи вираз (6.12) та нехтуючи силами інерції, отримаємо

$$\operatorname{div}(m_{p\phi} \bar{W}) = -\operatorname{div}(K_{\phi} \operatorname{div} \bar{P}) = 0 \quad (6.16)$$

Підставивши вираз (6.16) в рівняння (6.15), маємо

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \Delta^2 P \frac{K_{\phi}}{m_{p\phi}(Pa_{pid} - e_v)} = \bar{a}_p \Delta^2 P. \quad (6.17)$$

Знаючи модуль деформації $E_{тс}$ визначимо відносну стисливість e_v суміші, що твердіє, використовуючи експериментально отримані дані, підставляємо в вираз і маємо

$$e_v = \frac{\Delta h \beta}{h(P_2 - P_1)} = \frac{\varepsilon_v \beta}{\Delta P} = \frac{\sigma_{cm} \beta}{E_{тс} \Delta P} = \frac{\beta}{E_{тс}}, \quad (6.18)$$

де Δh – різниця висоти зразка на початку і в кінці пресування; $\beta = 0,7$ – коефіцієнт, що враховує режим пресування суміші, що твердіє; h – висота зразка; ΔP – різниця тиску ущільнення (пресування) на початку і в кінці випробування суміші, що твердіє.

Параметри рівняння (6.17), що описує процес пресування суміші, що твердіє і нерозривно пов'язаного фізично з аналогічним рівнянням руху ґрунтових вод і процесом, наприклад, вакуумування бетонних сумішей, визначено згідно з даними роботи [103], які за своєю формою і змістом відповідають коефіцієнту a_p при оператору Лапласа. Тоді в рівнянні (6.18) коефіцієнт a_p за своїм фізичним змістом характеризує коефіцієнт вологопроникності суміші, що твердіє

Щоб оцінити вплив складу суміші, що твердіє на коефіцієнт вологопроникності a_p були проведені розрахунки з використанням властивостей суміші, які були визначені при дослідженні їх фізико-механічних характеристик (табл.6.6), що розроблені в ІГТМ НАН України [98-100].

Для спрощення розрахунків коефіцієнту вологопроникності a_p з точністю до 1,0-1,5% використано вираз:

$$a_p = \frac{K_{\phi}}{m_{p\phi} e_v} = \frac{K_{\phi} E_{тс}}{m_{p\phi} \beta}. \quad (6.19)$$

Результати розрахунків коефіцієнту вологопроникності a_p для сумішей, що твердіють, наведено в табл. 6.7.

Таблиця 6.7.

Розрахункові показники параметрів сумішей, що твердіють за результатами компресійних випробувань

Суміш, що твердіє	Коеф. фільтрації K_f , см/с	Пористість, П	Коеф. об'ємного стискування, $\alpha_p \cdot 10^{-4}$, 1/ МПа	Модуль деформації, суміші, що тверд., $E_{тс.}$, МПа	Об'ємна маса рідкої фази, $m_{рф}$	Коеф., що враховує режим пресув., β	Коеф. вологостійкості, α_p , 10^{-2} , м ² /с
Склад суміші 1 [98]	0,0007	0,1	4,0	8,9	0,001	0,71	0,882
Склад суміші 2 [99]	0,00072	0,3	4,0	9,1	0,001	0,71	0,923
Склад суміші 3 [100]	0,00076	0,45	4,0	9,6	0,001	0,71	1,03

З метою визначення відносних деформацій у часі при ущільненні сумішей, що твердіють, використаємо компресійні криві, побудовані для кожного складу суміші при обґрунтованому В/Т відношенні в діапазоні 0,1–0,2 (підпункт 6.3.) і заданому діапазоні ущільнюючого навантаження 0–3,0 МПа. Завдання вирішувалася шляхом фізичного моделювання процесу ущільнення суміші, що твердіє в часі під впливом стискаючого навантаження (пресування суміші при її консолідації) з дотриманням критеріїв подібності.

У лабораторних умовах експериментально визначено фізико-механічні характеристики твердіючих сумішей і їх відносна вологість за формулою

$$W = \frac{g_1 - g_2}{g_2 - g_0} \cdot 100 \%, \quad (6.20)$$

де g_1 и g_2 – маса бюкси зі складом суміші до і після сушки; g_0 – маса пустої бюкси, яка склала в середньому 12–15 %.

Компресійні випробування сумішей проводилися на приладі-одометрі відповідно до апробованих методів і діючих Держстандартів (ДСТУ). Відзначимо, що компресійні випробування відрізняються від загальних випробувань на стискання тим, що при їх проведенні виключається можливість бічного розширення зразку.

Підготовлений склад суміші розміщали в робочий циліндр приладу висотою 0,1 м (при цьому «робочі поверхні» ізолювались листами фільтрувального паперу), зверху якого розташовували поршень, що переміщується під впливом вантажу, підвішеного на довге плече важеля (рис. 6. 16).



Рис. 6.16. Загальний вигляд приладу для компресійних випробувань сумішей, що твердіють

Зразок навантажували ступенями з інтервалом 0,5 МПа до показників рівних 3,0 МПа. На кожному ступені випробувань фіксували величину осідання зразка Δh за допомогою індикатора годинкового типу ІЧ-10 (точність вимірювання 0,01 мм). Після досягнення умовної стабілізації навантаження на останньому щаблі проводилось спостереження за процесом ущільнення суміші в часі з наступними інтервалами 1, 2, 3, 4, 5, 10, 15, 20, 30, 60 хв. при постійному навантаженні.

Під час випробувань зразків, насичених вологою, їх торці знизу і зверху прокладали змоченими водою кружками фільтрувального паперу. Для збереження вологості зразка і фільтрації води в процесі випробування до них підводилися трубки від двох мірних судин, наповнених водою. Абсолютна деформація ε зразка обчислювалася, як різниця між показниками індикатора годинкового типу з поправкою на деформацію компресійного приладу (в тому числі і листів фільтрувального паперу). Для обліку власних деформацій компресійного

приладу попередньо проводились контрольні виміри, данні яких заносились таблицю і порівнювались з еталонними показниками.

За результатами експериментальних досліджень побудовані компресійні криві (рис. 6.17) для кожного складу суміші.

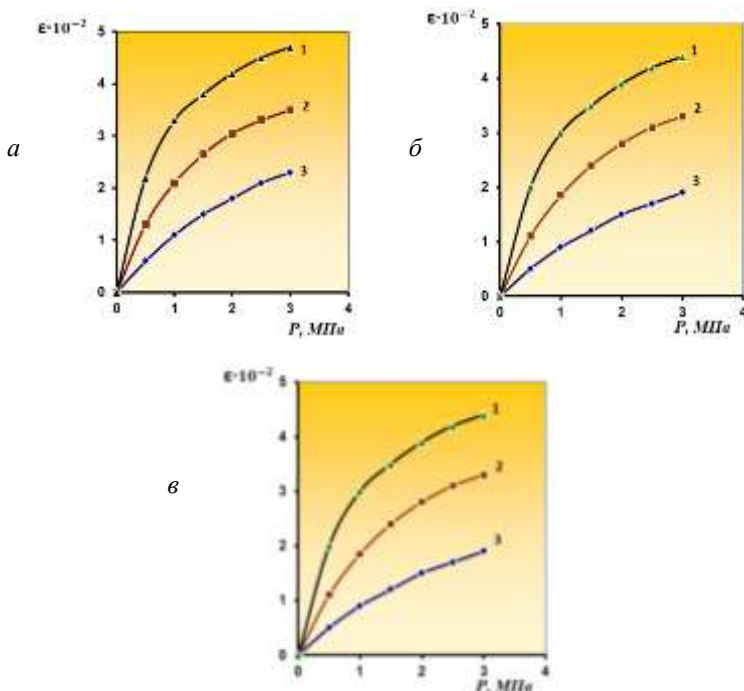


Рис. 6.17. Залежність відносної деформації ε ущільнення суміші, що твердіє від показників водотвердого відношення (B / T) і тиску пресування P

*а, б, в – складу сумішей, що твердіють відповідно 1, 2 і 3; 1 – $B/T = 0,20$;
2 – $B/T = 0,15$; 3 – $B/T = 0,10$*

Оскільки коефіцієнт фільтрації K_f і відносне ущільнення залежить від тиску пресування, а саме $K_f = f(P)$, то показники коефіцієнту вологопроникненості a_p в процесі пресування також будуть змінюватись.

Рішення одновірної задачі пресування (ущільнення) суміші, що твердіє з урахуванням зміни у часі коефіцієнта вологопроникненості (6.14) запишемо у вигляді

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\partial(a_p \frac{\partial P}{\partial x})}{\partial x} \frac{1}{\beta_p} \frac{\partial}{\partial x} (K_\phi E_{mc} \frac{\partial P}{\partial x}) \quad (6.21)$$

Рівняння зміни модуля деформації суміші, що твердіє в наближеній формі має вигляд:

$$E_{m.c.} \approx 50 K_{c.l.} \sqrt{P^3}, \quad (6.22)$$

де $K_{c.l.}$ – коефіцієнт який враховує зміну величини тиску пресування і складу суміші, що твердіє.

Згідно з умовами пресування суміші, що твердіє коефіцієнт фільтрації може бути представлено залежністю:

$$K_\phi = 0,03 \left(\frac{P_n}{h_z} \right)^{1/a_{P_n}} \frac{m_{3,л}^2}{(1-m_{3,л.})^{3/2}}, \quad (6.23)$$

де P_n – тиск навколишнього середовища (нормальне); h_z – висота зразка;
 $m_{3л}$ – залишкова пористість суміші, що твердіє після ущільнення; a – коефіцієнт, який враховує склад суміші, що твердіє.

Для розрахунку швидкості поширення тиску пресування в масиві суміші використано дані, що характеризують процес пресування суміші, що твердіє з його початку і до кінця (від 1,0 до 3,0 МПа) був обчислений коефіцієнт вологопроникненості для кожного складу суміші із змінним водотвердим співвідношенням (В/Т).

На початку розрахуємо відносне ущільнення суміші, що твердіє в період від початку і до закінчення пресування:

$$e_v^n = \frac{\varepsilon_v^n}{P_n}; \quad e_v^\kappa = \frac{\varepsilon_v^\kappa - \varepsilon_v^n}{P_\kappa - P_n}. \quad (6.24)$$

З урахуванням того, що коефіцієнт вологопроникненості до і після пресування суміші, що твердіє, дорівнює

$$a_p^n = \frac{K_\phi^n}{m_{pf} e_v^n}; \quad a_p^\kappa = \frac{K_\phi^\kappa}{m_{pf} e_v^\kappa}, \quad (6.25)$$

Середнє значення коефіцієнту вологопроникненості за весь період пресування розрахуємо згідно виразу

$$a_{сер.} = \frac{a_p^H + a_p^K}{2} \quad (6.26)$$

Розрахунок швидкості поширення тиску пресування в об'ємі суміші, що твердіє, *проведено методом скінченних різниць*. При цьому, для стійкої апроксимації введемо обмеження з кроком по часу:

$$\Delta\tau \leq \frac{\Delta x_i^2}{2a_p}. \quad (6.27)$$

Беручи товщину шару суміші, що твердіє 0,1 м, розраховано швидкість $v_{пр}$, і час $\Delta\tau$ поширення тиску пресування в масиві суміші, результати яких наведено в табл. 6.8.

Тоді середні показники коефіцієнту проникнення вологості за весь період пресування визначено із виразу:

$$a_{сер.} = \frac{a_p^H + a_p^K}{2} \quad (6.26)$$

Розрахунок швидкості поширення тиску пресування в масиві твердіючої суміші обчислимо методом кінцевих різниць. Тоді для стійкої апроксимації введемо обмеження з кроком по часу:

$$\Delta\tau \leq \frac{\Delta x_i^2}{2a_p}. \quad (6.27)$$

Переймаючись товщиною шару твердіючої суміші, наприклад, 0,1 м розрахуємо $v_{пр}$, і час $\Delta\tau$ поширення тиску пресування в масиві твердіючої суміші, результати яких зведено в табл. 6.8

Таблиця 6.8.

Розрахункові значення швидкості і часу поширення тиску пресування в масиві суміші, що твердіє

Суміш, що твердіє	В/Т	Відносна деформація суміші, що твердіє, ν		Відносне ущільнення суміші, що твердіє, ϵ , 1/МПа		Коефіцієнт фільтрації суміші, що твердіє, $K_f \cdot 10^{-4}$		Коефіцієнт вологостійкості суміші, що твердіє a_p , см ² /с		Середні показники коефіцієнту вологостійкості суміші, що твердіє, $a_{p\text{ср}}$, см ² /с	Час пресування суміші, що твердіє, Δt , с	Швидкість пресування суміші, що твердіє $v_{пр}$, м/с
		поч.	кін.	поч.	кін.	поч.	кін.	поч.	кін.			
Склад суміші 1	0,1	0,011	0,022	0,011	0,0055	7,0	0,57	636,4	103,6	370,0	0,135	0,74
	0,15	0,02	0,033	0,02	0,0065			350	87,7	218,8	0,228	0,44
	0,2	0,033	0,047	0,033	0,007			212,1	81,4	146,8	0,34	0,294
Склад суміші 2	0,1	0,008	0,0198	0,008	0,0059	7,2	0,62	900	105	502,5	0,099 ₅	1,0
	0,15	0,0199	0,033	0,02	0,0065			360	95,4	227,7	0,219	0,456
	0,2	0,03	0,044	0,03	0,007			240	88,6	164,3	0,304	0,33
Склад суміші 3	0,1	0,012	0,025	0,012	0,0065	7,6	0,65	633,3	100	366,7	0,136	0,735
	0,15	0,018	0,035	0,018	0,0085			422,2	76,5	250,0	0,2	0,5
	0,2	0,026	0,042	0,026	0,008			292,3	81,2	186,8	0,267	0,374

Аналіз результатів теоретичних і експериментальних досліджень показав, що протягом усього процесу пресування складу сумішей при зміні В/Т відношення в діапазоні 0,1–0,2 для різного складу суміші коефіцієнт вологопроникненості змінюється. Так, для всіх складів сумішей (табл. 6.8) на початок пресування при В/Т відношенні 0,1 коефіцієнт a_p дорівнює 633–900 см²/с, з чого випливає, що зі зменшенням вмісту води в суміші створюються умови для більш якісного формування масиву суміші з меншими технологічними труднощами. Це відноситься до складу 2, в якому присутні більш дрібні фракції, при чому затворення водою їх відбувається більш інтенсивно, покращуючи фільтраційні характеристики суміші.

Збільшення В/Т відношення до 0,2 веде до зниження коефіцієнту вологопроникненості в середньому для різного складу суміші до 25 % і зниження швидкості пресування (ущільнення) в 3 рази, що дуже негативно позначається на якості суміші і на терміни її початку твердіння і кінця схоплювання. Причому, в сумішах, що мають дрібні фракції (табл. 6.8, склад 2 і 3), незалежно то їх типу при В/Т рівному 0,2 інтенсифікуються деформаційні процеси і зростанню коефіцієнту фільтрації і вологопроникненості в досліджуваних зразках. У складі 1 (див. табл. 5.8) на відміну від складу 2 і 3, що має більші фракції, при формуванні утворюються характерні міжфракційні порожнечі.

Встановлено, що в процесі ущільнення суміші (при В/Т = 0,1) міжфракційні проміжки зменшуються, інтенсивніше деформуючи міжфракційні зв'язки і заповнюючи простір, що характерно для складу суміші з підвищеною вологістю (при В/Т = 0,2). Це можна пояснити іншою геометрією контактів фракцій в суміші і дією капілярних сил.

Експерименти показали, що зі збільшенням вологості сили зчеплення в складу суміші з мілкодробленими компонентами знижуються, а з великими фракціями – зростають. Тому, оптимальне В/Т відношення для розроблених сумішей становить 0,12–0,17.

Тоді ці технологічні параметри, які використовуються при підготовці суміші, дуже важливі в процесі закладання виробленого простору, коли потрібна висока якість закладки масиву у виробленому просторі очисних камер рудних шахт. А з огляду на те, що при твердінні розроблені склади розширюються і створюють додаткові зусилля на навколишній масив гірських порід, то ці властивості суміші сприятимуть збільшенню зчеплення з бічними породами і заповненню окремих порожнин на контакті твердіюча суміш - гірські породи.

Тому, потребують розв'язання задачі вибору і обґрунтування оптимального складу суміші, що твердіє, для закладання виробленого

простору, які можуть бути реалізовані *методами математичного моделювання – методи лінійної множинної регресії і послідовних наближень* з урахуванням даних, які отримані за результатами експериментальних досліджень [105].

Виходячи із цього були поставлені і розв'язані наступні задачі:

1) побудувати рівняння множинної регресії залежності параметрів суміші, що твердіє, від масової (%) частки входять до її складу компонентів;

2) визначити оптимальний склад суміші, що твердіє, з урахуванням найбільш значущих фізико-механічних характеристик і інтервалів їх варіювання;

3) застосувати програмний продукт для реалізації вибору і обґрунтування оптимального складу суміші, що твердіє, шляхом створення експертної системи підтримки прийнятих рішень.

Таким чином, основне завдання полягає у виборі оптимального складу суміші, що твердіє, з урахуванням наступних критеріїв:

- основні фізико-механічні характеристики суміші (щільність, модуль деформації, зчеплення, час початку твердіння) не повинні виходити за межі варіювання в натурних умовах;

- міцність суміші – максимальною;

- вартість суміші повинна бути мінімальною;

Для побудови математичної моделі необхідно ввести такі позначення: x_i – частка i -ої складової компонентів в суміші ($i=1, n$), $\phi(x)$ – функції міцності суміші; $\theta(x)$ – функція щільності суміші; $\tau(x)$ – функція, що описує час початку твердіння суміші; c_i – ціна за тону i -го компоненту; b_i – показники щільності; d_i – показники часу початку твердіння; y – функція, описує ціну суміші, що твердіє.

Тоді математична модель для вирішення поставленої задачі може бути представлена у вигляді:

$$\phi(x) \rightarrow \max \quad (6.28)$$

$$y = \sum_{i=1}^n c_i \cdot x_i \rightarrow \min \quad (6.29)$$

Обмеження по складу суміші в загальному вигляді може бути записано у вигляді:

$$\begin{aligned} b_{i_min} &\leq \theta(x) \leq b_{i_max} \\ d_{i_min} &\leq \tau(x) \leq d_{i_max} \\ \sum_{i=1}^7 x_i &= 1 \end{aligned} \quad ; (i=1... n; n=7), \quad (6.30)$$

де x_1 – доломітовий піл, x_2 – вода, x_3 – алюмокалієвий галун, x_4 – лігносульфонати, x_5 – домений шлак, x_6 – ангідрит, x_7 – хвости.

Для побудови різних функцій, що описують властивості матеріалу для закладання пустот, необхідно за даними, наведеними в табл. 5.8, використано рівняння лінійної регресії:

міцність,

$$\phi(x) = \sum_{i=1}^7 a_i \cdot x_i. \quad (6.31)$$

щільність,

$$\theta(x) = \sum_{i=1}^7 k_i \cdot x_i. \quad (6.32)$$

час початку твердіння суміші

$$\tau(x) = \sum_{i=1}^7 t_i \cdot x_i, \quad (6.33)$$

де a_i, k_i, t_i – коефіцієнти регресії для відповідних рівнянь.

Для знаходження коефіцієнтів регресії наведених залежностей використана стандартна функція MS Excel «Ліній» [106]. Отримані результати розрахунків наведеної в таблицях 6.9, 6.10 і 6.11.

Таким чином, отримано наступні рівняння регресії, які описують властивості суміші, що твердіє

$$\begin{aligned} \phi(x) &= 2216.6 - 753.4x_1 - 16x_2 + 787.18x_3 - 192.9x_4 - 154.57x_5 \\ &\quad - 438.59x_6 + 81.057x_7 \\ \theta(x) &= 10.21 + 8.93x_1 + 35.97x_2 + 102.52x_3 - 16.56x_4 + 1.39x_5 \\ &\quad + 3.95x_6 - 91.23x_7 \\ \tau(x) &= 2.41x_1 + 0.027x_2 + 0.89x_3 + 3.041x_4 - 0.15x_5 + 0.13x_6 + \\ &\quad 1.96x_7 - 0.57, (5.34) \end{aligned}$$

**Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід при
будівництві підземних споруд**

Таблиця 6.9.

Коефіцієнти регресії і t-статистика для міцності

Кое- фіці- єнти	Показ- ники	Стандартна похибка	t-стати- стика	Коефіцієнт детермінації, R ²	Критерій Фішера, F
a7	81,0567725	819,2688744	0,0989379	0,974328	119,2792
a6	-438,59465	260,4500626	1,6839875		
a5	-154,57092	83,96970451	1,8407939		
a4	-192,94172	130,3459656	1,4802278		
a3	787,179956	186,5484895	4,2197069		
a2	-15,991528	167,6359531	0,0953944		
a1	-753,36824	314,4846674	2,3955643		
a0	2216,64339	110,7134221	20,021451		

Таблиця 6.10.

Коефіцієнти регресії і t-статистика для щільності

Кое- фіці- єнти	Показ- ники	Стандартна похибка	t-стати- стика	Коефіцієнт детермінації, R ²	Критерій Фішера, F
a7	-91,233091	80,13216542	-1,1385327	0,97246	110,9755
a6	3,95343249	25,4744543	0,155192		
a5	1,39483196	8,213023175	0,1698317		
a4	-16,56343	12,74905566	-1,2991887		
a3	102,515278	18,24618863	5,6184489		
a2	35,9705392	16,39636552	2,1938117		
a1	8,93414618	30,75954448	0,2904512		
a0	10,2146406	10,82880911	0,9432838		

Таблиця 6.11.

Коефіцієнти регресії і t-статистика для початку твердіння суміші

Кое- фіці- єнти	Показ- ники	Стандартна похибка	t-стати- стика	Коефіцієнт детермінації, R ²	Критерій Фішера, F
a ₇	1,961449	2,391550607	0,8201578	0,885837	24,38669
a ₆	0,13390572	0,760287037	0,1761252		
a ₅	-0,1535727	0,245118305	-0,6265246		
a ₄	3,04080112	0,380496541	7,9916656		
a ₃	0,89384037	0,544558895	1,6414026		
a ₂	0,02717133	0,489350783	0,0555253		
a ₁	2,41222656	0,918020958	2,6276378		
a ₀	-0,5720684	0,323186636	-1,770087		

Проведемо оцінку побудованої моделі. Так, **коефіцієнт детермінації** міцності, щільності і час початку твердіння суміші, склав 0,97, 0,97 і 0,88, відповідно. Тоді, модель враховує 97 %, 97 % і 88 % факторів, які впливають на вище наведені параметри суміші, що твердіє. Перевірку відповідності рівнянь регресії проведена на підставі обчисленого критерію Фішера: F_{θ} (щільність) = 119,28; F_{ρ} (міцність) = 110,98; F_{τ} (час початку твердіння) = 24,39. Отримані значення критерію Фішера не повинні бути менше $F_{кр} = 2,46$. Так як дані, наведені в таблицях (табл. 6.9–6.11) значно менше обчисленого, то отримані рівняння регресії є адекватними оптимальним.

Тоді оптимізацію складу суміші, що твердіє, слід провести рішенням задачі *методом послідовних наближень*, математичну модель якої (6.28–6.30) з урахуванням чисельних даних, можливо представити у вигляді:

$$\begin{aligned}
 &y = 12x_1 + 5x_2 + 20x_3 + 80x_4 + x_5 + 40x_6 + 10x_7 \rightarrow \min \\
 &\varphi(x) \rightarrow \max \\
 &\left\{ \begin{aligned} &1950 \leq \theta(x) \leq 2096 \\ &0.2 \leq \tau(x) \leq 0.5 \\ &\sum_{i=1}^7 x_i \end{aligned} \right. \quad (i=1, n=7), \quad (6.35)
 \end{aligned}$$

Таким чином, отримано вираз для багатокритеріальної оптимізаційної моделі суміші, що твердіє. Для її вирішення скористаємося *методом послідовних наближень*. Оскільки вартість суміші, що твердіє, є одним із головних критеріїв, то рішення задачі можна здійснити з її мінімізації. Модель задачі має вигляд (6.35), параметри якої входять в неї і її можна уявити в наступних інтервалах

$$\left\{ \begin{array}{l} 0.106 \leq x_1 \leq 0.326 \\ 0.127 \leq x_2 \leq 0.23 \\ 0.045 \leq x_3 \leq 0.154 \\ 0 \leq x_4 \leq 0.103 \\ 0 \leq x_5 \leq 0.472 \\ 0 \leq x_6 \leq 0.372 \\ 0 \leq x_7 \leq 0.124 \end{array} \right. \quad (6.36)$$

Скориставшись Додатком MS Excel «Пошук рішення» [106] знайдемо такі значення масових часток компонентів суміші: $x_1=0,27$, $x_2=0,23$, $x_3=0,154$, $x_6=0,22$, $x_7=0,124$. При цьому мінімальне значення вартості суміші складає 17,54 грн/т.

Введемо додаткове обмеження, встановивши похибку обчислень рівну $\Delta_1=2,46$.

Тоді рішення задачі має вигляд:

$$\varphi(x) \rightarrow \max \left\{ \begin{array}{l} 1950 \leq \theta(x) \leq 2096 \\ 0.2 \leq \tau(x) \leq 0.5 \\ y \leq 20 \\ \sum_{i=1}^7 x_i = 1 \end{array} \right. \quad i=(1, n=7), \quad (6.37)$$

Аналогічним способом, вирішуючи це завдання, визначається оптимальний склад суміші, що твердіє, в масових частинах, а саме: 0,326 – доломітовий пил, 0,225 – вода, 0,138 – алюмокалієвий галун, 0,006 – лігносульфонати, 0,288 – природний ангідрид і 0,016 – хвости.

Твердіюча суміш з оптимальним складом компонентів має наступні

характеристики: щільність суміші – 1950 кг/м³; міцність – 35,0 МПа; час початку твердіння – 0,4 год.; вартість – 17,55 грн/т.

За результатами рішення оптимізаційної задачі отримано показники економічної ефективності обраної суміші, що твердіє, тобто зменшення витрат і підвищення прибутку підприємства. Внаслідок цього досягнуто найкращі результати по вибору суміші з меншими фінансовими витратами. Спираючись на вихідні дані при вирішенні поставленого завдання обґрунтування оптимального складу суміші, що твердіє, була розроблена інтелектуальна система і алгоритм її вирішення, яка реалізована на мові програмування VISUAL BASIC. Таким чином, обраний оптимальний склад суміші, що твердіє, має наступні компоненти: природний ангідрит і хвости, продукти збагачення вугілля або уранової руди, присутність яких в суміші призводить до зростання її ціни до 25,05–26,78 грн/т в порівнянні з третім складом. В результаті оптимізації вартість суміші склала 20 грн/т (у цінах 2012–2014 рр.), що дозволяє заощадити 5,05–6,78 грн/т.

Підсумовуючи результати рішення оптимізаційної задачі встановлені основні пріоритети для зниження витрат при використанні в якості закладки виробленого простору розроблених складів суміші, що твердіє.

6.5. Розробка ресурсо- та енергозберігаючих способів проходки гірничих виробок і руйнування корисних копалин із закладанням виробленого простору

6.5.1. Розробка способів проходки гірничих виробок різного технологічного призначення і руйнування корисних копалин в видобувних блоках рудних шахт

Проведення підготовчих виробок у міцних напружених гірських породах на рудниках пов'язано із застосуванням вибухів в складних умовах при невеликій площі перерізу виробки з однією вільною поверхнею. Тому вдосконалення способів руйнування міцних гірських порід передбачає використання нової конструкції врубу і порядок його формування з урахуванням НДС масиву, які забезпечать підвищенню коефіцієнту використання шпурів (КВШ) і зниженню вартості проходки гірничих виробок.

Для обґрунтування раціональних параметрів БПР при проходці гірничих виробок різного технологічного призначення в масивах міцних гірських порід слід враховувати його структуру, фізико-механічні властивості гірських порід, вплив НДС масиву на механізм

руйнування гірських порід. З цією метою розроблено спосіб прогнозної оцінки напружено-деформованого стану масиву гірських порід у вибої виробки [107].

Суть методу полягає в бурінні у вибої підготовчої виробки 1 геологорозвідувальної свердловини 2 і відбору орієнтованого керну 3 за допомогою гірничого компасу 4 (рис. 6.18). Далі на відібраних керна в лабораторних умовах формують зрізи: еталонний і для виготовлення шліфів за трьома взаємно-перпендикулярними площинами 5, за якими визначають напрямок (просторове положення) лінійної структури породоутворюючих мінералів методом хімтравлення поверхні концентрованою плавиковою кислотою (рис. 6.19), а саме: азимут падіння і кут падіння [53].

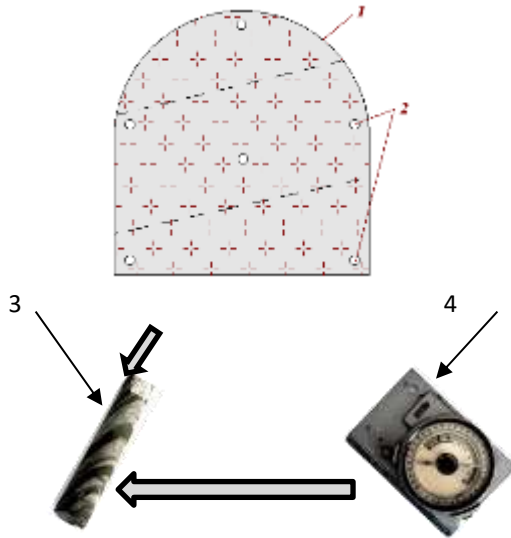


Рис. 6.18. Поперечний переріз гірничої виробки в блоці рудного покладу з пробуреними геологорозвідувальними свердловинами

1 – гірнича виробка; 2 – геологорозвідувальні свердловини;
3 – керн гірської породи; 4 – гірничий компас

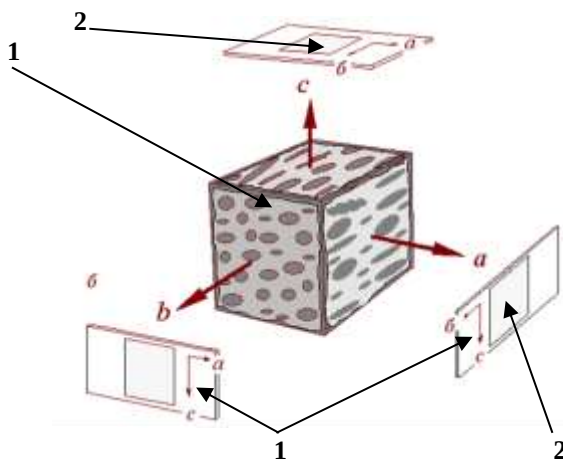


Рис. 6.19. Орієнтований штуф породи, виготовлений з керну
1 – бокова поверхня штуфу; 2 – орієнтований петрографічний шліф

За характером травлення визначали напрямки структурних осей Зандера [54] a , b і c , де a – вісь, яка лежить в площині сплюснення агрегатів мінеральних зерен; вісь b – збігається з лінійністю подовжених агрегатів мінеральних зерен, орієнтованої нормально до площини сплюснення. Всі три осі ортогональні по відношенню одна до одної.

З підготовлених плоских зрізів виготовляли орієнтовані петрографічні шліфи 6: один паралельно площині ac і перпендикулярно осі b , інший – паралельно площині bc і перпендикулярно осі a і третій – паралельно площині ab і перпендикулярно осі c (рис. 6.19).

З використанням світлооптичного мікроскопу МП-2 і інтегратору ІСА на петрографічних шліфах (рис. 6.20) по мінеральним зернам визначали інтенсивність мікротріщин $I_{тр1}$, $I_{тр2}$, $I_{тр3}$, а за допомогою універсального столика Федорова ФС-5 [52] – просторове положення виділених мікротріщин.

З отриманого просторового положення лінійної структури породи проводили ідентифікацію головних мікротріщин і визначали їх координати (Tr_1 , Tr_2 і Tr_3), наприклад, для гранітів Ватутінського родовища уранових руд, а саме: $I_{тр1}$ в площині ac (в шліфу, нормальний до осі b), $I_{тр2}$ в площині bc (в шліфу, нормальний до осі a), $I_{тр3}$ в площині ab (в шліфу, нормальний до осі c).

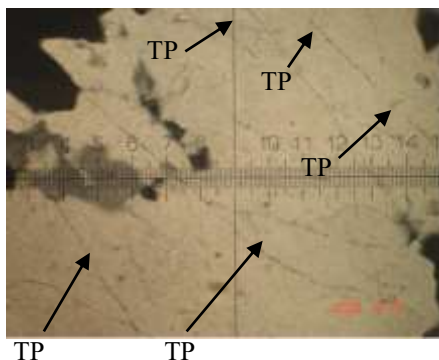


Рис. 6.20. Мікрофотографія петрографічного шліфу граніту з вмістом урану і виділеною просторовою системою мікротріщин

При цьому $I_{\text{ТР1}}$ становить 30 тр./см, $I_{\text{ТР2}}$ – 19 тр./см, $I_{\text{ТР3}}$ – 5 тр./см. Тоді, згідно співвідношенню $I_{\text{ТР1}}:I_{\text{ТР2}}:I_{\text{ТР3}} = \sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 30 : 19 : 5$, визначали координати головних стискаючих напружень ($\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3$) і по їх співвідношенню 1: 0, 63: 0,17, куту падіння – ρ і напрямку куту падіння – φ оцінювали стан НДС масиву у вибої підготовчої виробки з використанням сітки Каврайського і структурної діаграми із зображенням максимумів виходу просторових точок полюсів основних систем мікротріщин (результуючі вектори систем мікротріщин) і векторів головних стискаючих напружень (σ_1 , σ_2 і σ_3) з координатами (рис. 6.21): σ_1 ($\rho_1 = 72^\circ$, $\varphi_1 = 90^\circ$); σ_2 ($\rho_2 = 9^\circ$, $\varphi_2 = 195^\circ$); σ_3 ($\rho_3 = 15^\circ$, $\varphi_3 = 285^\circ$).

Використання запропонованого способу дозволить науково обґрунтувати місце закладання підготовчої виробки з урахуванням НДС масиву гірських порід, параметрів БПР (місце розташування врубових, відбійних та контурних шпурових зарядів в перерізу виробки, їх довжину і кількість, масу ВР і засоби ініціювання), які впливають на ефективність руйнування напружених гірських порід, і, як наслідок, підвищити коефіцієнт корисної дії вибуху і КВШ, а також продуктивність вантажно-транспортних засобів.

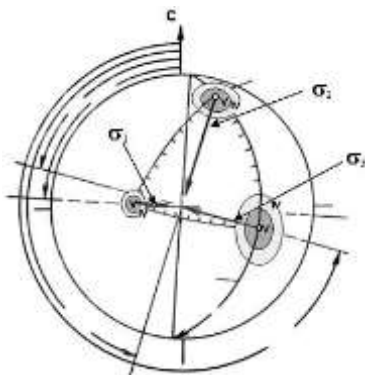


Рис. 5.21. Структурна
діаграма максимумів виходу
просторових координат
полюсів основних систем
мікротріщин і векторів
головних стискаючих
напружень (σ_1 , σ_2 і σ_3)

У технологічному процесі інтенсифікації видобутку уранових руд особливу роль відводять своєчасному введенню видобувних блоків в експлуатацію. Процес підготовки видобувних блоків базується на проходці підготовчих виробок різного технологічного призначення: розрізних щілин, бурових штреків (ортів), виробок горизонту переміщення гірничої маси, спорудженню між поверхами і напівповерхами в блоці рудного покладу підняттевої гірничої виробки, сліпих тупикових і наскрізь висхідних виробок, поглибленню сліпих стовбурів і інш.

Для ефективної проходки виробок різного технологічного призначення розроблені способи їх спорудження [85, 95-96].

Відповідно до розроблених способів проходки розглянемо варіанти спорудження цих виробок.

Спосіб формування врубової порожнини для проходки горизонтальної гірничої виробки. В результаті виконаних досліджень (розділ 4) по встановленню закономірностей розподілу НДС у вибої виробки в напрямку її проходки і урахуванню їх для обґрунтування раціональних параметрів технологічних паспортів БПР, що сприятиме підвищенню ефективності руйнування міцних гірських порід, розроблено спосіб формування врубової порожнини. Суть його полягає в формуванні триярусного циліндричного крокуючого врубу шляхом буріння шпурів по всьому перерізу виробки, починаючи з врубових шпурів в центрі виробки по колу циліндру або в вершинах багатогранної призми.

Способи проходки піднятєвої гірничої виробки:

– **1-й варіант.** Суть способу полягає в тому, що підвищення ефективності вибуху свердловинного заряду вибухової речовини та якість руйнування міцних в'язких гірських порід забезпечується шляхом підривання зарядів ВР з уповільненням на компенсаційну порожнину в свердловинах, пробурених в площині, що збігається з напрямком переважаючих сил гірського тиску. Спочатку бурять дві периферійні свердловини в площині переважаючих сил гірського тиску, дві інші периферійні свердловини – по лінії, перпендикулярній площині можливого напрямку переважаючих сил гірського тиску в зоні дії стискаючих напружень. Потім центральну свердловину розширюють приладом УПРС-1, надаючи їй форму еліпсу, при цьому велику вісь a компенсаційної порожнини орієнтують в напрямку площині переважаючих сил гірського тиску $P_{\max}$ в зоні дії розтягуючих напружень. У периферійних свердловинах в зоні дії стискаючих напружень формують заряди ВР змінного перерізу кумулятивної дії з рівномірним розташуванням вздовж колонки заряду сферичних порожнин, а в свердловинах, що знаходяться в зоні дії розтягуючих напружень – заряди суцільної конструкції. Підрив зарядів здійснюють в один прийом з уповільненням по всій висоті виробки. Схему проходки піднятєвої гірничої виробки приведено на рис. 6.22 і рис. 6.23, а, б.

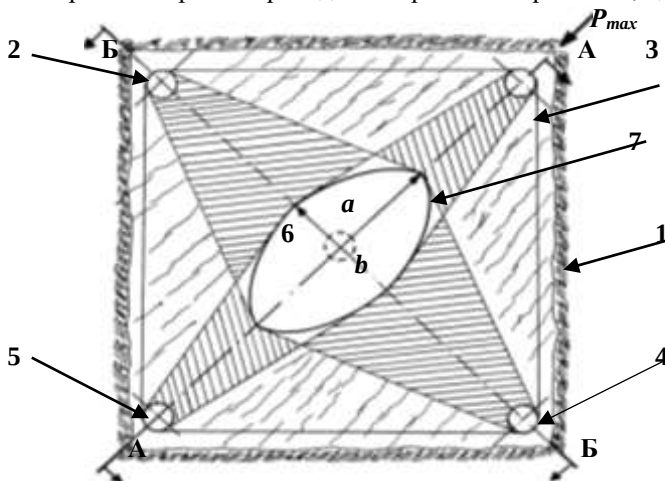


Рис. 6.22. Схема розміщення свердловин в перерізі підготовчої виробки

1 – гірський масив; 2,3,4,5,6 – вибухові свердловини;

7 – компенсаційна порожнина

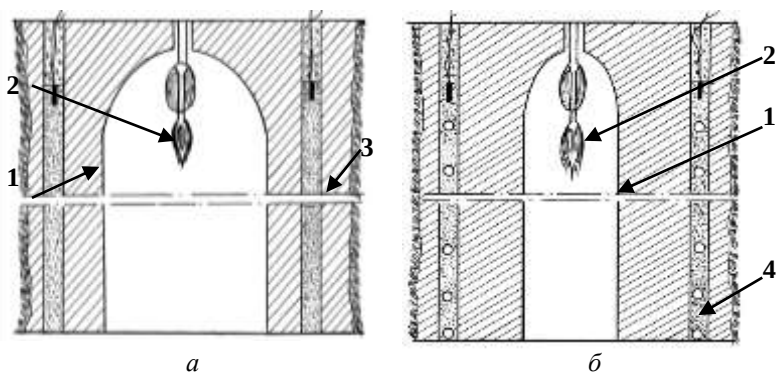


Рис. 6.23. Схема проходки гірничої виробки в перерізі А-А (а) і Б-Б (б)

1 – компенсаційна порожнина; 2 – прилад УПРС-1 (плазмотрон);

3 – заряд ВР постійного перерізу; 4 – заряд ВР змінного перерізу

– 2-ий, **варіант**. Спосіб реалізується таким чином. Спочатку бурять центральну свердловину, а навкруги неї бурять чотири периферійні вибухові свердловини в вершинах проектного контуру виробки. Центральну свердловину розширюють приладом УПРС-1 з формуванням компенсаційної порожнини на всю висоту піднятевої виробки (рис. 6.23, а, б) діаметром $d_{\text{кл}} = (5-6) d_{\text{свр}}$. В подальшому по всій висоті компенсаційної порожнини, починаючи з її торця приладом УПРС-1 утворюють кільцеві виїмки діаметром $d_{\text{кв}} = (7-8) d_{\text{свр}}$ на відстані один від одного рівному $\ell_{\text{рац}} = (8-10) d_{\text{свр}}$. (рис. 6.24, а, б).

У пробурених периферійних свердловинах формують розосереджені заряди, з розміщенням вздовж колонки повітряних проміжків (ампул) довжиною $\ell_{\text{пов.прм.}} = (5-6) d_{\text{свр}}$, з подальшим заповненням ВР порціями зарядною машиною. Підготовлені заряди (рис. 5.25) комутують в групи і підривають в один прийом з уповільненням.

Підземний видобуток уранових руд в Україні здійснюється камерними системами розробки з підготовкою їх підповерхневими штреками і ортами із закладанням виробленого простору сумішшю, що твердіє (рис. 6.26) [108]. Руйнування руди в камерах ведеться свердловинними зарядами ВР зменшеного діаметру (65–85 мм) з рівномірним розподілом ВР в масиві, що руйнується, а саме: руйнування вертикальними шарами на компенсаційний простір, в середовищі, що має нерухомий стан, пучками зближених свердловин на

вертикальну компенсаційну щілину і ініціюванню між рядами свердловин з уповільненням.

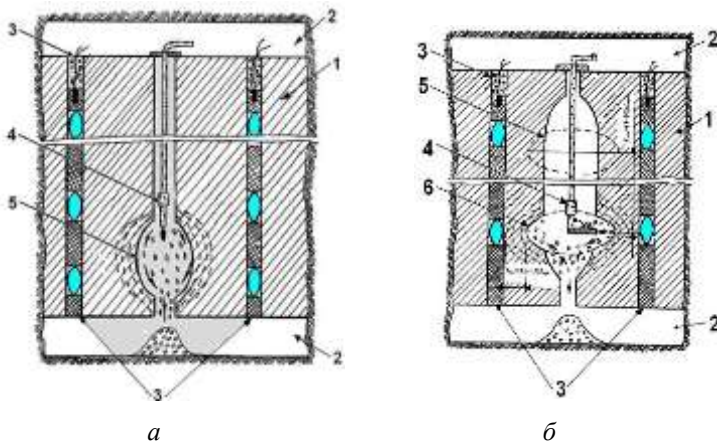


Рис. 6.24. Технологія проходки підняттевої гірничої виробки

*а, б – технологічні схеми проходки підняттевої гірничої виробки;
1 – гірський масив; 2 – бурові виробки; 3 – периферійні вибухові
свердловини; 4 – пристрій УПРС-1 (плазмотрон);
5 – компенсаційна порожнина; 6 – кільцеві порожнини*

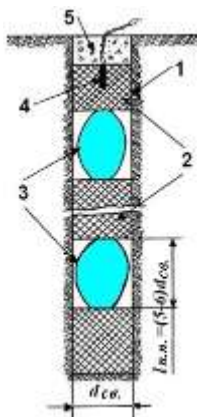


Рис. 6.25. Конструкція свердловинного заряду ВР

*1 – вибухова свердловина; 2 – заряд ВР; 3 – ампула з повітрям;
4 – патрон-бойовик; 5 – набивка*

Вплив масових вибухів на житлову та соціальну забудову при підробці рудних покладів, наприклад, Центральне родовище уранових руд, ДП СхідГЗК, м. Кропивницький, ускладнює процес відпрацювання експлуатаційних блоків. Фізико-механічні властивості порід гірського масиву, їх текстура і тріщинуватість є найважливішими факторами, що визначають характер поширення сейсмічних коливань в різних напрямках від місця вибуху.

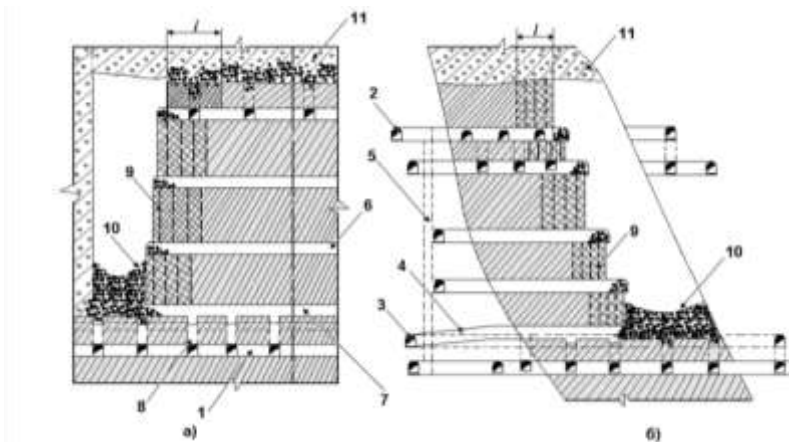


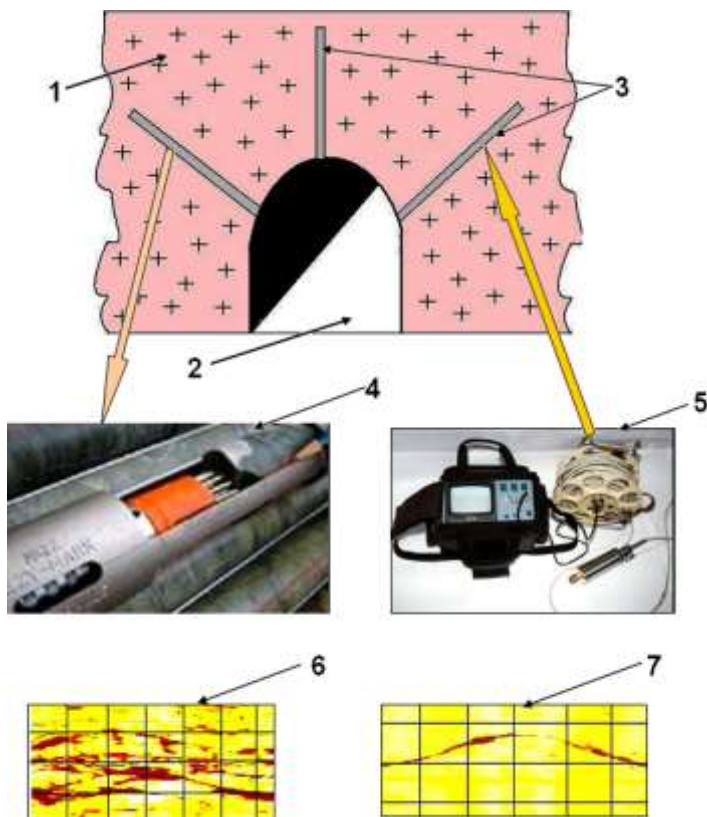
Рис. 6.26. Камерна система розробки уранових руд підповерхневими штреками (а) і ортами (б) із закладенням виробленого простору сумішшю, що твердіє

1 – штрек для доставки корисних копалин і вантажів; 2 – штрек вентиляційний;
3 – колектор; 4 – з'їзд; 5 – піднятєвий блоковий; 6 – штрек підповерхневий;
7 – штрек підсічки; 8 – дучка; 9 – вибухові свердловини; 10 – відбита руда;
11 – закладка, що твердіє; l – ширина заходки

Ефективним методом управління сейсмічною дією вибуху і зниженням рівня його впливу на поверхневі об'єкти є екранування сейсмічних коливань вибухових хвиль через утворення екрануючої зони на верхніх підповерхнях видобувного блоку при відбійці нижчих блоків із закладенням відпрацьованих камер сумішшю, що твердіє. Встановлено, що сейсмічно безпечна маса одночасно підриваємого ВР в експлуатаційному блоці не повинна перевищувати 1500 кг, а їх кількість – не більше двох. Час уповільнення між вибухами в експлуатаційних блоках визначається тривалістю сейсмічних коливань і не повинна бути менше трьох з інтервалом між групами зарядів не

менше 50 мс і не більше п'яти – шести груп зарядів ВР, що одночасно підриваються.

Для зниження динамічного (сейсмічного) впливу масових вибухів при веденні вибухових робіт в блоці і подальшому утворенню екрануючої зони розроблено новий спосіб руйнування гірських порід [109]. Схеми реалізації способу відбійки гірських порід наведено на рис. 6.27 і 6.28.



**Рис. 6.27. Схеми підготовки проведення підривних робіт у блоці
крутоспадного рудного покладу**

*1 – гірський масив; 2 – підготовча виробка; 3 – геологорозвідувальні свердловини;
4 – кернавідбірник EZY-MARKTM; 5 – цифрова відеокамера ТАІС; 6 – характер
розподілу тріщин в масиві гірських порід під дією гірського тиску; 7 – характер
розподілу тріщин в масиві гірських порід в зоні меншого впливу гірського тиску*

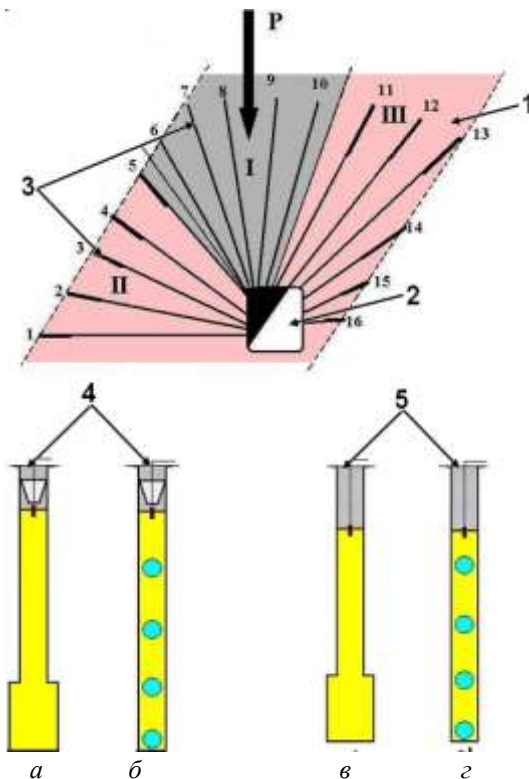


Рис. 6.28. Схема ведення підривних робіт у блоці рудного покладу

1 – масив ГП; 2 – підготовча виробка; 3 – вибухові свердловини в блоці;
4 – конструкції зарядів ВР у висхідних свердловинах (а – заряд суцільної конструкції з котловим розширенням в торці свердловини і герметизацією гирла затвором, б – заряд змінного перерізу кумулятивної дії з сферичними вставками і герметизацією гирла затвором); 5 – конструкції зарядів ВР в низхідних свердловинах (в – заряд суцільної конструкції з котловим розширенням в торці свердловини і герметизацією гирла набивкою, г – заряд змінного перерізу кумулятивної дії з сферичними вставками і герметизацією гирла набивкою);
I – зона дії переважуючих сил гірського тиску; II – зона лежачих гірських порід;
III – зона висячих гірських порід

Згідно з розробленого способу, в блоці рудного покладу з бурового штреку або орту в шаховому порядку на всю висоту поверху або підповерху бурять геологорозвідувальні свердловини і здійснюють відбір орієнтованих кернів за допомогою гірничого компасу. У

лабораторних умовах формують зрізи, з яких виготовляють орієнтовані петрографічні шліфи. На шліфах за допомогою методу оптичної мікроскопії ідентифікують головні системи мікротріщин і встановлюють їх просторове положення по виміру азимуту і куту падіння.

Далі у пробуреній в масиві гірських порід геологорозвідувальній свердловині по всій її довжині визначають частоту, напрям і глибину розвитку тріщин фіксуючи їх за допомогою цифрової відеокамери ТАИС-1. Зняту інформацію з використанням програмного забезпечення (ПЗ) цифрують та за результатами якої, визначають напрямок дії переважаючих сил гірського тиску в масиві. Потім в зоні дії переважаючих сил гірського тиску бурять врубові свердловини, а у висячому і лежачому боках – відбійні, причому в торцях відбійних свердловин формують котлові розширення діаметром рівним $d_{\text{кп}} = (2-3) D_{\text{свр}}$ і висотою $h_{\text{кп}} = (5-10) D_{\text{свр}}$, з використанням, наприклад, приладу УПРС-1 (плазматрон). У врубових свердловинах формують заряди ВР змінного перерізу кумулятивної дії. Для цього по колонці заряду розташовують рівномірно чергуючи між собою сферичні вставки діаметром $d_{\text{сф.вст.}} = 0,8D_{\text{свр}}$, а в висячому і лежачому боках – формують заряди суцільної конструкції за допомогою зарядної машини із гранульованого ВР, наприклад, грамоніту 79/21 або емульсійної ВР «Анемікс». У підготовлених зарядах розміщують ініціатори, герметизують устя висхідних свердловин спеціальним приладом, затвором, а в низхідних – набивкою, комутують їх в групи і підривають з уповільненням починаючи з врубових – в зоні дії переважаючих сил гірського тиску, потім заряди ВР у висячому і лежачому боках за шаховою схемою, де: $d_{\text{кп}}$ – діаметр котлової порожнини; $h_{\text{кп}}$ – висота котлової порожнини; $d_{\text{сф.вст.}}$ – діаметр сферичної вставки; $D_{\text{свр}}$ – діаметр свердловини.

6.5.2. Технологія закладання виробленого простору видобувного блоку (камери) сумішшю, що твердіє

Відпрацювання рудних покладів родовищ уранових руд підприємствами ДП СхідГЗК здійснюється камерними системами розробки із закладанням виробленого простору сумішами, що твердіють. Це обумовлено необхідністю забезпечення надійного управління гірським тиском, повного і якісного вилучення корисної копалини (зниження вмісту пустої породи в руді), високими вимогами до охорони навколишнього природного середовища (збереження

родючих земель, цілісності житлових і промислових об'єктів), утилізацією відходів гірничорудного виробництва у виробленому просторі видобувних камер. Приготування закладки, що твердіє здійснюють на стаціонарному гідрозакладальному комплексі (ГЗК), схема якого наведена на рис. 6.29.

Домений шлак (Ангідрит)

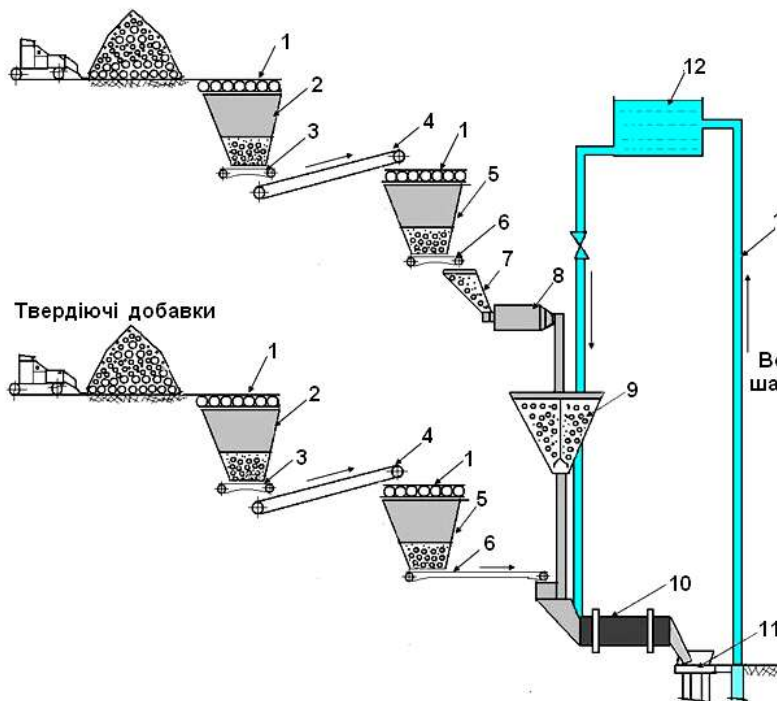


Рис. 6.29. Схема поверхневого комплексу для закладання виробленого простору

- 1 – просівач; 2 – приймальний бункер; 3 – живильник; 4 – стрічковий конвеєр;
5 – бункер-накопичувач; 6 – дозатор; 7 – похилий жолоб; 8 – млини кульові;
9 – дозатор-класифікатор; 10 – змішувач; 11 – приймальна горловина;
12 – резервуар з водою; 13 – система трубопроводів

Вироблений простір видобувних блоків шахти Смолінська, що утворився в результаті виїмки руди, заповнювали сумішшю, що твердіє, розробленою в ІГТМ НАН України [98-100], склад якої обрано і

обґрунтовано методами планування експериментів і розробленої методики при наступних співвідношеннях компонентів (в мас. частках), а саме: 0,326 – доломітовий пил, 0,225 – вода, 0,138 – алюмокалієвий галун, 0,006 – лігносульфонати, 0,288 – природний ангідрид (або домений шлак) і 0,016 – хвости.

Мінімальна вартість обраної суміші становить 19,54 грн/т, що на 0,45 грн./т дешевше суміші для закладання, яка застосовується на шахті Смолінська ДП «СхідГЗК». Витрати матеріалів на приготування 1 м³ запропонованої суміші для закладання склав: доломітовий пил – 0,8 т, алюмокалієвий галун – 0,3 т, лігносульфонати – 0,012 т, природний ангідрид (домений шлак) – 0,8 т, відходи переробки гірничорудної промисловості (хвости уранових руд і збагачення вугілля – мули) – 0,032 т, вода – 350 л.

Для приготування суміші на закладальному комплексі доставляли компоненти, спочатку на траншейний склад, де розміщували відходи гірничо-металургійного виробництва (гранульований шлак і природний ангідрид), а на інший склад – твердіючі добавки (алюмокалієвий галун, лігносульфонати, хвости – відходи переробки уранових руд і збагачення вугілля – мули).

Компоненти суміші (гранульований шлак і природний ангідрид) бульдозерами (рис. 6.38) транспортують на позначку +12 м закладного комплексу через грохот 1 в приймальний бункер 2. Далі за допомогою живильника 3 компоненти суміші перевантажували на конвеєр 4 з подальшим транспортуванням в накопичувальні бункери 5. З накопичувальних бункерів 5 через дозатор 6 транспортували на похилий жолоб 7 і далі в кульовий млин 8 МШПЦ 32–45, в якому гранульований шлак або природний ангідрид подрібнювали, і далі подрібнені компоненти транспортували в дозатор-класифікатор 9, розділяючи їх на фракції певного класу. Інші компоненти суміші (твердіючі добавки) зі складу бульдозерами переміщували на майданчик грохоту 1 в приймальний бункер 2. З приймального бункеру 2 за допомогою живильника 3 і стрічкових конвеєрів 4 компоненти транспортували в накопичувальні бункери 5, з яких вони стрічковим дозатором 6 959ДН 125 транспортували в змішувач 10 3 892.

Доставлену трубопроводами порцію гранульованого шлаку або природного ангідриду і твердіючих добавок ретельно переміщували в змішувачі 10, а потім транспортували в шахту системою трубопроводів 13 в накопичувальний резервуар з водою 12, з подачею його у змішувач 10. Підготовлену суміш із змішувача 10 направляли в приймальну горловину 11, з'єднану з транспортним трубопроводом. Далі по

вертикальному трубопроводу, прокладеному по шурфу, суміш подавали на гор. +100 м, з якого по магістральним трубопроводам доставляли в вироблений простір на межу ліквідації камери. Продуктивність закладного комплексу 400–450 тис. м³ в рік.

Застосування технології видобутку уранових руд з закладанням виробленого простору сумішами, що твердіють, забезпечує високу безпеку технологічних процесів видобутку і переробки корисних копалин, екологічну, сейсмічну і техногенну безпеку територій, що підробляються, з розвиненою інфраструктурою.

Розділ 7. РОЗРОБКА, ОБГРУНТУВАННЯ ТА ВПРОВАДЖЕННЯ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ СПОСОБІВ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД СКЛАДНОЇ БУДОВИ

7.1. Промислова перевірка і оцінка ефективності технологічних параметрів способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих міцних гірських порід при відкритій розробці рудних і нерудних корисних копалин

Апробацію розробленого способу проводили спільно ВАТ «ЦГЗК», ІГТМ НАН України і концерну ПівденРуда в умовах Петровського і Глеєватського кар'єрів, які за своєю геологічною будовою відносяться до родовищ кварцитів із вмістом заліза і знаходяться в межах Українського кристалічного щиту.

Кар'єрне поле має тріщино-тектонічну будову гірських порід, що представлені складками сколювання. Вертикальні тріщини, які сплюснені і тріщини відриву, а також горизонтальні тріщини відриву, утворюють в сукупності три взаємно перпендикулярні системи тріщин. Вертикальні тріщини, які сплюснені і щільно сплюснені, вертикальні і горизонтальні тріщини відриву характеризуються відкритими тріщинами, ширина яких коливається від 0,5 см до декількох сантиметрів.

З огляду на те, що тріщини по відношенню до елементів складчастої структури родовища кварцитів із вмістом заліза розвинені нерівномірно, їх густина визначалась згідно розроблених "Методичних рекомендацій по обґрунтуванню раціональних параметрів буропідричних робіт при вибуховому навантаженні тріщинуватих анізотропних гірських порід для умов рудних и нерудних кар'єрів України" і ці особливості тріщино-тектонічної будови родовища були враховані при коригуванні параметрів БПР, які є основою розробленого способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих анізотропних гірських порід [72].

Промислові експерименти проведено на блоці № 1, гор. – 60 м, Петровський кар'єр, в два етапи. Перший з використанням базового паспорту БПР, а другий – за розробленими рекомендаціями. Загальний вигляд кар'єру і експериментального блоку наведено на рис. 7.1.



Рис. 7.1. Загальний вигляд кар'єру (а) і експериментального блоку (б, 1)

Блок був обурений по сітці 6×6 м з розташуванням свердловинних зарядів при базовому способі відбійки без урахування коефіцієнту анізотропії. З урахуванням коефіцієнту анізотропії, що дорівнює 1,3 для кварцитів із вмістом заліза, була скоригована сітка: відстань між рядами свердловин – 5,2 м, між свердловинами в ряду – 6,8 м. Висота уступу становила в середньому 16 м, глибина свердловин для суцільної конструкції заряду – 19 м (перебур – 3 м), а для конструкції заряду змінного перерізу – 17 м (перебур – 1,0 м). Свердловини бурили діаметром 0,25 м, середня маса заряду в свердловині – 0,750 т, питомі витрати – $1,4 \text{ кг/м}^3$, тип ВР – Грамоніт 79/21 або емульсійне ВР типу Анемікс. Ініціювання заряду в свердловині здійснювалось бойовиком – тротилова шашка Т-400 з використанням НСІ NONEL за діагональною схемою комутації свердловинних зарядів. Схема розташування свердловин на блоці (рис. 7.2), конструкції базового і рекомендованого свердловинного заряду, наведено на рис. 7.3.

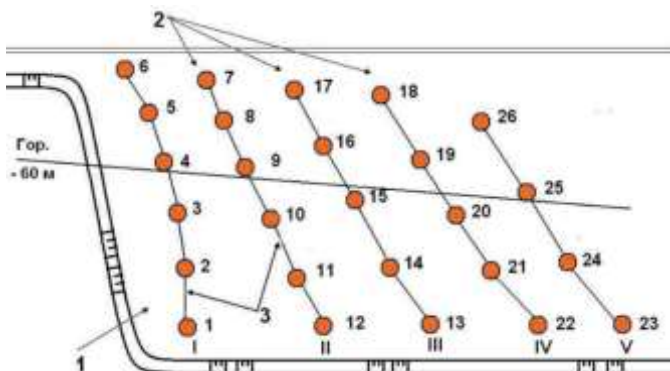


Рис. 7.2. Схема розташування і комутація свердловинних зарядів на блоці

1 – блок; 2 – свердловини; 3 – комутація свердловинних зарядів;
I – V – ряди свердловин

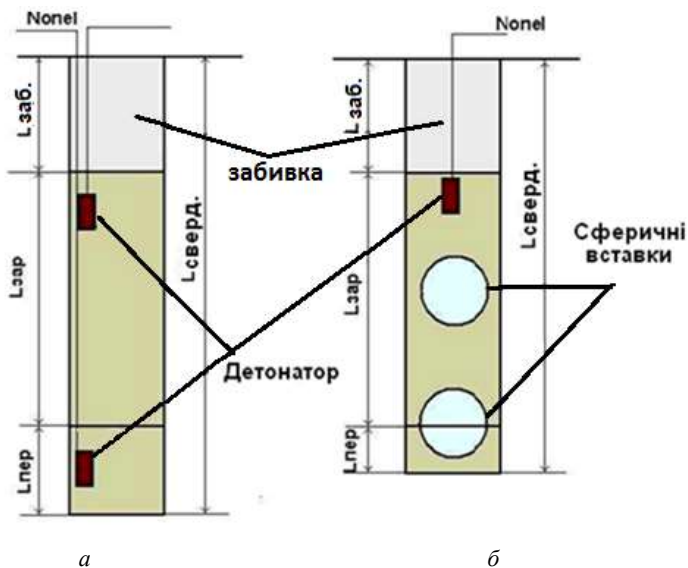


Рис. 7.3. Конструкції свердловинних зарядів

а – базова; б – експериментальна

За результатами масових вибухів на експериментальній і контрольній ділянці, кінограми яких наведено на рис. 7.4, проведено оцінку якості дроблення відбитої гірничої маси по діаметру середнього куску з виміром її гранулометричного складу методом косокутної фотопланіметрії (рис. 7.5) [39] і обробкою його комп'ютерною програмою "WipFrag © Win Version 2.6 (рис. 7.6).

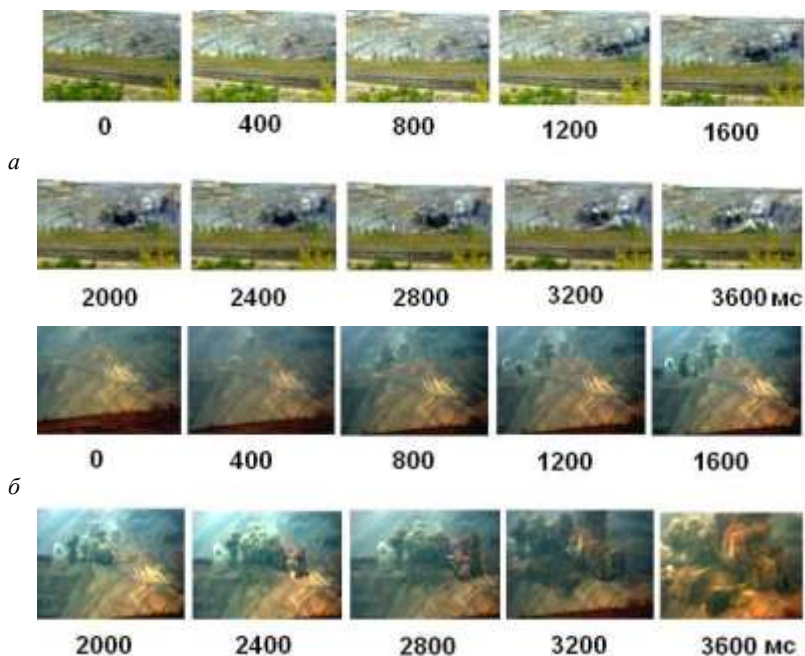


Рис. 7.4. Кінограми масових вибухів на кар'єрах ВАТ «ЦГЗК»

а – масовий вибух 27.09.2007 на Петровському кар'єрі, гор. – 60 м;

б – масовий вибух 12.10.2007 на Глєсватському кар'єрі, гор. – 194 м



Рис. 7.5. Вимір гранулометричного складу підірваної гірничої маси

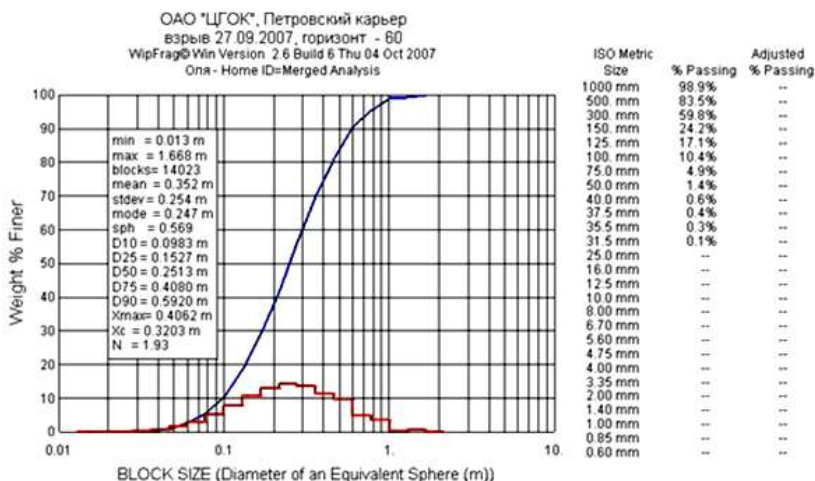


Рис. 7.6. Гранулометричний склад зруйнованої вибухом гірничої маси, Петровський кар'єр, ВАТ «ЦГЗК», гор. - 60 м (масовий вибух 27.09.2007 р.)

Обробка результатів вибухів показала (рис. 7.6), що вихід фракцій розміром 170–470 мм складає близько 50 %. Причому через грохот з розміром отворів 1200 мм проходить 98,9 % підірваної гірничої маси.

Аналіз дослідно-промислових вибухів в умовах Петровського і Глеєватського кар'єрів ВАТ «ЦГЗК» з використанням зарядів змінного перерізу показав: відбито 13508 м³ гірської маси, витрати грамоніту 79/21 були зменшені на 30 %, що забезпечило економію ВР на одну свердловину в сумі 1680, 0 грн. При цьому витрати на придбання 1,0 т грамоніту 79/21 склали 14000 грн, а витрати на бурові роботи – 100,0 грн на 1 м свердловини. Загальна очікувана економія на буропідривної роботи з використанням зарядів змінного перерізу тільки на одну свердловину склала 1880,0 грн (в цінах 2007 р.).

Аналогічні дослідження по обґрунтуванню коригованих параметрів буропідривних робіт (нові конструкції комбінованих свердловинних зарядів, сітка розташування свердловин на блоці) відповідно до розробленого нового способу вибухового руйнування локально-тріщинуватих анізотропних гірських порід [72], були проведені промислові випробування на гранітних кар'єрах України спільно з ПрАТ Укragровибухпром», Черкаським ГТУ і ІГТМ НАН України.

В якості об'єкту досліджень обрано гранітні масиви міцних гірських порід складної структури, що розробляють кар'єри «Томашгород», «Віта Соріс», «Сівач» Корсунь-Шевченківського кар'єроуправління ПрАТ «Укragровибухпром». Порооди на кар'єрах представлені сірими і рожевими дрібнозернистими гранітами середньої тріщинуватості міцністю $f = 12\text{--}16$ балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Рівень води в свердловинах досягав 1,0–2,0 м при середній обводненості масиву 15–20 %.

Для встановлення основних характеристик тріщинуватості гранітного масиву в межах гірничого відводу кар'єрів «Томашгород» і «Віта Соріс» Корсунь-Шевченківського кар'єроуправління, згідно до розробленої в ІГТМ НАН України методики і “Методичних рекомендацій по обґрунтуванню раціональних параметрів БПР ...”, була проведена стереофотозйомка оголених порід на горизонтах, прийнятих для промислових випробувань розробленого способу вибухового руйнування гірських порід складної будови (блок № 5, гор. + 123 м, кар'єр «Томашгород», блок № 20, гор. + 129 м, кар'єр «Віта Соріс»). Дешифрування стереопар здійснювали з використанням стандартних програм обробки зображень «Fotoshop» і «CorelDraw 11». Після обробки даних отримані усереднені параметри основних систем

тріщин на кар'єрах «Томашгород» і «Віта Сорис» Корсунь-Шевченківського кар'єроуправління (табл. 7.1).

Таблиця 7.1.

**Характеристика усереднених параметрів основних систем тріщин у
гранітах кар'єрів «Томашгород» и «Віта Сорис»**

Найменування тріщин (номенклатура Клооса)	Коефіцієнт тріщинуватості, тр./м	Відстань між стінками тріщин, мм	Відстань між окремими тріщинами, м	Ширина зони підвищеної тріщинуватості, м	Відстань між центрами зон, м
Поздовжні тріщини стиснення – тріщини <i>S</i>	3–5	0,01–0,1	0,1–2,0	40–50	45–60
Поперечні тріщини відриву – тріщини <i>Q</i>	1–2	1,0–3,0	1,0–5,0	50–50	60–70
Горизонтальні тріщини розвантаження – тріщини <i>L</i>	3–5	0,05–0,1	0,5–1,0	зони підвищеної тріщинуватості відсутні	—

З урахуванням визначених параметрів основних систем тріщин на гранітних кар'єрах «Томашгород» і «Віта Сорис» (табл. 6.1) проведені результати дослідження на блоці згідно з “Методичними рекомендаціями по обґрунтуванню раціональних параметрів БПР....” для розрахунку коефіцієнту анізотропії гірського масиву, який потрібен для корегування розташування свердловин на блоці (сітки свердловин). Згідно розробленої номограми (рис.6.4) з урахуванням встановленого коефіцієнту анізотропії, який для цих типів порід склав у середньому 1,14, скориговано параметри сітки свердловин діючого паспорту БПР, а саме 4,5×5,5 м замість 5×5 м.

З урахуванням виявлених зон підвищеної тріщинуватості на уступі блоку висотою 13,0 м бурили свердловини відповідно до чинного паспорту БПР, діаметром 110–150 мм і глибиною 14,5 м з перебудом 1,5 м [110]. Схема експериментального блоку наведено на рис. 7.7.

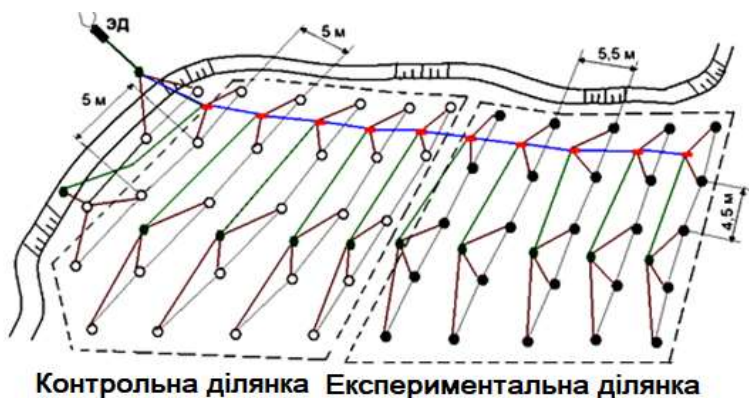


Рис. 7.7. Схема розміщення свердловин і комутація зарядів на блоці

Після буріння блоків проводили заряджання свердловин (рис. 7.8). На контрольній ділянці формували комбіновані свердловинні заряди суцільної конструкції, згідно типового паспорту БПР проведення масового вибуху на блоці, а на експериментальному – комбіновані свердловинні заряди, що містять секції заряду суцільної конструкції і змінного перерізу (рис. 7.9) з урахуванням коефіцієнту анізотропії.

Підготовлені свердловини для заряджання їх ВР умовно розбивали на три секції: одну під набивку довжиною 2,0–2,4 м, а іншу частину свердловини на дві рівні секції. У нижній частині свердловини розміщують ВР із суміші: тротилу УГ + гранульована аміачна селітра в пропорції 65/35 або емульсійного ВР типу Анемікс. Потім встановлювали проміжні детонатори змонтованих із двох-чотирьох тротильових шашок Т-400, з'єднаних з капсулем-детонатором волноводом неелектричної системи ініціювання «Імпульс» або «Прима-Ера».

Верхню частину заповнювали конверсійним ВР (секція заряду ДКРП-4, до складу якого входить пластид) і встановлювали проміжний детонатор. Простір між стінкою свердловини і секцією ДКРП-4 засипали ВР із суміші – тротил УГ + АС. Устя свердловини герметизували набивкою із бурового штибу (рис. 7. 9).

Комутацію свердловинних зарядів ВР здійснювали групами по діагональній схемі. Між групами зарядів в кожній ступені встановлювали лінійні уповільнювачі УНС-С і УНС-ПА і підривали їх

з використанням НСІ «Імпульс», NONEL, «ПРИМА-ЕРА», починаючи з зарядів, розташованих на фланзі блоку, що руйнується.



a



б



в



г

Рис. 7.8. Зарядження свердловин на блоці

a – зовнішній вид блоку з зарядною машиною ; б – емульсійна ВР Анемікс; в – секція конверсійної ВР ДКРП– 4; г – розміщення бойовика із тротилової шашки Т-400 в свердловині

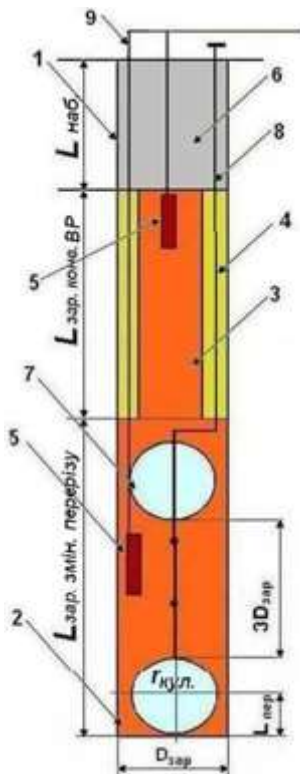


Рис. 7.9. Конструкція комбінованого свердловинного заряду

1 – свердловина; 2 – заряд ВР змінного перерізу із суміші ТНТ УГ + АС або емульсійного ВР типу Анемікс; 3 – заряд суцільний конструкції із секції конверсійного ВР ДКРП-4; 4 – піроксиліновий порох; 5 – патрон-бойовик; 6 – набивка; 7 – сферичні вставки; 8 – шпигат для з'єднання сферичних вставок; 9 – НСІ

Результати масових вибухів на експериментальній і контрольній ділянці (табл. 7.2) оцінювали за якістю дроблення відбитої гірничої маси (діаметр середнього куска) з виміром гранулометричного складу методом косокутної фотопланіметрії (рис. 7.10) [39].



**Рис. 7.10. Вимір гранулометричного складу підірваної гірничої маси
на експериментальному блоці**

Таблиця 7.2.

**Розрахунок розмірів середнього куска зруйнованої гірничої маси за
даними експериментальних вибухів ***

Експериментальна ділянка				Контрольна ділянка			
Класи крупності, мм	Середній розмір куска по класу, d_i , мм	Вихід фракцій, W_i , %	$d_i \times W_i$	Класи крупності, мм	Середній розмір куска по класу, d_i , мм	Вихід фракцій, W_i , %	$d_i \times W_i$
0–200	100	41,0	4100	0–200	100	26,7	2670
201–400	300	34,0	10200	201–400	300	24,5	7350
401–600	500	17,3	8650	401–600	500	20,6	10300
>600	700	7,7	5390	> 600	700	28,2	19740
Σ			28340	Σ			40060
$d_{cp} = \Sigma d_i W_i / 100 = 283,4$ мм				$d_{cp} = \Sigma d_i W_i / 100 = 400,6$ мм			

Примітка: * – середні значення по експериментальним вибухам

Аналіз результатів промислових експериментів показав, що застосування змінених параметрів БПР з використанням конструкції комбінованого заряду: суцільної конструкції + змінного перерізу (табл. 6.2) зменшено на 30 % діаметр середнього куску і витрати промислових ВР на 10–40 %. Вихід кондиційного куску (201–600 мм) збільшено на 10 %. В ході впровадження розроблених рекомендацій в період 2012–2019 рр. на гранітних кар'єрах ПрАТ «Укргро-вибухпром» було відбито понад 1 600 тис. м³ гірничої маси. Доведено, що використання запропонованої технології дозволить знизити питомі витрати ВР і обсяг бурових робіт в середньому до 15 % зі збереженням проектною позначки підошви уступу і якості вибухової відбійки гірських порід. Економія промислових ВР по одній свердловині склала до 40 кг, а фактичний економічний ефект – 1 730.0 тис. грн.

7.2. Розробка, апробація, впровадження і оцінка ефективності технологічних паспортів буропідричних робіт згідно способу утворення врубової порожнини при руйнуванні міцних напружених гірських порід в глибоких шахтах

При проведенні польових підготовчих виробок на шахтах Донбасу в міцних газонасичених породах, наприклад, пісковиках (на глибині понад 700 м) проявляються викиди породи. Вони виникають, як правило, в момент проведення підричних робіт і супроводжуються відторгненням від забою збільшеного об'єму породного масиву [10-18].

З метою управління процесом вибухового руйнування гірських порід в цих умовах розроблені раціональні параметри нового способу утворення врубової порожнини, які реалізовані в технологічних паспортах БПР. Їх ефективність перевірена при проходці підготовчих виробок на шахтах ПАТ «Краснодонвугілля» небезпечних по вибуху метану, вугільного пилу і викиду породи.

У Краснодонському вугленосному районі експлуатується 17 шахт, які ведуть розробку на глибині в середньому 650 м, а максимальна глибина – понад 1000 м. По гірничотехнічним умовам експлуатації вугільних пластів в Краснодонському районі ускладнюються дрібними нашаруваннями і розривними порушеннями в масиві гірських порід.

За геологічною будовою Краснодонський вугленосний район представлено кам'яновугільними покладами породних світ середнього

карбону C_2^3 , C_2^5 , C_2^6 , C_2^7 . Потужність кам'яновугільних покладів збільшується з північного заходу на південний схід від 2200 м до 2600 м.

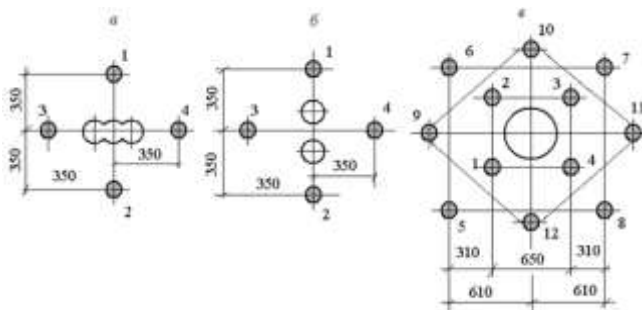
Вугілля пластів району відносяться до марок Г, Ж, К, ОЦ, Т, ПА. Ступінь вуглефікації зростає в напрямку з півночі на південь, а також стратиграфічно зверху вниз. Газове вугілля розвинено в північних районах (Ново-Світловської, Петровської і Червоної синкліналі); вугілля свити C_2^7 в перших двох структурах близькі до тих, що має довге полум'я. Худе вугілля і полуантрацити поширені в південній частині району. Вугілля основних марок, які має кокс – Ж, К, І, ОС – розвинені в центральній частині району.

Характеристика міцності одних і тих же літологічно різних видів порід змінюються в залежності від типу і складу цементу. Наприклад, міцність пісковиків в області зі слабким ступенем вуглефікації вугілля, наприклад, марки ДБ, становить 1,0–3,0 МПа, а в області газового вугілля – вони збільшуються до 15,0–50,0 МПа. У зоні розвитку вугілля з вмістом коксу, представлених марками Ж, К, ОС, міцність характеризується середніми показниками 40,0–80,0 МПа, а в області розвитку антрацитів міцність пісковиків досягає 60,0–170,0 МПа.

Зі збільшенням глибини залягання вугілля до більше ніж 1800 м міцність пісковиків з високим вмістом метаморфізму в 1,5 рази вище, ніж на глибинах 400 м, а в районі з низьким вмістом метаморфізму вугілля міцність пісковиків в цьому діапазоні глибин збільшується в 2,5 рази.

В якості об'єкту досліджень для оцінки ефективності формування врубової порожнини прийнято кілька варіантів конструкцій врубів: з незарядженими компенсаційними свердловинами в його центрі, які формують розвантажувальну щілину, прямий призматичний вруб з пробуреними у вертикальній площині в його центрі двох компенсаційних свердловин (рис. 7.11), спіральний – реалізований в базовому паспорті БПР (рис. 7.12) і розроблений – прямий призматичний триярусний крокуючий вруб з компенсаційною свердловиною збільшеного діаметру в його центрі (рис. 7.11). Причому фінальний контур врубової порожнини формують зарядами кумулятивної дії в подовжених шпурах третього ярусу [85, 111–112].

Було проведено чотири серії експериментальних вибухів відповідно до Програми-Методики у вибої польового квершлагоу, проходку якого вели на конвеєрний штрек першого ярусу пласту i_3^1 (горизонт 617 м) площею перерізу 16, 5 м² в умовах СП «Шахта Молодогвардійська». Шпури діаметром 43 мм бурили по вибою установкою БУР-2 за базовим і розробленим паспортами БПР з різними конструкціями врубів.



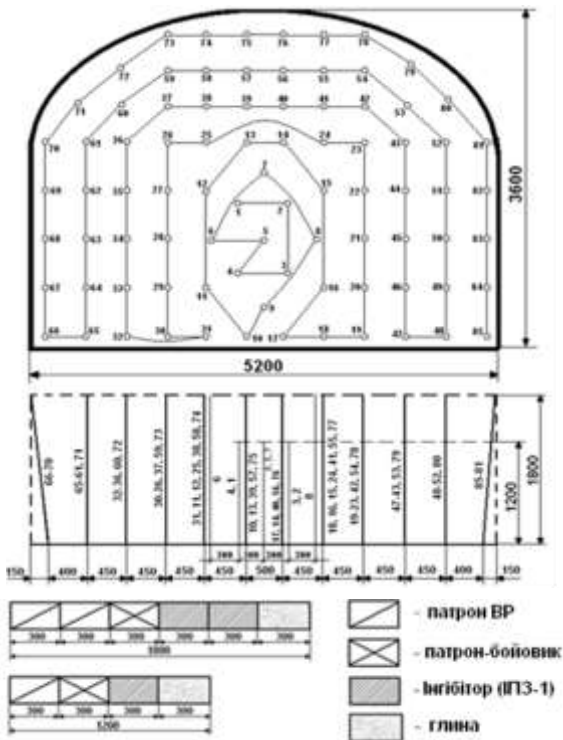
**Рис. 7.11. Схеми конструкцій експериментальних врубів з
компенсаційною порожниною**

*а – циліндний вруб з незарядженими компенсаційними свердловинами;
б – прямий призматичний вруб з двома вертикальними компенсаційними
свердловинами; в – прямий призматичний триярусний покроковий вруб зі
свердловиною збільшеного діаметру*

Рекомендовані для випробувань різні типи врубів створювали шляхом буріння верстатом НКР-100 НМ в центральній частині компенсаційних свердловин збільшеного діаметру – горизонтальні, вертикальні і центральна (рис. 7.11), розширених до діаметру, починаючи з 150 мм до 250 мм, а навколо компенсаційних свердловин – комплекту врубових шпурів.

Розроблений паспорт БПР (рис. 7.13) відрізняється від базового тим, що врубову порожнину формують з використанням прямого триярусного призматичного крокуючого врубу з використанням в шпурах третього ярусу збільшеної довжини зарядів ВР кумулятивної дії з розміщенням в торці сферичної порожнини і герметизацією устя шпурів набивкою із суміші, що твердіє. При цьому відстань між суміжними шпурами збільшено до 0,61 м замість 0,45 м в порівнянні з базовим паспортом.

Середня довжина шпурів в базовому паспорті становила 1,8 м, в яких одночасно підривають ВР в 85 шпурах з загальною масою вибухової речовини Угленіту П-5 – 76,5 кг, а в розробленому паспорті – 2,2 м, з кількістю шпурів – 80 шт. і загальною масою ВР – 71,2 кг.



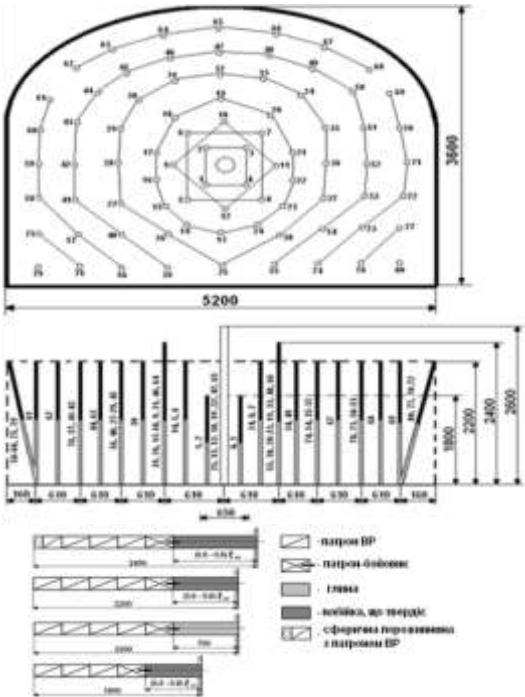
№	Найменування показників	Одиниці вимірювання	Кількість
1	Небезпека шахти по газу/пилу	-	небезпечна
2	Небезпека виробки по газу/пилу	-	небезпечна
3	Переріз виробки в чорні	м ²	16,5
4	Міцність порід		7÷10
5	Тип ВР		П-5, 10П
6	Витрати ВР на цикл	кг	75,3; 10П-1,2
7	Витрати електродетонаторів на цикл	шт	91
8	Тип забивки	-	ПЗ-1, глина
9	Витрати забивки на цикл	кг (шт)	170 шт (ПЗ-1); 68 кг (глина)
10	Посування забою за вибух по породі	м	1,62
11	Час провітрювання забою після вибуху	хвл.	30
12	Встановлений час ведення вибухових робіт (початок, кінець)	Час доби	I зм 8 ³⁰ -14 ⁰⁰ ; III зм 20 ³⁰ -2 ⁰⁰

№ шпурів	Глибина шпурів, м	Маса ВР в шпурі, (кг)	Кут нахилу шпурів к площині забою в проєкції, град		Тип електродетонаторів і їх уповільнення	Довжина внутрішньої набійки (тип), м
			горизонтальний	вертикальний		
1–4	1,2	0,6	90	90	ЭДКЗ-ПМ-15	0,6
5–9	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-30	0,9
10, 17	1,8	0,9	85	90	ЭДКЗ-ПМ-45	0,9
11–16	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-45	0,9
18, 19, 30, 31	1,8	0,9	85	90	ЭДКЗ-ПМ-60	0,9
20–29	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-60	0,9
32, 47	1,8	0,9	85	90	ЭДКЗ-ПМ-80	0,9
33–46	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-80	0,9
48, 65	1,8	0,9	85	90	ЭДКЗ-ПМ-100	0,9
49–64	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-100	0,9
66, 85	1,8	0,9	85	85	ЭДКЗ-ПМ-120	0,9
64–70, 81–84	1,8	0,9	90	85	ЭДКЗ-ПМ-120	0,9
71, 72, 79, 80	1,8	0,9	90	90	ЭДКЗ-ПМ-120	0,9
73–78	1,8	0,9	85	90	ЭДКЗ-ПМ-120	0,9

Емність судин, л	Кількість судин, шт	Тип ВР	Тип ЕД	Витрати ВР на одну судину, кг	Витрати ВР, кг	Витрати ЕД, шт
25	6	Угленіт 10П	ЭДКЗ-ОП	0,2	1,2	6
$N = (q \cdot S) / Q = (8 \cdot 16,5) / 25 = 5,28$; приймаємо 6 шт.						

Рис. 7.12. Базовий паспорт БПР проходки польового квершлягу в перерізу $S_{np}=16,5 \text{ м}^2$ на конвеєрний штрек першого ярусу пласту i^1_3 , гор. 617 м, шахта Молодогвардійська

№	Найменування показників	Одиниці вимірювання	Кількість
1	Небезпека шахти по газу/пилу	-	небезпечна
2	Небезпека виробки по газу/пилу	-	небезпечна
3	Переріз виробки в чорні	м ²	16,5
4	Міцність порід		7÷10
5	Тип ВР		Угленіт П-5, 10П
6	Витрати ВР на цикл	кг	Угленіт П-5 – 71,1; 10П – 1,2
7	Витрати електродетонаторів на цикл	шт	86
8	Тип забивки	-	твердіюча, глина
9	Витрати набійки на цикл	кг (шт)	9 кг (тверд); 48 кг (глина)
10	Посування забоя за вибух по породі	м	2,1
11	Час провітрювання забою після вибуху	хвл.	30
12	Встановлений час ведення вибухових робіт (початок, кінець)	Час доби	I зм 8 ³⁰ -14 ⁰⁰ III зм 20 ³⁰ -2 ⁰⁰

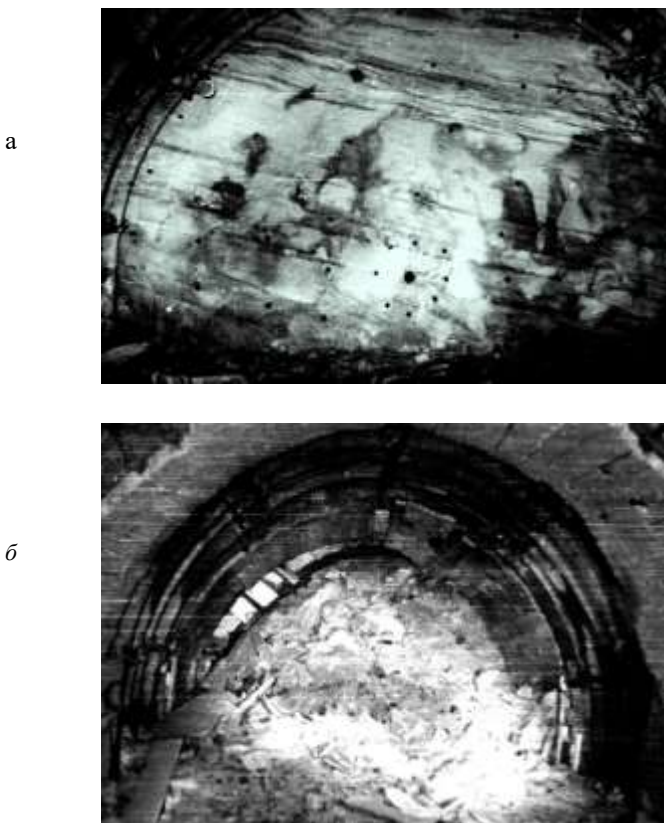


№ шпурів	Глибина шпурів, м	Маса заряду в шпурі, (кг)	Кут нахилу шпурів до площини забою в проєкції, град		Тип електродетонаторів і їх уповільнення	Довжина набійки (тип), м
			горизонтальний	вертикальний		
1–4	1,8	1,2	90	90	ЭДКЗ-ПМ-15	0,6 (твердеющая)
5–8	2,2	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-30	0,7 (твердеющая)
9–12	2,4	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-45	0,9 (твердеющая)
13–24	2,2	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-60	0,7 (глина)
25	2,2	1,5	90	85	ЭДКЗ-ПМ-80	0,7 (глина)
26–38	2,2	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-80	0,7 (глина)
39, 55	2,2	1,5	90	85	ЭДКЗ-ПМ-100	0,7 (глина)
40–54	2,2	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-100	0,7 (глина)
56, 74	2,2	1,5	90	85	ЭДКЗ-ПМ-120	0,7 (глина)
57, 73	2,2	1,5	90	90	ЭДКЗ-ПМ-120	0,7 (глина)
58–72	2,2	1,5	85	85-90	ЭДКЗ-ПМ-120	0,7 (глина)
75, 77	2,2	1,5	85	90	ЭДКЗ-ПМ-140	0,7 (глина)
76, 78	2,2	1,5	90	85	ЭДКЗ-ПМ-140	0,7 (глина)
79, 80	2,2	1,5	85	85	ЭДКЗ-ПМ-140	0,7 (глина)

Емність судин, л	Кіл-ть судин, шт	Тип ВР	Тип ЕД	Витрати ВР на одну судину, кг	Витрати ВР, кг	Витрати ЕД, шт
25	6	Угленит 10П	ЭДКЗ-ОП	0,2	1,2	6
$N = (q \cdot S)/Q = (9 \cdot 16,5)/25 = 5,94$ шт, приймаємо 6 шт						

Рис. 7.13. Розроблений паспорт БПР проходки польового квершлягу в перерізу $S_{np}=16,5 \text{ м}^2$ на консервний штрек першого ярусу пласту i^{13} , гор. 617 м, шахта Молодогвардійська

Врубові шпурові заряди ініціювали електродетонаторами ЕДКЗ-ОП і ЕДКЗ-МП миттєвої і короткоуповільненої дії, а відбійні, допоміжні і контурні, що залишились по перерізу виробки, вели зарядами суцільної конструкції з герметизацією устя шпурів піщано-глинистою набивкою з ініціюванням їх електродетонаторами короткоуповільненої і уповільненої дії ЕДКЗ-МП, ЕДУД з вісьмома ступеннями уповільнення (уповільнення між ступеннями 15–20 мс.) [111–112]. Зовнішній вигляд вибою польового квершлягу до підривання і після руйнування порід приведено на рис. 7.14.



**Рис. 7.14. Зовнішній вид вибою польового квершлягу пласту i^1_3 в
перерізу $S_{np} = 16,5 \text{ м}^2$, гор. 617 м, шахта Молодогвардійська**

a – до вибуху; б – після вибуху

**Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід при
будівництві підземних споруд**

Критерієм оцінки результатів підривання є КВШ, якість відбитої вибухом породи, дальність її розльоту у вибої виробки та пошкодження постійного кріплення. Результати експериментальних вибухів при проведенні польового квершлягу на конвеєрний штрек першого ярусу пласта i_3^1 (горизонт 617 м) на шахті «Молодогвардійська» наведено в табл. 7.3.

Таблиця 7.3.

**Результати експериментальних вибухів при проходці польового
квершлягу пласта i_3^1 (горизонт 617 м), СП «Шахта «Молодогвардійська»**

Тип врубу	Кількість шпурів, шт.	Середня довжина шпурів, м	Просування забоя за вибух, м	КВШ	Витрати ВР		Дальність розльоту породи від забоя, м	Вихід фракцій дроблення, %	
					на цикл, кг	питомі витрати, кг/м ³		-100 мм	+200 мм
Спиральний	85	1,8	1,62	0,9	76,5	2,81	40	54,7	18,0
Щілинний	83	1,8	1,71	0,92	72,5	2,5	37	50,0	21,5
Призматичний з двома компенсаційним и свердловинами	83	2,0	1,8	0,95	73,5	2,54	35	48,5	20,5
Призматичний трьоярусний з копенсационною свердловиною в центрі	80	2,2	1,95	0,97	71,2	2,34	25–28	40,4	21,2

Аналіз результатів експериментальних вибухів показав, що ефективність руйнування міцних напружених порід в значній мірі залежить від типу врубу і конструкції шпурових зарядів, які використані при формуванні врубової порожнини в забої підготовчої виробки.

В умовах СП «Шахта» Молодогвардійська» та на інших шахтах ПАТ «Краснодонвугілля» в аналогічних гірничо-геологічних умовах пройдено понад 2000 м польових виробок. Приріст проходки без

збільшення витрат склав понад 300 м підготовчих виробок. Економічний ефект від впровадження рекомендацій отримано у розмірі 2 832 тис. грн.

7.3. Розробка, апробація, оцінка ефективності і сейсмічної безпеки технологічного паспорту буропідричних робіт під час будівництва підземних споруд під охороняємими об'єктами в масивах міцних гірських порід складної будови

Для коригування існуючих і розробки нових технологічних паспортів БПР необхідно мати вичерпні данні о фізико-механічних властивостях і структурних особливостей гірських порід в забоях перегінних тунелів Дніпровського метрополітену. З цією метою проводили періодичний моніторинг по відбору зразків гірських порід по всьому перерізу ЛПТ (стовбур 11) на рівні 1 м від підосви виробки і 1,5 м від осі тунелю та в вибої ППТ (стовбур 14), тектоніка по лівому борту тунелю (2 м від вибою на висоті $H = 2,5$ м). Із відібраних проб були виготовлені зразки і проведені випробування по визначенню фізико-механічних властивості згідно діючих ДСТУ. Результати випробувань наведено в табл. 7.4.

Аналіз даних табл. 7. 4 показав, що породи (забій ЛПТ, 11 стовбур) по своїм фізико-механічним властивостям є анізотропними і складають із гранітів, плагіогранітів, розовато-чорного, розоватого кольору, з частками сіро-зеленого, дрібно-середнь-зерністого, складчасті (прошарки сплюснуті в складки і мікроскопічні складки), окварцовані, які мають різної направленості тріщини, що їх перетинають, зцементовані вторинним кварцом, вкраплення піриту, які пройшли хлоритизацію і знаходяться в зоні вивіреного масиву міцністю $f = 5-7-8-12-14$.

В вибої ППТ (14 стовбур) породи представлені гранітами і плагіогранітами з розвитою системою різного направлення тріщин, які зцементовані вторинним кварцом, з вкрапленнями піриту та граніту

З урахуванням фізико-механічних властивостей масиву міцних анізотропних гірських порід та розробленого способу зниження сейсмічної дії вибуху при проведенні виробок великого перерізу (тунелів метрополітену) розроблено новий технологічний паспорт БПР для умов Дніпровського метрополітену в породах міцністю $f = 8-12-14$.

Таблиця 7.4.

**Фізико-механічні властивості зразків гірських порід, відібраних в
перегінних тунелях Дніпровського метрополітену**

№ проби	Літологічна різність	Місце відбору проб	Щільність $\rho \cdot 10^{-3}$, кг/м ³	Міцність на стискання σ_{cm} , МПа	Модуль пружності (Юнга) E , МПа	Коефіцієнт Пуассона μ
Стовбур № 11, ПК 132 + 96,6 м.						
1	граніт вивітрений	права частина біля своду вибою Н = 4,5 м	1,88	4,9	4900	0,2
2	лейко краговий граніт	права частина забою Н = 2 м	2,53	50,8– 109,9	20000	0,39
3	граніт лейко пегматоїдний	центральна частина вибою Н = 2 м	2,6	59,8– 211,0	46000/ 40200	0,41/ 0,38
4	окварцована порода	ліва частина забою Н = 1 м	2,59	89,8– 110,3	20500	0,34
5	гранітодіорит, плагіограніт	лівий борт вибою Н = 1,5 м	2,55	93,4– 154,5	20000	0,39
6	діорит вивітрений, каолін	права частина вибою (1 м від осі) Н = 1 м	2,56	117,2	4000	0,22
7	гранітодіорит, діорит	права частина вибою (2 м від осі) Н = 1,5 м	2,50	127,3– 161,8	40000	0,41
Стовбур № 14.						
8	контакт граніту з діоритом (великі кристал. граніту)	ліва бокова стінка	2,63	120,6	36100/ 35500	0,37/ 0,36
9	контакт граніту з діоритом (сіро-зелен.)	ліва бокова стінка	2,74	140,8	38900/ 36100	0,36/ 0,35
10	граніт з великими зернами	центр вибою	2,61	138,8	38300/ 34400	0,37/ 0,36
11	граніт з дрібними зернами	кріплення вибою +1м від вибою	2,56	137,1	36700/ 33400	0,38/ 0,36
12	граніт з розоват. польовим шпатом	права бокова стінка	2,63	119,8	29600/ 26700	0,35/ 0,33

На рис. 7.15 наведено схему паспорту БПР, конструкції шпурових зарядів, а в табл. 7.5 параметри шпурових зарядів і послідовність їх підривання.

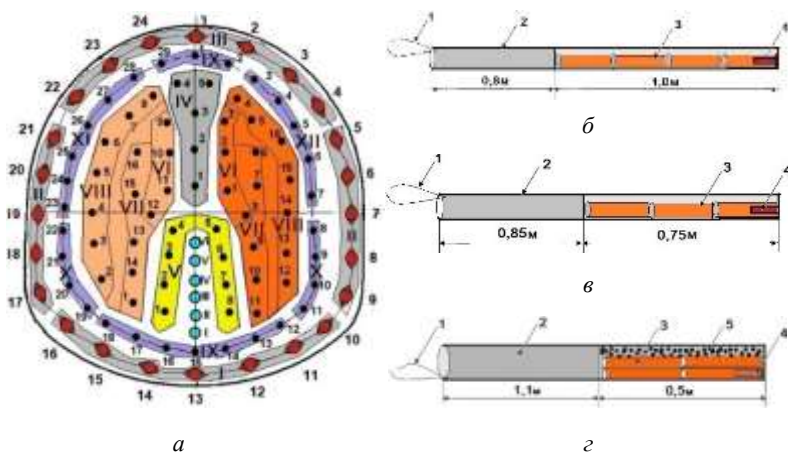


Рис. 7.15. Схема розташування шпурових зарядів ВР в забої виробки, їх конструкції і послідовність підривання

*а – схема паспорту БПР і послідовність підривання зарядів ВР в групі;
б, в і з – конструкція врубових, відбійних і допоміжних та контурних шпурових
зарядів ВР відповідно; 1 – неелектрична система ініціювання (НСІ) УНС-ШК;
2 – набивка; 3 – патрон ВР Анемікс - П 32/250; 4 – патрон – бойовик Анемікс-П з
УНС-ШК 20-40...; 5 – демпфер*

Розроблений паспорт БПР (рис. 7.15) відрізняється від базового тим, що в контурі виробки для зменшення сейсмічної дії вибуху формують екрануючу зону шляхом буріння шпурів діаметром не нижче подвоєного діаметру патрону промислового ВР (70–80 мм) на глибину заходки з нарізанням по довжині шпура симетричних виїмок, розміщення в них двох секцій подвоєного заряду і підривання їх в першу чергу, а потім з уповільненням інші шпурові заряди по перерізу виробки.

При цьому відстань між суміжними контурними шпурами збільшено до 0,7 м замість 0,60 м в порівнянні з базовим паспортом. Використання таких зарядів в контурних шпурах дозволило зменшити кількість їх для формування контуру виробки на 10 штук, що відпові-

**Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід при
будівництві підземних споруд**

но зменшує масу ВР на 10 кг (Анемікс-П) і енергію ВР, що трансформується в руйнуюче середовище.

Таблиця 7.5.

Параметри шпурових зарядів і послідовність їх підривання

№№ послід підриван. шп.	Наіменування шпурів	Інтервал уповільн. мс	Кількість шпурів, шт.	Глибина шпурів, м	№№ шпурів у групі	Маса заряду Анемікс-П, кг	
						в шпурі	в групі
I	Контурні	20	7	1,6	10, 11, 12, 13, 14, 15, 16	1,0	7,0
II	Контурні	40	10	1,6	5, 6, 7, 8, 9, 17, 18, 19, 20, 21	1,0	10,0
III	Контурні	60	7	1,6	22, 23, 24, 1, 2, 3, 4	1,0	7,0
IV	Врубові	200	5	1,8	1, 2, 3, 4, 5;	1,0	5,0
V	Врубові	250	8	1,8	1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8	1,0	8,0
VI	Відбійні	300	8	1,6	1, 2, 3, 8, 9, 10, 11, 12	0,75	6,0
VII	Відбійні	500	10	1,6	6, 7, 9, 10, 11, 15, 16, 13, 14	0,75	7,5
VIII	Відбійні	800	14	1,6	2, 3, 4, 5, 6, 7, 8; 4, 5, 16, 15, 14, 13, 12	0,75	10,5
IX	Допоміжні	1000	10	1,6	1, 2, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 29	0,75	7,5
X	Допоміжні	3000	8	1,6	8, 9, 10, 11, 19, 20, 21, 22	0,75	6,0
XI	Допоміжні	5000	6	1,6	23, 24, 25, 26, 27, 28	0,75	4,5
XII	Допоміжні	7000	5	1,6	3, 4, 5, 6, 7	0,75	3,75
Разом:			98				82,75

Інші шпури по перерізу виробки бурять діаметром 42 мм з використанням бурових прохідницьких і пороодо-приберальних комплексів фірми «AtlasCorco» та «Epiroc». Розмітку і буріння шпурів по перерізу виробки ведуть з використанням комп'ютерного модуля, лазерного пристрою з програмним забезпеченням в який занесені параметри і графічне зображення паспорту БПР.

Експериментальні вибухи по апробації розроблених технологічних паспортів БПР проведено в умовах лівого перегінного тунелю стовбуру № 11 (15.06.2017 р., 04.07.2017 р.) і правого перегінного тунелю стовбуру № 14 (20.07.2017 р.), зовнішній вигляд якого приведено на рис. 7.16.



**Рис.7.16. Зовнішній вигляд і обладнання перегінного тунелю
Дніпровського метрополітену**

Першими підривали секційні заряди в контурних шпурах, а потім суцільної конструкції у врубових, відбійних і допоміжних з використанням патрона-бойовика, змонтованого із патронуваного емульсійного ВР – Анемікс – ПЗ2/250 і ініціатора УНС-ШК-20-40... згідно розрахункових паспортних даних уповільнень для кожної групи зарядів. Зовнішній вигляд вибою перегінного тунелю до підривання і після руйнування порід приведено на рис. 7.17.

Критерієм оцінки результатів підривання є КВШ, якість відбитої вибухом породи, дальність її розльоту у вибої виробки. Результати експериментальних вибухів при проведенні перегінних тунелів метрополітену показав:

– ухід забою за цикл підривання склав 1,65–1,7 м (КВШ = 0,97–0,98);

– по результатам підривання відмов і видимих «стаканів», перебору породи за контуром тунелю не виявлено, але відмічено незначний вихід негабариту в вибою ЛПТ, 11 стовбур і вибою ППТ, 14 стовбур.



a



б

Рис. 7.17. Зовнішній вид вибою перегінного тунелю Дніпровського метрополітену під час його будівництва

a – до вибуху; б – після вибуху

Крім того, розроблені рекомендації оцінювали по показникам сейсмічної дії вибухів в перегінних тунелях Дніпровського метрополітену на об'єктах, які знаходяться під охороною. Оцінку сейсмічної дії вибухів проводили з залученням Центру з проблем підривних робіт НТУ «Дніпровська політехніка» спільно з ІТМ НАН України шляхом виміру сейсмічних коливань з використанням сейсмографу Blast Mate III (зав. № BA 12183), мікрофоном і двома трьохосьовими геофонами ISEE № BG 11138, а тиск на фронті ударної повітряної хвилі – сеймостанції ZET Lab 048-E з трьохкомпонентним аксельрометром BC1313 (рис. 7.18). Їх розміщували на земній поверхні в точках T1 і T2 (рис. 7.19), а результати реєстрації і показників сейсмічних коливань під час експериментальних вибухів у перегінних тунелях зведено в табл. 7.6.

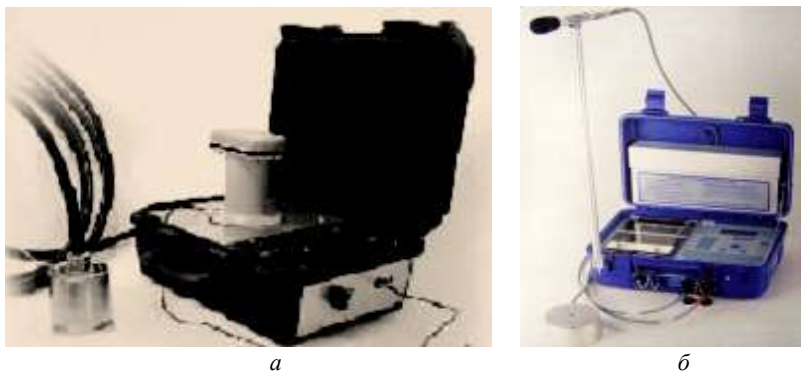


Рис. 7.18. Зовнішній вигляд апаратури для реєстрації сейсмічних коливань та тиску на фронті ударної повітряної хвилі під час масового вибуху у блоці

а – сейсмостанція ZET 048-E; б – сейсмограф Blast Mate Series III



Рис. 7.19. Супутникова локація точок розміщення датчиків для вимірів сейсмічних коливань ґрунту від вибуху в перегінному тунелі на проспекті Д. Яворницького, м. Дніпро

Таблиця 7.6.

Результати реєстрації сейсмічних коливань

Тип сейсмографа	Тип датчика	Місце встановлення датчика	Відстань до місця вибуху, м	Тривалість коливань, с	Показники							
					Максимальна швидкість коливань по компонентам, см/с			Модуль повного вектору швидкості	V см /с	Інтенсивність коливань , в бал.	Інтервал частот, Гц	Тиск на фронті УПХ, Па
					X (long)	Y (tran)	Z (vert)					
Експериментальний вибух №1 15.06.2017 р.												
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138 Мікрофон № BH9637	T1	0	7,5	1,00	0,75	0,82	1,10	IV	Понад 50	4,0	
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138	T2	35	7,5	0,28	0,47	0,56	0,67	III	Понад 50	–	
Експериментальний вибух №2 04.07.2017 р.												
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138 Мікрофон № BH9637	T1	0	7,5	0,93	2,92	2,16	3,18	V пікові	Понад 40	6,25	
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138	T2	35	7,5	1,69	1,14	0,72	1,78	V пікові	Понад 40	–	
ZET Lab048-E № 705	Аксельрометр BC1313	T3	20	7,5	0,73	0,92	0,83	1,17	V пікові	Понад 40	–	
Експериментальний вибух №3 20.07.2017 р.												
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138 Мікрофон №BH9637	T1	0	7,5	0,87	1,91	1,24	2,12	V пікові	Понад 80	6,25	
Blast Mate № BA 12183	Геофон ISEE № BG 11138	T2	35	7,5					III пікові	Понад 60	–	
ZET Lab048-E	Аксельрометр BC1313	T3	20	7,5					III пікові	Понад 40	–	

Отримані під час підривання породи енергією вибуху в перегінних тунелях показники рівня сейсмічних коливань ґрунту і амплітудно-частотні характеристики обробляли з використанням програмного забезпечення (ПЗ) ZETLab Seismo та Blast Ware Rev 8.12.

По отриманим результатам (табл. 7.6) дана оцінка рівню цих коливань в порівнянні з еталонними коливаннями для подібних масивів гірських порід згідно діючих гранично-допустимих норм і ДСТУ України 4704:2008 [113], ДСТУ 7116:2009 [114], ДБН В.1.1-12:2014 [115]. Вони показали, що загальна тривалість процесу сейсмічних коливань ґрунту при проведенні вибухових робіт становила 7,5 с. Пікові коливання ґрунту при виконанні вибухових робіт в точках Т1, Т2 і Т3 дещо вищі за допустимі 0,4 см/с, але їх тривалість не значна і взагалі складає менше ніж 0,05 с. Ці коливання мають високочастотний характер, при цьому, загальний фон сейсмічних коливань також мають високочастотний характер коливань і вони перевищують 50 Гц. Тоді як з видаленням від епіцентру вибуху, а саме в точках Т2 на відстані 35 м в напрямку проходки тунелю та Т3 на відстані 20 м біля житлових будівель та споруд перпендикулярно тунелю знаходиться в межах допустимих II балів за шкалою MSK-64. Інтенсивність сейсмічних коливань ґрунту згасає з видаленням від епіцентру вибуху і вже на відстані понад 35 м сейсмічні коливання ґрунту співрозмірні з коливаннями, які викликані проїздом міського трамваю.

Результати вимірювань – сейсмічні (а) і частотні (б) характеристики коливань ґрунту, під час вибуху в лівому перегінному тунелю (ЛПТ) Дніпровського метрополітену, наведено на рис. 7.20.

Зниження впливу сейсмічних коливань на об'єкти, що знаходяться під охороною, при таких умовах ведення вибухових робіт забезпечується коригуванням загальної маси ВР на один вибух. Це може бути реалізовано за рахунок збільшення інтервалів уповільнення між шпуровими зарядами у групах і їх конструкції.

7.4. Апробація в промислових умовах рекомендацій щодо інтенсифікації проходки гірничих виробок різного технологічного призначення і руйнування рудних покладів з закладанням виробленого простору

**Гірничогеологічна будова родовищ уранових руд в Україні
(Ватутінське, Северинське, Ново-Костянтинівське, Центральне).**

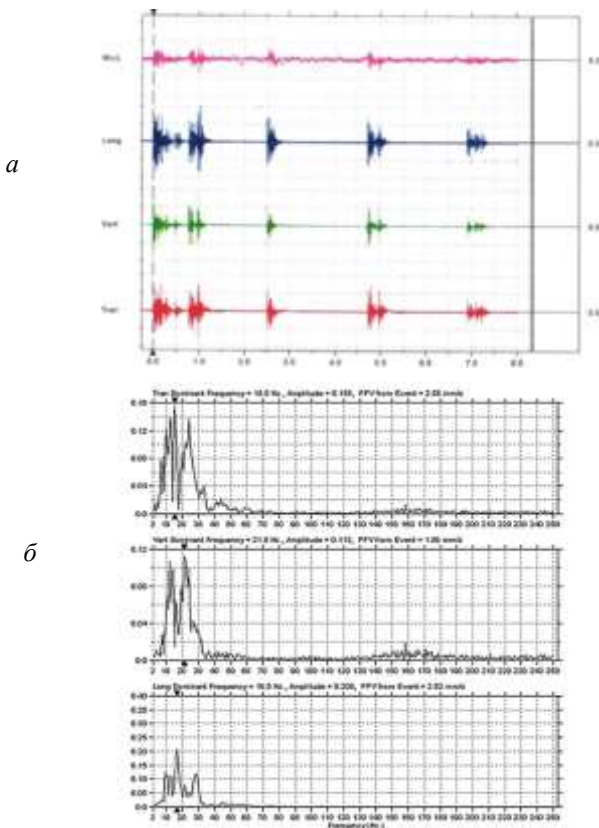


Рис. 7.20. Результати вимірювань сейсмічних (*a*) і частотних (*б*) характеристик коливань ґрунту під час вибуху в лівому перегінному тунелі (ЛПТ) Дніпровського метрополітену

Розробка або коригування ресурсозберігаючих способів проходки гірничих виробок і руйнування корисних копалин енергією вибуху необхідно здійснювати завдяки аналізу умов залягання гірських порід, їх фізико-механічних властивостей і структури, кутів падіння, тріщинуватості і напружено-деформованого стану масиву.

Поле, наприклад, шахти Смолінська ДП СхідГЗК розташоване в межах кордонів Ватутінського родовища Центрального уранового району. Кордони його вписуються в центральну частину Українського щиту на західному крилі Кіровоградського антиклініорію і приурочені до Звенигородсько-Антонівської зони розломів [116]. За складом руди належать до натрій-уранової формації гідротермально-метасоматичного родовища ранньої протерозойської метало-генічної епохи. Уранові руди на родовищі розвинені в альбітитах. Рудні тіла лінзоподібної і складної форми утворено системами, які переходять одне в одне із послідовних або кулісоутворюючих лінз.

Уранові руди утворюють три поклади: Східний, Центральний і Північно-Західний. Вони знаходяться в лежачому боці Головного Західного розлому, мають північно-західне простягання, південно-західне падіння під кутом 4080 °. Загальна протяжність рудного покладу по простяганню становить кілька сотень метрів.

Структуру і текстуру руд успадковану від корінних порід і представлену дрібнозернистими, середньозернистими і грубозернистими рудами, а за характером поширення мінералів – виділено вкраплення дрібно-гніздової і дрібно-прожилкові руди. При цьому поклад складено масивними рудами, що утворено під впливом площатих і плямистих гранітів по мігматитах, сланців – по гнейсах, які представлено наступними рудними мінералами: оксидами, силікатами, титанатами урану та інш.

Технологія проходки гірничих виробок. Гірничо-геологічна будова родовища зумовила провести вибір системи розробки і, в кінцевому підсумку, технологію вибухового руйнування. Для відпрацювання родовища запропоновано камерну систему розробки з підповерхневою підготовкою ортами і штреками з почерговою виїмкою блоків і заповненням виробленого простору твердіючою закладкою.

Для ефективної підготовки родовища до відпрацювання його запасів, відповідно до запропонованої системи розробки, проводять велику мережу підготовчих виробок різного призначення, зокрема, бурові штреки, орти, підняттяву з одного горизонту на інший. Апробація розроблених технологічних паспортів БПР відповідно до параметрів нового способу утворення врубової порожнини [85], проведено в умовах видобувних блоків №№ 105-3, гор. + 100 м; 554-11, гор. +490 м; 554-5, гор. + 490м; 374-36, гор. + 370 м шахти Смолінська ДП СхідГЗК при проходці бурових виробок [117].

Експериментальні вибухи проводили у вибої бурового штреку площею перерізу 9,0 м². Шпури діаметром 43 мм бурили по вибою установкою БУР-2 або ручним перфоратором з вертикальною пневматичною розпіркою ПР-1В за базовим і розробленим паспортами БПР з використанням декількох варіантів конструкцій врубів: при базовому паспорті БПР – прямий циліндричний (рис. 7.21), а при розробленому (рис. 7.22) – прямий призматичний триярусний крокуючий вруб з пучком з трьох компенсаційних свердловин в його центрі. Крім цих врубів застосовували щільинний з незарядженими компенсаційними свердловинами в його центрі і прямий призматичний вруб з пробуреними у вертикальній площині в центрі його двох компенсаційних свердловин верстатом НКР-100. Контур врубової порожнини формували шпуровими зарядами кумулятивної дії в шпурах збільшеної довжини третього ярусу.

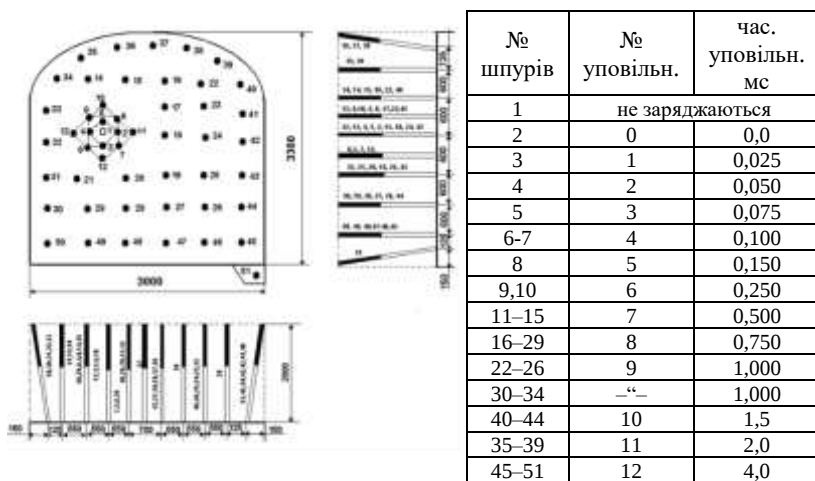


Рис. 7.21. Схема розташування шпурів у вибої виробки базового паспорта БПР

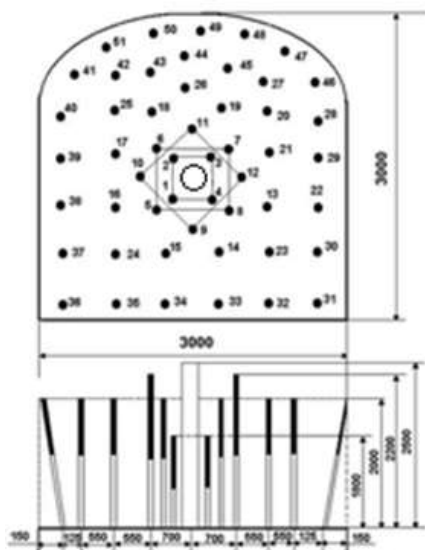


Рис. 7.22. Схема
розташування шпурів у вибої
виробки розробленого
паспорту БПР

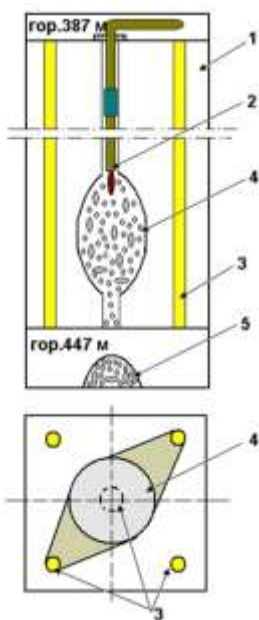
Розроблений паспорт БПР відрізняється від базового тим, що врубову порожнину формують з використанням прямого триярусного призматичного крокуючого врубів шпурами збільшеної довжини. Причому, в шпурах третього ярусу формують заряди ВР кумулятивної дії з розміщенням в торці сферичних вставок з герметизацією устя шпурів набивкою із суміші, що твердіє. Відстань між суміжними шпурами збільшено до 0,55 м замість 0,50 м в порівнянні з базовим паспортом, а руйнування решти породи по перерізу виробки ведуть зарядами суцільної конструкції з герметизацією устя шпурів піщано-глинистою набивкою.

Середня довжина шпурів за базовим паспортом становила 1,8 м при одночасному підіриванні 56 шпурів і загальній масі вибухової речовини, амоніту №6ЖВ – 61,2 кг, а в розробленому – 2,2 м при кількості шпурів – 51 і загальній масі ВР – 56, 2 кг.

Заряди ініціювали електродетонаторами ЕДКЗ-ОП і ЕДКЗ-МП миттєвої і уповільненої дії з вісьмома ступенями уповільнення. Врубів шпурів заряди підіривали електродетонаторами миттєвої і уповільненої дії з уповільненням між ступенями 15–20 мс з використанням

неелектричної системи ініціювання (НЕСІ) – «ПРИМА-ЕРА», NONEL, «Імпульс». Оцінку результатів проходки проводили по КВШ, який склав 0,97, і якості дроблення породи.

Сучасна технологія проходки піднятєвої гірничої виробки [95-96] пройшла апробацію на рудниках Криворізького залізорудного басейну. Випробування проводили на шахтах Гвардійська ВАТ «КЗРК», Ювілейна, ВАТ «Суша Балка» в масиві міцних магнетитових кварцитів з коефіцієнтом міцності $f = 13-16$ [117]. Зокрема на шахті Гвардійська з гор. 447 м на гор. 387 м проводили піднятєву гірничу виробку перерізом 2,5х2,5 м на всю висоту підповерху, технологічна схема якої приведено на рис. 7.23.



**Рис. 7.23. Технологічна схема
проходки піднятєвої виробки
між буровими горизонтами на
видобувному блоку**

рудного покладу

*1 – піднятєва гірнична
виробка; 2 – установка УПРС-1
(плазматрон); 3 – вибухові
свердловини; 4 – компенсційна
порожнина; 5 – зруйнована порода*

Для цього в проектному контурі виробки у вершинах квадрату на всю висоту верстатом НКР-100МП бурили комплект вибухових свердловин діаметром 105 мм з виходом на буровий горизонт нижчого або вищого поверху (підповерху). Центральну свердловину установкою УПРС-1 розширювали починаючи із діаметру 105 мм до 500 мм, формуючи компенсційну порожнину.

Компенсаційній порожнині надавали еліптичну форму в перерізі в напрямку більшої осі еліпсу в сторону формування врубової порожнини і переважаючих сил гірського тиску. Розширення центральної свердловини здійснювали знизу вгору, а продукти руйнування переміщали самопливом на нижній горизонт. Підготовлені свердловини заряджали гранульованим ВР, наприклад, Грамоніт 79/21 або ЕВР «Анемікс» з використанням зарядної машини типу «Ульба-400». Після зарядки свердловин встановлювали ініціатори, а устя свердловин герметизувати спеціальним запірним пристроєм. Потім здійснювали комутацію вибухової мережі, а заряди підривали з уповільненням в один прийом, починаючи з врубових свердловин, на всю висоту виробки. Підрив зарядів здійснювали з використанням неелектричної системи ініціювання (НЕСІ) – «ПРИМА-ЕРА», NONEL, «Імпульс».

Відповідно до розробленого способу відбійки гірських порід [109] і камерної системи розробки із закладанням виробленого простору сумішшю, що твердіє, яка використовується на шахті Смолінська ДП СхідГЗК (розділ 5) та технології руйнування руди в камері першої черги починали з формування розрізної щілини в центрі блоку або найбільш потужної його частини. Розрізну щілину формували через підривання паралельних низхідних свердловин в півповерхах в напрямку знизу вгору. Свердловини бурили по 3–4 в ряду. Лінія найменшого опору (ЛНО) становила 1,2–2,0 м.

Для обґрунтування місця закладання комплексу віялових свердловин в блоці проводили оцінку тріщинуватості масиву (напрямки розвитку і густину систем тріщин) та встановленню координат систем тріщин (ρ – кут занурення; φ – напрямок куту занурення) за якими визначають коефіцієнт тріщинуватості масиву гірських порід $K = N_{\text{квл. тр.}} / S$, де, $N_{\text{квл. тр.}}$ – кількість тріщин, S – площа поверхні тріщин в місцях їх концентрації і напрямок інтенсивності головних напружень гірничого масиву.

За отриманими даними проводили коригування місця та напрямку буріння вибухових свердловин в блоці рудного покладу. Далі, відповідно до паспорту БПР верстатом НКР– 100М бурять висхідні або низхідні свердловини діаметром 65 або 85 мм по 13–16 шт. у віалі по 3–4 ряди на блоці. ЛНО змінювали від 1,02 до 1,8 м, а відстань між кінцями свердловин в ряду – від 1,8 до 2,5 м. Коефіцієнт наближенню зарядів в залежності від тріщинуватості склав 1,0–1,5.

У пробурених свердловинах 6–10 формували заряди різних конструкцій. У зоні панування сил гірського тиску (зона І, рис. 6.27, рис.

6.28, розділ 6) у врубових свердловинах формували заряди змінного перерізу кумулятивної дії з рівномірним розміщенням вдовж колонки сферичних вставок діаметром $d_{\text{сф.вст.}} = 0,8D_{\text{свр.}}$. У лежачому (зона II, свр.1-5) і висячому (зона III, свр.11-16) боках у віялових свердловинах, які мають в торці розширення, формували заряди суцільної конструкції для якісного відпрацювання цих зон і зниженню виходу негабариту. Причому, розширення в торці свердловин (1-5; 11-16) діаметром $d_k = (2-3) D_{\text{свр.}}$ і висотою $h_k = (5-10)D_{\text{свр.}}$ формували установкою УПРС-1. Герметизацію устя свердловини в висхідних віялах здійснювали за допомогою спеціального пристрою (затвору), а в східних – набивки. Заряджання свердловин здійснювали гранульованим ВР (Грамоніт 79/21) або емульсійним ВР – «Анемікс» з використанням зарядної машини типу «Ульба-400», ЗП-2, УЗП-2, Вахш або УТЗ-2М. У підготовлені вибухові свердловини встановлювали ініціатори, виготовлені з патрону амоніту №6ЖВ з електродетонаторами миттєвої і уповільненої дії типу ЕДКЗ і ЕДУД або системи неелектричного ініціювання (НЕСІ) NONEL, «Прима ЕРА», «Імпульс».

Підготовлені заряди в свердловинах комутували в групи, починаючи з зарядів у врубових свердловинах 6-10 (I зона), а потім заряди в свердловинах 1-5 (II зона) і 11-16 (III зона) згідно шахово-хвильової схеми з уповільненням між групами зарядів у віялах. В першу чергу ініціюють врубові заряди в зоні дії переважаючої сили гірського тиску, а потім в шаховому порядку заряди у віялах, які знаходяться в лежачому боці і в останню чергу – заряди у висячому боці крутоспадного рудного покладу. Дані про масові вибухи в експлуатаційних блоках рудного покладу ш. Смолінська ДП СхідГЗК наведено в табл.7.7.

Оцінку сейсмічної дії масових вибухів в експлуатаційних блоках на територіях, які підроблюються, проводили концерном «ПівдРуда» спільно з ДП СхідГЗК та ІГТМ НАН України через вимір сейсмічних коливань і тиску на фронті ударної повітряної хвилі з використанням сейсмічних датчиків ISEE BG. Їх розміщували на земній поверхні в точках T1 і T2 (рис. 7.24). Під час масового вибуху в блоці рудного покладу проводили реєстрацію рівня сейсмічних коливань ґрунту і амплітудно-частотних характеристик з використанням сейсмографу Blast Mate Series III, а тиск на фронті ударної повітряної хвилі – сеймостанцією ZET 048-E (рис. 7.18).

Таблиця 7.7.

**Дані масових вибухів в експлуатаційних блоках рудного
покладу ш. Смолінська ДП СхідГЗК**

Дата і час вибуху	№ № блоку	Горизонт вибуху, м	Загальна маса ВР, кг	Максимальна маса ВР в ступені упові- льнення, кг	Інтервал уповільне- ння, мс
22.03.2009 15:31:16	105-3	+100	1310,8	476,25	25; 50; 75
22.03.2009 15:31:43	554-11	+490	1366,0	600,3	25; 50; 75
22.03.2009 15:31:29	554-5	+490	913,2	485,6	25; 50; 75



**Рис. 7.24. Супутникова локація суміщеного плану поверху
блоку № 105-3, ш. Смолінська ДП СхідГЗК іточок розміщення
датчиків для виміру сейсмічних коливань ґрунту при масових вибухах**

Обробку результатів вимірів проводили з використанням ПЗ ZETLab Seismo та Blast Ware Rev 8.12. Результати вимірів і показників сейсмічних коливань під час масового вибуху у блоках зведено в таблицю 7.8 і на рис. 7.25. По отриманим результатам дана оцінка рівню цих коливань в порівнянні з еталонними коливаннями для подібних масивів гірських порід згідно діючих гранично-допустимих норм і

Національного стандарту України ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» [113].

Таблиця 7.8.

**Результати реєстрації сейсмічних коливань під час масового вибуху в
експлуатаційних блоках шахти Смолінська ДП СхідГЗК**

Найменування шахти, № блока	Дата і час вибуху	Відстань від блоку до точки спостереження, м			Результуюча швидкість коливань, см/с	Переважаюча частота спектро-коливань
		По вертикалі	По горизонталі (епіцентрально)	Результуюча (гіпоцентрально)		
Смолінська, блок № 105-3	22.03.2009 15:31:16	85	0	85	3,4	15–40
		85	150	172	3,3	7–30
Смолінська, блок № 554-11	22.03.2009 15:31:43	490	800	938	0,300	10–30
		490	950	1070	0,103	5–20
Смолінська, блок № 554-5	22.03.2009 15:31:29	490	530	722	0,821	10–40
		490	680	838	0,033 9	5–20
Смолінська, блок № 374-36	14.06.2009 15:22:50	370	150	390	0,357	15–30
		370	0	370	2,36	15–27

Аналіз результатів інтенсивності сейсмічних коливань показав, що на процес їх формування впливають кілька основних факторів: маса заряду в ступеню уповільнення, глибина закладення зарядів від денної поверхні, епіцентральною відстанню і орієнтацією блоку, що підривається, в порівнянні з точкою реєстрації, дією НДС в масиві гірських порід, наявність виробленого простору (закладеного і незакладеного матеріалом, що твердіє) між шаром, який підривається і об'єктом, що охороняється, розташованого на денній поверхні.

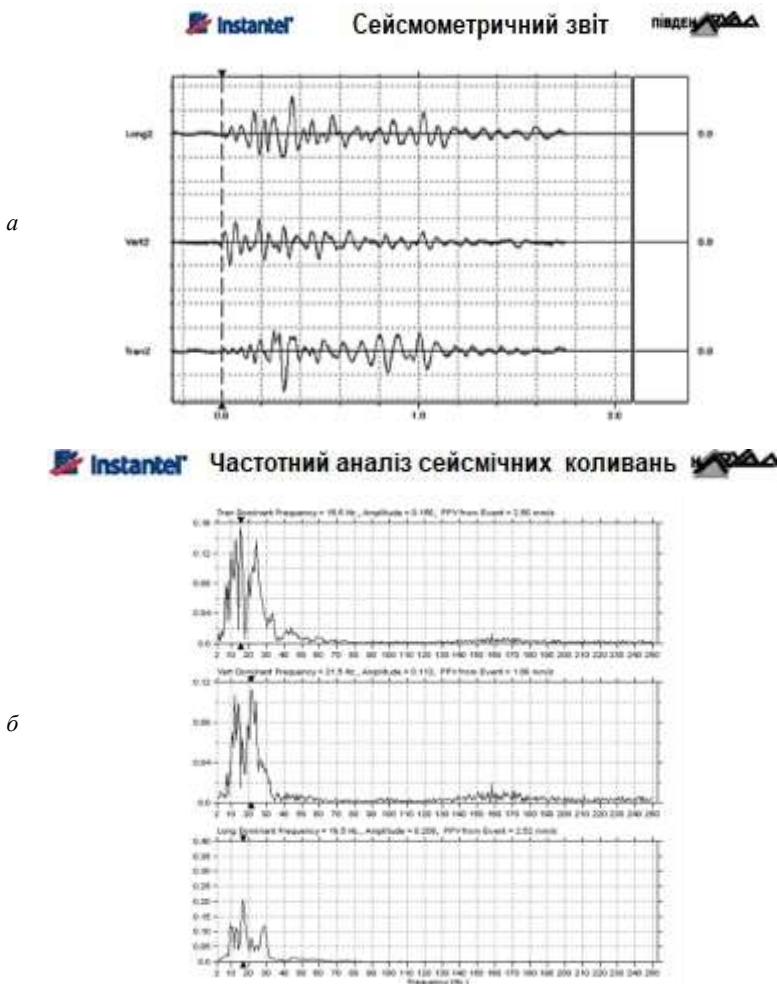


Рис. 7.25. Результати вимірювань сейсмічних (*a*) і частотних характеристик (*b*) коливань земної поверхні під час вибуху в блоці № 105-3, ш. Смолінська ДП СхідГЗК

На прикладі кількох вибухів проаналізовано екрануючу дію виробленого простору, заповненого закладним матеріалом. При масовому вибуху у блоці № 554-11 від 22.03.2009 р на епіцентральної відстані рівній 800 м від підриваючого шару була зареєстрована

швидкість коливань ґрунту на денній поверхні 0,3 см/с, в той час, як над блоком № 105-3, який підривається (епіцентральною відстанню дорівнює 0) швидкість коливань склала 3,4 см/с. Аналогічні показники зафіксовано при масовому вибуху в блоках № 554-5 від 22.03.2009 р.; № 374-36 від 22.03.2009 р.; № 103-5 від 22.03.2009 р.

Встановлено, що стійкість гірського масиву від впливу руди, що відбивається на межі зі штучною покрівлею камери (закладкою) забезпечується захисною смугою із прошарку руди потужністю (10–15) $D_{свр}$. При цьому, сейсмічні коливання ґрунту на земній поверхні не перевищили граничних норм (Національний стандарт Україна ДСТУ 4704: 2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» та інші стандарти України), які забезпечують стійкість і збереження об'єктів промислового і цивільного призначення, «Нормативних документів з будівництва об'єктів різного призначення в сейсмічних районах України» [113-115].

Зниження впливу сейсмічних коливань на територіях, що підробляються при таких умовах ведення вибухових робіт забезпечується коригуванням загальної маси ВР на один вибух. Її знижують до 1500 кг, а на одне уповільнення – до 500 кг. Це може бути реалізовано за рахунок зменшення висоти поверху або підповерху і діаметру свердловини (65 мм замість 85 мм) або застосування уповільнення між свердловинними зарядами у віялах.

Розділ 8. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОМИСЛОВОЇ СЕЙСМІКИ ПРИ ПАРАЛЕЛЬНОМУ ВИДОБУТКУ ШЕБЕНЕВОЇ ТА БЛОЧНОЇ ПРОДУКЦІЇ В МЕЖАХ ОДНОГО РОДОВИЩА ГРАНІТІВ

8.1. Концепція сейсмобезпеки технологічного руйнування гірничої маси на щебін з одночасним збереженням цілісності блочного масиву при супутньому їх добуванні

Проблемою добування блоків є збереження їх цілісності з паралельним ефективним руйнуванням тріщинуватого масиву гірничої маси на кондиційні фракції для переробки щебеневої продукції.

У зв'язку з тим, що паралельний видобуток щебеневої та блочної продукції проводиться в межах одного родовища гранітів з різною категорією блочності, то особливу важливість, при наближенні фронту гірничих робіт до зони масиву щодо цілісності блочного каменю, набуває розробка сейсмобезпечних технологій виконання масових вибухів.

Оцінка зміни параметрів руху хвиль з відстанню (так само як і знаходження їх в пункті зародження) є складним процесом, що до теперішнього часу проводиться фахівцями як теоретично за спрощеними моделями, так і експериментально. Вирішальну роль на цілісність блочного каменю в межах територіях кар'єрних полів з паралельної розробки гранітів на щебін та блоків грають як технологічні особливості ведення вибухових робіт (маса ВР в групі, геометрія з'єднання зарядів, їх взаємне розташування по відношенню до зони видобутку блоків, порядок та система ініціювання тощо), так і властивості порід в т.ч. анізотропні між територіями кар'єрних полів з сумісної розробки гранітів на щебін та блоків, які впливають на тріщиноутворення в гранітних блоках. При розгляді параметрів коливальних хвиль, які збуджені масовими вибухами, велике значення має анізотропія гранітного масиву, природні порушення (нааявність блокових і міжблокових тектонічних тріщин), напрямки ведення гірських робіт з підривання уступів на щебін, що змінюють картину сейсмічного стану гірського масиву з утворенням зон концентрації напружень до рівня, вище критичних для породи блочного каменю. Вивільняючись при руйнуванні порід у епіцентрі вибуху пружна енергія є джерелом, що генерує пружні коливання навколо нього в об'ємі необоротно деформованого матеріалу. Профіль цієї сейсмічної хвилі в початковий період відповідає геометричній конфігурації зруйнованої породи, але з часом на якісь відстані фронт поступово прийме сферичну

або циліндричну форму, яка аналітично обчислюється. Достовірність їх результатів буде залежати, в першу чергу, від ступеня точності визначення пружних, акустичних та інших констант середовища як у епіцентрі та околицях вибуху, так і в кожній тріщині, розломі з іншими властивостями на шляху руху хвилі з урахуванням кількості перетинаючих тріщин (зміни властивостей у міру віддалення від епіцентру вибуху) і з дотриманням законів сейсмічної геометрії на межі перетину з тріщинами. Масові технологічні вибухи при паралельній розробці гранітів на щебінь та блоки, як правило, виконуються не більше ніж на 3-х горизонтах, розповсюдження сейсмовибухових хвиль відбувається по граніту з різною системою тріщин. Однак, вони, характеризуються складністю структури джерела через різноманітність просторового розосередження зарядів, їх ініціювання в різних режимах. Це практично лишає можливості аналітичними методами простежити механізм формування поширення різних типів хвиль, оцінку їх динамічних, силових і кінематичних характеристик. В даному дослідженні за допомогою емпіричних методик вирішуються завдання з вивчення сейсмовибухових хвиль з найбільш складними умовами виникнення і руху.

Направленість досліджень промислової сейсміки при сумісній (паралельній) розробці гранітів на щебінь та блоки включає наступне:

а) з'ясувати механізм переходу від незворотних деформацій породи під час масових вибухів у щелевому кар'єрі в пружні коливання з певними початковими параметрами;

б) встановлення закономірностей загасання сейсмічних коливань при розповсюдженні різних типів сейсмічних хвиль по скельним анізотропним породам;

в) обчислення параметрів сейсмічних хвиль на межі між територіями кар'єрних полів з сумісної розробки гранітів на щебінь та блоки «граніти на щебінь – граніти на блоки» і їх зміна при розповсюдженні по гранітам блочного каменю;

г) встановлення взаємодії частотних показників сейсмовибухових хвиль з власними частотами окремих блоків, які складають родовище штучного каменю та визначення на їх основі параметрів охоронного цілика та сейсмобезпечних відстаней з використанням як традиційних, так і нових критеріїв оцінки тріщиноутворення в породних уступах.

Їх рішення мають бути виконані в межах конкретних умов, які враховують горизонт розташування джерела коливань, характеристику джерела (технологічні схеми вибухової мережі, конструкції свердловинних зарядів ВР тощо), анізотропні властивості середовища.

При цьому аналітичні побудови, які спираються на знання початкових параметрів руху і їх змін навіть в однорідному середовищі важливі тим, що дозволяють прогнозувати в першому наближенні інтенсивність сейсмічних коливань безпосередньо об'єкту, що захищається в той час як емпіричні моделі дають результати на основі обробки сейсмограм, тобто прогнозування можливе шляхом екстраполяції.

Існуючі методи оцінки сейсмічної небезпеки при вибухах передбачають встановлення основних закономірностей зміни інтенсивності коливань ґрунту залежно від величини зарядів, що підриваються, відстаней, властивостей порід та інших чинників таким чином, щоб існувала подібність між сейсмічним ефектом миттєвих вибухів з різною масою вибухової речовини (ВР).

В Україні та в країнах СНД для оцінки сейсмобезпеки техногенних вибухів використовується закон динамічної подібності Ньютона щодо пружних сил, запропонований М.О. Садовським. Згідно з цим законом масштабний коефіцієнт для відстані і маси заряду визначається рівнянням:

$$\alpha = E^{-1/3}, \quad (8.1)$$

Відомо, що енергія коливання часток ґрунту прямо пропорційна енергії заряду, яка, в свою чергу, пропорційна масі заряду Q , тому формулу (8.1) можна представити в наступному вигляді:

$$\alpha = Q^{-1/3}. \quad (8.2)$$

Для визначення параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ) залежно від маси заряду ВР і відстані до місця вибуху (R) використовується приведена маса заряду або приведена до заряду відстань, $\text{м/кг}^{1/3}$, що визначаються як:

$$\bar{Q} = \frac{Q}{R}, \text{ кг}^{1/3}/\text{м та } \bar{r} = \frac{R}{Q^{1/3}}, \text{ м/кг}^{1/3}, \quad (8.3)$$

а основний параметр безпеки будівель і споруд СВХ, допустима максимальна швидкість зсуву ґрунту в їх основі, визначається, залежністю типу

$$U_{don} = K \left(\frac{R}{Q_{ep}^{1/3}} \right)^{-n}, \text{ м/с}, \quad (8.4)$$

де U_{don} – допустима швидкість сейсмічних коливань для різних гірських порід, визначається залежно від допустимих напружень на розтягу; K – коефіцієнт пропорційності, $\text{м}^{n+1}/\text{с} \cdot \text{кг}^{n/3}$; n – коефіцієнт, який залежить від умов затухання СВХ, $\left(\frac{R}{Q_{ep}^{1/3}} \right)$; Q_{ep} – маса заряду ВР в максимальній групі на одне уповільнення, кг.

Значення коефіцієнтів K та n , визначається розв'язанням прямих задач експериментального плану для конкретних гірничо-геологічних умов кар'єрів та зон розташування об'єктів, що охороняються.

Обмеження маси зарядів ВР, яка підривалася миттєво в свердловинах при проведенні техногенних вибухів на блоці в Україні здійснюється залежно від відстані від нього до об'єктів, що охороняються, та допустимих значень швидкостей коливань ґрунту (U_{don}), в основі цих об'єктів у згідно із ДСТУ 4704:2008.

З аналізу сейсмобезпечних методів ведення вибухових робіт встановлено, що на даний час сейсмічний стан гранітних блоків, від дії масових вибухів на кар'єрах, ніякими нормативними документами не регламентується та всі вони розроблені лише для кар'єрів з однотипним профілем видобування як рудних, так і нерудних родовищ. Тому визначення рівнів концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю, які забезпечать цілісність цих масивів вимагає проведення досліджень в цьому напрямку з урахуванням вимог щодо паралельного видобутку щебеневі продукції.

Концепція досліджень промислової сейсмобезпеки при паралельному видобутку блочної та щебеневі продукції в межах одного родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр» полягає у використанні взаємозв'язку геолого-тектонічних, анізотропних властивостей гранітного масиву в умовах ВАТ «Лезниківський кар'єр» з характером розподілу ізосейсм від дії масових вибухів, на всіх дільницях кар'єрного поля, з видобутку щебеневі продукції для

визначення параметрів вибухових робіт, які б забезпечили сейсмічний стан з рівними концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю.

Для реалізації викладеної концепції були поставлені та вирішенні наступні задачі дослідження:

- визначення критерію оцінки інтенсивності сейсмічної хвилі від дії масових вибухів щодо збереження зони кар'єрної ділянки, в якій розташовані монолітні, придатні для видобутку блоків з природного каменю;
- встановлення закономірностей взаємодії сейсмовибухових хвиль з геолого-тектонічними, анізотропними властивостями гранітного масиву та параметрами вибухових робіт на основі побудови ізосейсм та визначення сейсмічного стану за критерієм рівня концентрації напружень, в зонах уступів блочного каменю, з урахуванням частотних характеристик коливань граніту і власних коливань окремих блоків, для визначення в різних діапазонах частот, у тому числі резонансних, допустимих рівнів напружень.

8.2. Аналітичні дослідження визначення власних коливань блочних каменів на ділянці кар'єрного поля родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр»

При визначенні критерію оцінки інтенсивності сейсмічних хвиль від дії масових вибухів спочатку дослідимо вплив її на хвильову вібрацію кожного блоку щодо визначення періодів їх власних коливань.

При цьому розглядаємо ділянку, на якій буде проводитися видобуток штучних блоків, яка розподілена системою тріщин на окремі частини, що представляє собою окремі монолітні блоки, відділені між собою тріщинами. Їх розміри можуть бути визначені за геолого-тектонічною схемою цієї ділянки.

Розглянемо ділянку з блочного каменю, яка складається з окремих монолітних блоків, відокремлених вертикальними природними тріщинами типу S і Q (рис. 8.1), з виділеними блоками, для яких визначалися діапазони власних частот коливань.



Рис. 8.1. Ділянка кар'єрного поля родовища гранітів, яка складається з окремих монолітних блоків, відокремлених вертикальними природними тріщинами типу S і Q

Визначення власних коливань кожного відокремленого блоку рис. 8.1 проведемо відповідно до робіт [118] за моделлю, в якій блок має прямокутну форму з малою висотою, порівняно з іншими розмірами, та припущенням, що його прогин малий порівняно з товщиною, і яка описується залежністю:

$$\omega = \sqrt{\frac{C_1 E J}{m l^3}}, \quad \text{с}^{-1}, \quad (8.5)$$

де C_1 – коефіцієнт пропорційності, який визначається залежно від його оточення тріщинами, або наявності добувного уступу ($C_1 = 48$ – блок в масиві відокремлений тріщинами (шарнірно-рухомий); $C_2 = 3$ – блок, який розробляється (з однієї сторони має вільну поверхню);

E – модуль пружності, Па=Н/м². Для граніту $E = 4,9 \cdot 10^{10}$ Па;

J – момент інерції, м⁴. $J = \frac{bh^3}{12} = \frac{lh^3}{12}$;

b – ширина блоку, м; h – висота блоку, м; l – довжина блоку, м;

m – маса блоку, кг, $m = blh\rho$;

ρ – питома маса граніту $\rho = 2700$ кг/м³.

Проведемо розрахунок для гранітного блоку в масиві з параметрами $5 \times 2 \times 1$ м, для якого момент інерції розраховується за шириною блоку.

Для шарнірно-рухомого варіанту:

$$\omega_1 = \sqrt{\frac{48 \cdot 4,9 \cdot 10^{10} \cdot 0,17}{27000 \cdot 5^3}} = 340,8, \quad \text{с}^{-1} \quad (8.6)$$

Для варіанту, де блок з однієї сторони має оголену поверхню:

$$\omega_2 = \sqrt{\frac{3 \cdot 4,9 \cdot 10^{10} \cdot 0,17}{27000 \cdot 5^3}} = 85,2, \quad \text{с}^{-1} \quad (8.7)$$

На рис. 8.2 приведені діаграми залежностей частот власних коливань блоку при наявності оголеної поверхні.

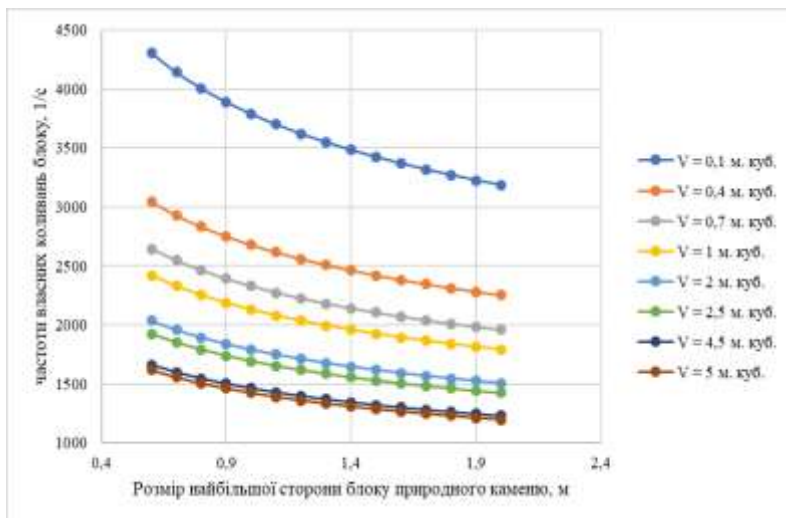


Рис. 8.2. Залежності частоти власних коливань блоку, який з однієї сторони має вільну поверхню від його довжини при різному його об'ємі

На рис. 8.3 приведені графіки залежності частоти власних коливань блоку від його потужності.

Період коливань блоків, для різних типів хвиль визначають за осцилограмою, або за такими формулами:

під час вибуху свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі

$$T_p = K_p Q_l^{1/6} (0,01l + 1), \text{ с}, \quad (8.8)$$

у поверхневій хвилі

$$T_R = K_R Q_l^{1/6} (0,015l + 1) (r/Q^{1/3})^v, \text{ с}, \quad (8.9)$$

де K_p , K_R , v – експериментальні коефіцієнти; Q_l – питома лінійна маса свердловинного заряду, кг/м; l – довжина свердловинного заряду, м; r – відстань від місця вибуху до пункту спостереження, м; Q – маса одного свердловинного заряду, кг.

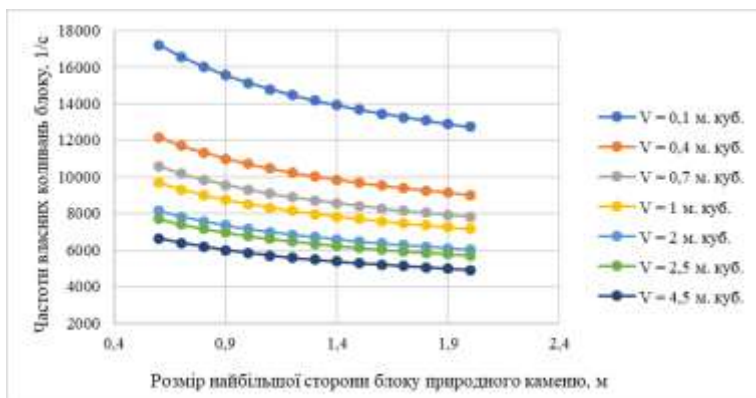


Рис. 8.3. Залежності частоти власних коливань блоку, який в масиві відокремлений тріщинами (шарнірно-рухомий) від його довжини при різному його об'ємі

Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних одиночних свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів $h=14-16$ м наведено на рис. 8.4.

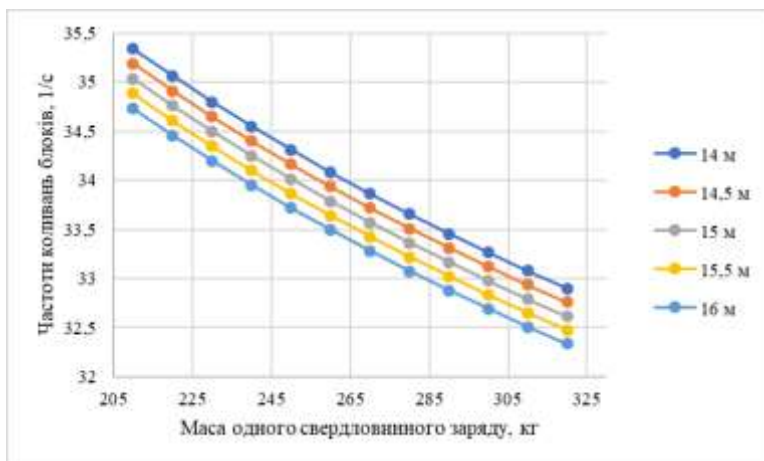


Рис. 8.4. Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних одиночних свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів $h=14-16$ м

Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних за потужністю серії зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів $h = 14\text{--}16$ м наведені на рис. 8.5.

Оскільки відсутні розкриті ґрунти, то при сейсмічній дії від масових вибухів поверхнева хвиля на ділянці блочного каменю, не утворюється, а тільки повздовжня та поперечна.

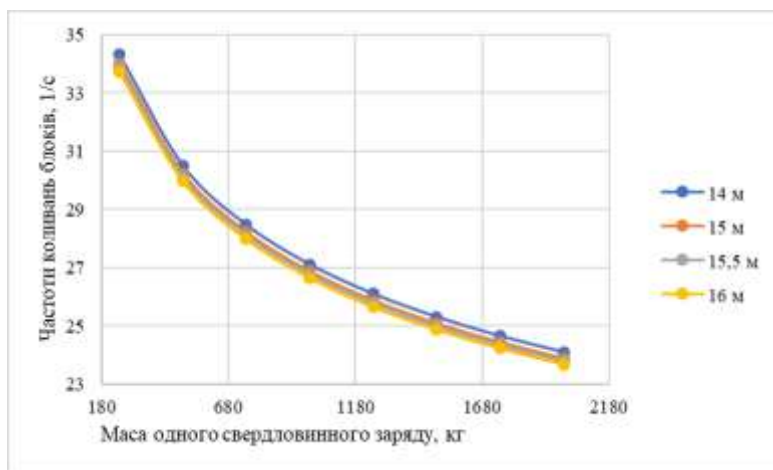


Рис. 8.5. Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних за потужністю серії зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів $h = 14\text{--}16$ м

Приведені дослідження будуть застосовані для оцінки сейсмічного стану за критерієм рівня концентрації напружень, в зонах уступів блочного каменю, з урахуванням частотних характеристик коливань граніту і власних коливань окремих блоків, приведених на рис. 8.4, 8.5, для яких, діапазон сейсмічних частот, буде знаходитися в резонансній області. Тому для визначення параметрів різних сейсмічних хвиль, які генерують і поширюються від блоку, що підривається на ділянці з видобутку гранітів на щебінь до уступів блочного каменю були проведені сейсмометричні вимірювання, методика яких наведена нижче.

8.3. Методика проведення сейсмовимірів параметрів сейсмічних хвиль

Інструментальні записи сейсмовибухових хвиль під час їх поширення в гранітному масиві проводилися як при вибухах шпурових одиничних зарядів при видобутку блочної продукції, так і короткоуповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь. Ці дослідження вимагають розробки положень і вимірювальних засобів, їх ефективного функціонування у розв'язуваних наукових завданнях. Тому при проведенні експериментальних досліджень для вивчення сейсмічних властивостей гранітного масиву існуючого родовища при паралельному видобутку щєбеневої та блочної продукції та перенесення їх на об'єкт, що охороняється (цілісність гранітів на дільниці з видобутку блочної продукції), обрана апаратура має забезпечити не лише виміри швидкості коливань, але і програму спектрального аналізу всього коливального процесу "місце вибуху (короткоуповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь) – гранітний масив з видобутку блочної продукції" у взаємозв'язку з його сейсмостійкістю, природним станом тощо. Таким чином, одним із завдань, які ставилися для досягнення мети цієї роботи, було використання існуючих структурних схем апаратурної реєстрації коливань, яка б при обробці результатів вимірів дозволила одержати достовірні дані в умовах проведення різних вибухів. Таким вимогам для запису параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ), які виникали при масових вибухах на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь, відповідає аналого-цифрова вимірювальна апаратура: сейсмоприймачі – СМ-3 і СМ-3В (рис. 8.6), реєстратор – аналого-цифровий перетворювач АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук, а також комплект сейсмографа MiniMate Plus, виробництва Канада (рис. 8.7), яка існує в НВПП «СКТБ ГЕОФІЗИК» та пройшла метрологічну перевірку.



Рис. 8.6. Сейсмоприймач
СМ-3

Обрані сейсмоприймачі та засоби реєстрації забезпечують не лише необхідні вимоги до сейсмічних вимірів і контролю сейсмобезпечності, а також надають можливість отримати необхідну інформацію про умови вибуху та сейсмовибухові хвилі. Це надає можливість одержати кількісні показники щодо впливу сейсмовибухових хвиль на сейсмостійкість, цілісність гранітів на дільниці з видобутку блочної продукції, об'єкти, що охороняються, який досить точно дає змогу підтвердити або спростувати результати аналітичних досліджень і одержати нові дані в конкретних умовах.



**Рис. 8.7. Комплект
сейсмографа
MiniMate Plus,
виробництво Канада**

Обробку експериментальних даних здійснювали методами математичної статистики з одержанням регресій за програмами багатofакторного кореляційно-регресійного аналізу. Близькість зв'язку досліджуваних чинників оцінювали за індексом кореляції.

Мінімальне і необхідне число сейсмометричних вимірів обчислювалося за нижче наведеною формулою:

$$N = 0,2 \frac{3K_{\text{вар}}^2 + 1}{S_0^2}, \quad (8.9)$$

де $K_{вар}$ – коефіцієнт варіації, який характеризує розкид експериментальних точок: $K_{вар} = \sigma/K_{сер} 100 \%$;
 S_0^2 – ймовірна помилка визначення коефіцієнта варіації;
 σ – середньоквадратичне відхилення;
 $K_{сер}$ – середньоарифметична величина ряду.

Сейсмічні виміри (контроль) наведені в роботі – це виміри масової швидкості та періоду коливань сейсмовибухових хвиль у ґрунтовому масиві як за профільними лініями, так і в окремих пунктах.

Головною метою сейсмічних вимірів є встановлення закономірностей взаємодії сейсмовибухових хвиль у коливальній системі "місце вибуху (короткоуповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь) – гранітний масив з видобутку блочної продукції" із урахуванням частотних характеристик коливань гранітного масиву та власних частотних спектрів окремих гранітних блоків, які складають родовище з видобутку блочної продукції. За результатами цих вимірів визначаються у різних діапазонах частоти масові швидкості коливань, які будуть порівнюватися з даними табл. 8.1, щодо власних коливань окремих блоків для виявлення резонансних явищ.

Завданнями інструментального контролю є:

а) оперативний контроль над впливами сейсмовибухових хвиль на сейсмостійкість, порушення природного стану уступів блочного каменю шляхом порівняння фактичних (за показниками сейсмометричної апаратури) рівнів коливань їх частотного спектру з розрахунково-допустимими або нормативними;

б) статистичне накопичення даних про параметри коливань (швидкості і частоти) і використання їх при корегуванні існуючих масштабів вибуху;

в) вибір безпечних рівнів коливань на сейсмостійкість, порушення природного стану уступів блочного каменю;

г) використання даних сейсмовиявлень від короткоуповільненого вибуху системи свердловинних зарядів ВР за характерними профільними лініями, для розробки. Рекомендації з визначення сейсмобезпечних параметрів вибухових робіт на різних горизонтах і ділянках кар'єрного поля з видобутку гранітів на щєбінь та переносу цих даних на райони з подібними гірничо-геологічними і технічними умовами.

Сейсмічні спостереження дають можливість кількісно оцінити рівень коливань, а потім розробити рекомендації з безпечної експлуатації уступів

блочного каменю в умовах ведення вибухових робіт при сумісному видобутку гранітів на щебінь та уступів блочного каменю.

8.4 Дослідження анізотропних властивостей гранітного масиву з визначення руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо одиночного циліндричного заряду ВР

Дослідження руйнуючих і сейсмічних дій вибухів одиночних циліндричних зарядів ВР проводилися в межах масивів гранітів на щебінь БАТ "Лезниківський кар'єр", в яких геолого-тектонічні умови є тріщинуваті масиви гірських порід та міжблокові і блокові порушення. Варто зазначити, що гранітний масив, де анізотропія проявлена, як система закономірно орієнтованих тріщин Q і S та має властивість нерівномірного розподілу руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо заряду, тому вивчався на основі наслідків вибуху одиночного циліндричного заряду ВР з утворення руйнівної воронки і поширення сейсмічних хвиль [119]. Закономірності, що характеризують механічний рух анізотропної породи навколо вибуху досліджувалися у двох областях: у зоні необоротних деформацій (параметри воронкоруйнівної зони) і в наступній за нею пружній області (параметри сейсмічних хвиль). З першою зоною ми пов'язуємо поняття сейсмічного випромінювача (руйнівна зона). При цьому сейсмічні хвилі від вибуху виникають у результаті звільнення енергії при необоротній деформації породи як у зоні руйнування, так і в прилеглій зоні об'ємного деформування (стискання) або зрушення породи. Таким чином, під воронкою руйнування навколо вибуху приймається той об'єм породи, у якому під дією вибуху розвиваються необоротні деформації, та межа якої є зруйнована на глибину шпурового заряду. За цією межею напруги і деформації знижуються до пружної межі. При цьому варто зазначити, що анізотропні гранітні породи в зоні необоротних деформацій перебувають у двох видах: роздробленому (у вигляді воронки руйнування) навколо епіцентру вибуху і розбитому системою радіальних тріщин (на більш віддаленій відстані), і лише за межами цієї зони формуються і поширюються пружні збурювання різної структури (сейсмічні хвилі).

Тому при проведенні досліджень за основу прийнята схема, приведена в дослідженнях [120], згідно з якою при вибухах одиночних циліндричних зарядів ВР на розпушування (що характерно для вибухів в кар'єрах) навколо нього (у межах першої зони) визначалися: характер руйнування – методом воронкоутворення, де мають місце хвилі

пластичного, а наприкінці, на межі воронки руйнування пружнопластичного типу. За межами цієї зони формуються і поширюються пружні збурювання різної структури.

Перші три завдання через свою складність і різноманіття чинників, що вимагають обліку, аналітично не можуть бути вирішені. Тому головним джерелом інформації про необхідні руйнівні параметри та хвильовий рух і їх зміну з відстанню навколо вибуху може дати експериментальний матеріал у вигляді сейсмограм, що реєструють коливання в різних азимутальних пунктах установки сеймоприймачів та форма і розміри видимої воронки руйнування. Обробка цих сейсмограм дасть можливість одержати ряд характерних кінематичних силових, амплітудно-частотних показників коливання різних типів анізотропної породи для встановлення форм ізосейсм.

Останнє завдання також видається досить складним й вирішувалося лише в наближеному виді, коли вибух одиночного заряду розглядався тільки як джерело випромінювання сейсмічних хвиль, які розповсюджуються в анізотропному масиві, що захоплює невеликі площі, а заряд відрізняється від промислового як масою, так і кількістю та системою ініціювання.

Проте автором ставиться завдання визначення радіусів зони руйнування, викликаних дією різних типів хвиль та їх трансформації в пружній області і з цих позицій перша зона цікава як своїми розмірами руйнуючого матеріалу (звідси знаходимо інтенсивність і рівномірність руйнування), так і параметрами ізосейсм на її зовнішній межі, що визначають характер нерівномірного розповсюдження і формування коливань. Лише володіючи цією інформацією можливо установити взаємозв'язок руйнівної і сейсмічної дії з відомими динамічними, міцносними і пружними характеристиками масивів порід.

Перед проведенням польових вимірів намічалось місце буріння шпурів, число яких визначалося з умови, що дозволяє одержати інформацію про інтенсивність сейсмоколивань по всій площі анізотропного гірського масиву в межах території масивів гранітів на щєбінь ВАТ "Лезниківський кар'єр", що характеризує анізотропію гірського масиву кар'єрного поля на якому проводяться масові вибухи для руйнування гранітів на щєбінь. Для кожного шпурового заряду намічались профілі установки сеймоприймачів, які встановлювалися в шпурах, пробурених у породі, на відстанях 50 м від джерела вибуху по азимуту 0–360°. Заряд ВР поміщали у вертикально просвердлений шпур глибиною $L = 120$ см і діаметром $d = 42$ мм. Маса заряду ВР при вибухах

становила 800 г. Радіуси установки сейсмоприймачів і маса заряду (приведена маса заряду) підбиралася за моделлю, яка аналогічна промисловим умовам. При кожному вибуху шпурового заряду по колу від нього встановлювалися сейсмоприймачі. Виміри проводилися відповідно до методики, яка наведена вище. Оператор сеймостанції знаходився в бункері на відстані 100 м, звідки подавалися імпульси струму у вибухову мережу. Включення сеймостанції і вибухової машинки були взаємоузгоджені.

Після вибуху шпурового заряду визначалися радіуси руйнування в напрямках установки датчиків, за якими у плані будувалися форми зони руйнування. Реєстрація коливань по різних напрямках дозволяє визначити максимальну масову швидкість у кожній із типу сейсмічній хвилі (поздовжній P_p , поперечній P_s та поверхневій R) залежно від дирекційного кута.

За різницею в часі отримання вступних сигналів в точках N_1-N_7 у хвилях збуджених вибухом одиночного заряду, визначалася швидкість поширення сейсмохвиль в різних азимутальних напрямках.

За кожним вибухом шпурового заряду визначали коефіцієнт анізотропії міцності порід $K=1,35; 1,41$ та $1,24$ рівний відношенню максимальної довжини радіуса воронки руйнування ($r_{\max}$) до мінімального ($r_{\min}$) (рис. 8.8).

Таким чином вплив анізотропії в межах території масивів гранітів на щебінь ВАТ "Лезниківський кар'єр" на характер руйнування і розподілу сейсмохвиль навколо вибуху одиночного заряду ВР оцінювався за допомогою вивчення зон руйнування, а також ізоліній рівних по інтенсивності масових швидкостей коливань за наведеною вище методикою. З результатів наведених експериментів видно, що величина радіусів зони руйнування в різних напрямках не однакова. Максимальні значення цих радіусів спостерігаються в північно-західному напрямку, що відповідають азимутам простягання розкритих тріщин, а мінімальні – у північно-східному напрямку що відповідає напрямку перпендикулярно розкритим тріщинам. За розрахунками виконаних вимірів для даних гранітних масивів побудована форма воронки руйнування, яка отримана від вибуху подовженого заряду, яка співпадає з еліптичною формою ізосейсм (рис. 8.9).

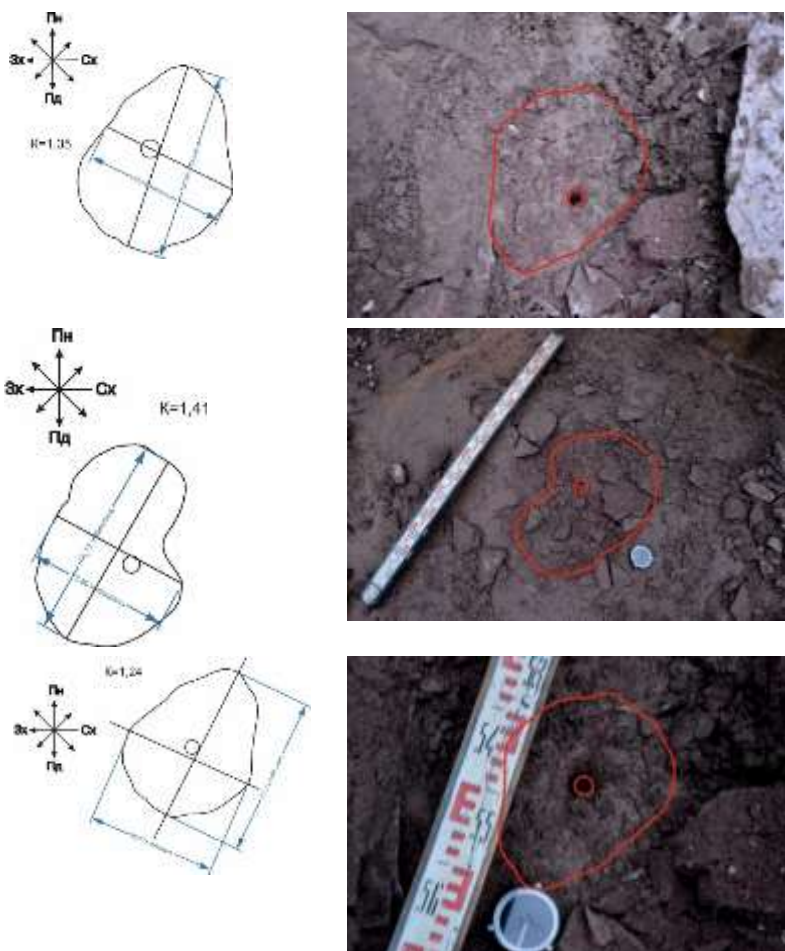


Рис. 8.8. Схема визначення найбільшого радіуса і коефіцієнта анізотропії масиву (κ) та фото воронки руйнування

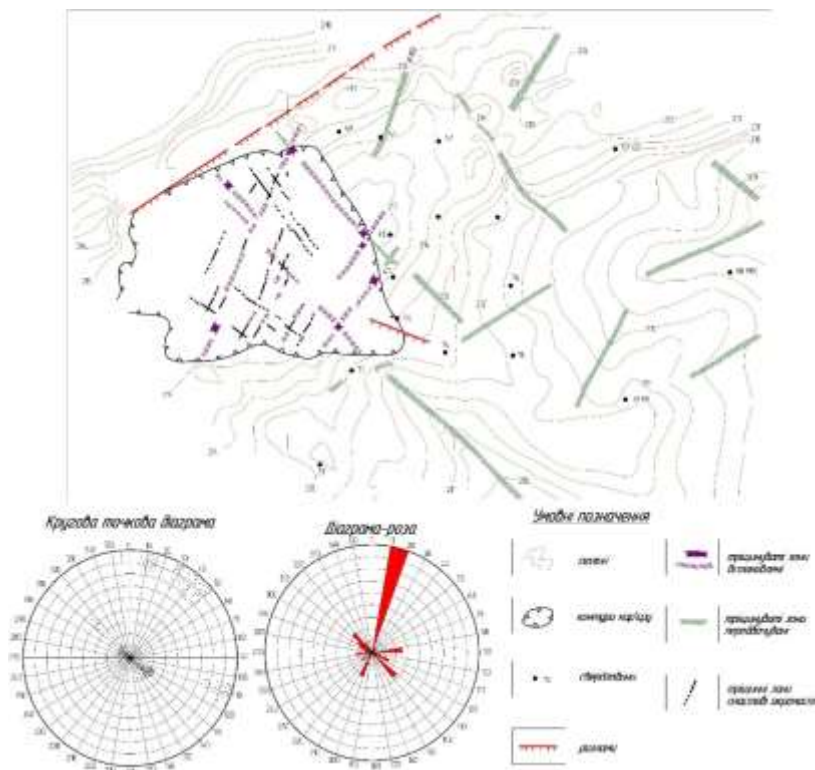


Рис. 8.9. Карта геолого-тектонічних порушень родовища ВАР "Лезниківський кар'єр" та діаграми з системи закономірно орієнтованих розкритих тріщин

Узагальнюючи вищенаведене можливо зробити висновок, що вивчення анізотропності механічних властивостей масивів природного каменю та розробка експрес-методики її визначення дає змогу вибрати оптимальний напрям проведення видобувних робіт і напрямок розділення моноліту на блоки при двостадійній схемі видобування. Оптимальним вважається такий напрямок, що забезпечує мінімізацію витрат праці та енергії на відокремлення блоків від масиву природного каменю, а також збільшення відсотку виходу блоків з масиву природного каменю, що має природну тріщинуватість.

При дотриманні оптимального напрямку порівняно з прийнятим на підприємстві за прогнозований, вихід блоків 1-го класу суттєво зростає, що доводить потребу і ефективність алгоритму для визначення напрямку ведення гірничих робіт з метою підвищення раціональності використання сировини родовища і покращення його техніко-економічних показників. Однак при цьому не беруть до уваги витрати (енергії, інструменту, нерівності сколів) на видобування блочної сировини.

Остаточне ж рішення, що до напрямку здійснення видобувних робіт, необхідно приймати після комплексного аналізу для забезпечення максимального прибутку підприємства.

8.5. Встановлення сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції

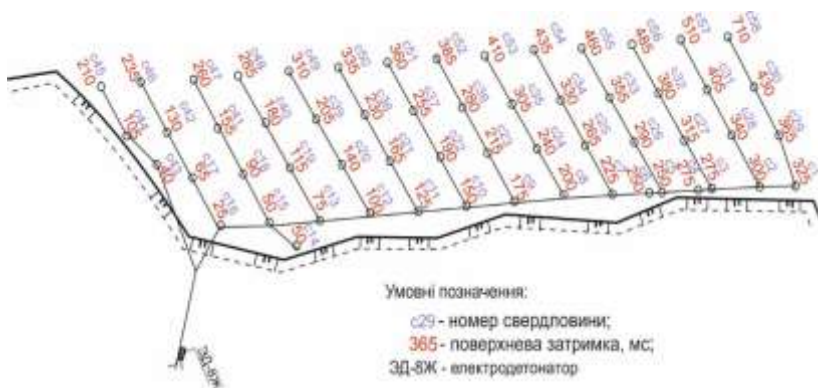
З аналізу сейсмобезпечних методів ведення вибухових робіт встановлено, що всі вони розроблені лише для кар'єрів з однотипним профілем видобування як рудних, так і нерудних родовищ. В зв'язку з тим, що паралельний видобуток блочної та щебеневної продукції проводиться в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", то дослідження з визначення впливу сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції набуває важливого практичного значення.

Тому забезпечення цілісності масиву вимагає проведення досліджень в цьому напрямку з урахуванням вимог щодо паралельного видобутку щебеневної продукції.

Відповідно до концепції досліджень промислової сейсмобезпеки при паралельному видобутку блочної та щебеневної продукції в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", яка визначена в параграфі 8.1 були проведені наукові роботи з визначення впливів параметрів вибухових робіт на сейсмічний стан, щодо рівнів концентрації напружень, зон розташування уступів блочного каменю.

Охоронними об'єктами, біля яких були встановлені прилади, в зоні дії масового вибуху при руйнуванні блоку № 3 гор. +158 на щебінь, є ділянка і уступи з видобутку гранітних блоків, які розташовані на горизонтах від +190 до +198 м. Обстеженням встановлено, що на відкосах всіх цих уступів є лише природні тріщини як горизонтальні, так і вертикальні різної ширини та довжини. На характерних тріщинах до вибуху були встановлені азбестові маяки. ВАТ "Лезниківський кар'єр" сумісно веде видобуток гранітів на щебінь та блочний камінь, розробляє дві ділянки гранітів з коефіцієнтом міцності IX за

Протод'яконовим. Відпрацювання родовища на ділянці з видобутку щебня проводиться у східно-західній частині кар'єру уступом 13–14,0 м першим горизонтом (3 гор. уже погашені) з застосуванням масових вибухів з використанням свердловинних зарядів ВР з середньою глибиною 15,0 м, діаметром 130 мм. У західній частині кар'єру на відстані 195 м від блоку № 3, що підривався, розміщена ділянка з видобутку блочного каменю. Відпрацювання родовища на цій ділянці проводиться 2-ма уступами з застосуванням алмазно-канатних пил. Під час масового вибуху 15.08.17 р., коли здійснювалися сейсмометричні виміри від підривних робіт (ВР) на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь інтенсивності коливань земної поверхні на дільницях з видобутку блочного каменю гор. +190 м, проводилися аналого-цифровою вимірювальною апаратурою, на та гор. +158 м з видобутку граніту на щєбінь інтенсивності коливань земної поверхні та ударно-повітряних хвиль – сейсмостанцією MiniMate Plus. Було підірвано 58 свердловинних зарядів заряджених вибухівкою «Анемікс-70» 17,5 кг/м, за діагональною схемою (13 груп по 4 свердловини та 1-на по 3 свердловини рис. 8.10.) з уповільненням 25, 40, 60, 105 мс між зарядами в групі (рис. 8.11). Остання свердловина № 58 ініціювали з інтервалом сповільнення 200 мс після ініціювання всіх 57 свердловинних зарядів. Маса заряду ВР в одній свердловині коливалася від 221,0 до 248,0 кг, а в максимальній групі 4-х свердловинного зряду загальною масою 972 кг. Загальна маса всіх зарядів 13696 кг.



Для запису параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ), які виникали при масових вибухах в кар'єрі 15.08.2017 р., на дільниці з видобутку блочного каменю гор. +190,36 м (рис. 8.12) використовували наведену вище аналого-цифрову вимірювальну апаратуру: сейсмоприймачі – СМ-3 і СМ-3В, реєстратор – аналого-цифровий перетворювач АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук, а на гор. +156,8, на якому видобувають граніт на щєбінь сеймостанцією MiniMate Plus виробництва Канада.

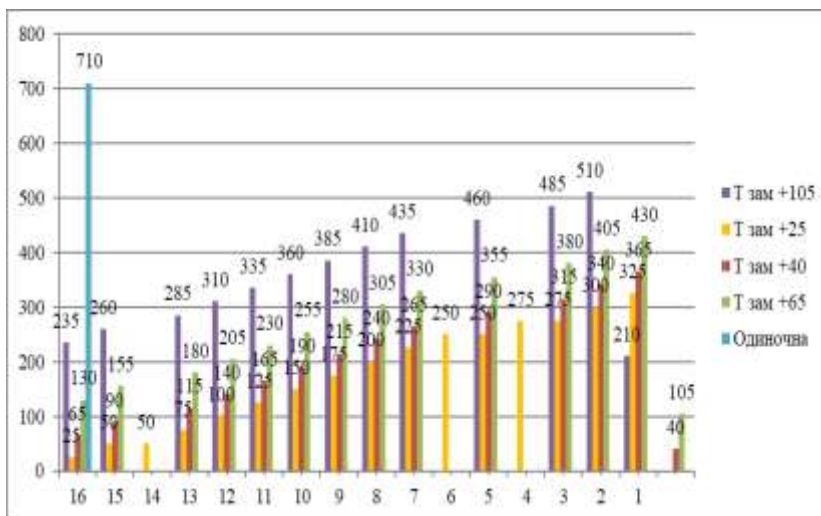


Рис. 8.11. Циклограма вибухів за схемою рис. 8.10

Остання дозволила одночасно вимірювати не лише сейсмічні коливання гранітної поверхні, а і атмосферний тиск створений ударно-повітряною хвилею на гор. +156,8 від вибуху 15.08.17 р. свердловинних зарядів ВР.

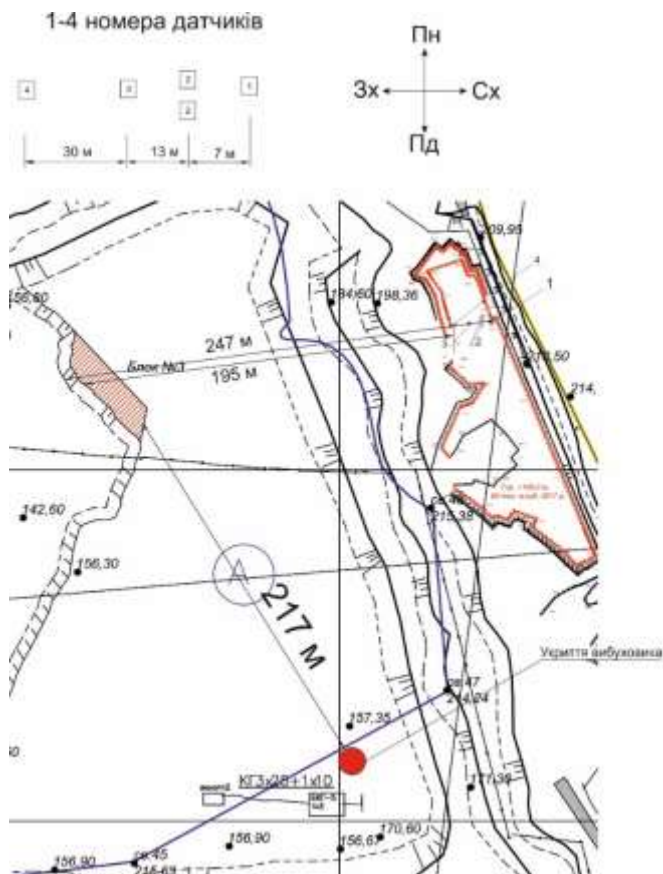


Рис. 8.12. План гірничих робіт родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр" та схема установки сейсмоапаратури 1–4 – номери сейсмодатчиків СМ-3

Під час запису параметрів СВХ, які виникали від дії масового вибуху 15.08.17 р., сейсмодатчики СМ-3, СМ-3В всі вони встановлювалися на гранітній основі гор. +190,36 м – ділянка з видобутку гранітних блоків, на відстанях 295–195 м від блоку, що підірвався в східному напрямку. На гор. +156,8 ділянки з видобутку гранітів на щєбін на відстані 217 м в південно-східному напрямку від

масового вибуху при руйнуванні блоку № 3 гор. +156,8 на щебінь на гранітній основі встановлювалися 3-х компонентний датчик і мікрофон MiniMate Plus. Схема установки сейсмоапаратури та геологічний розріз за профілем А-А приведена на рис. 8.13.

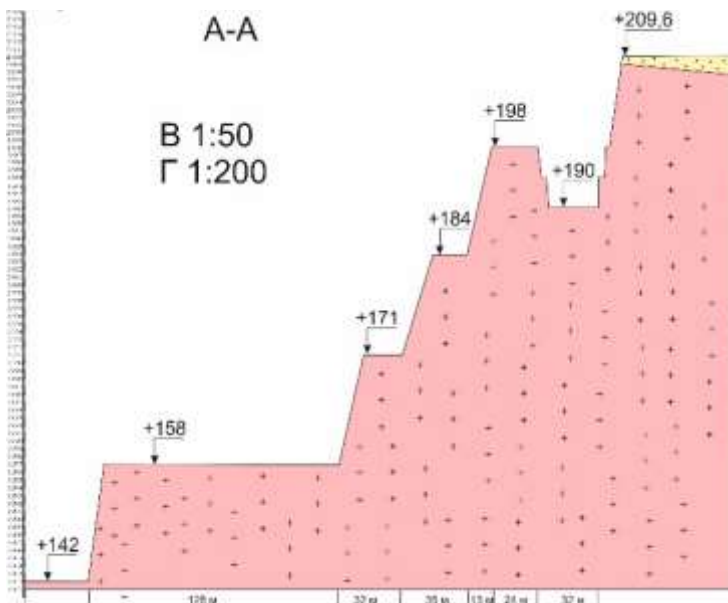


Рис. 8.13 Геологічний розріз А-А за профілем установки сейсмоапаратури

Параметри сейсмічних хвиль в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", які виникали при масовому вибуху в кар'єрі 15.08.2017 р., одержаних від датчиків з аналого-цифровою апаратурою, встановлених на гор. +190, дільниці з видобутку гранітів на щебінь приведені в табл. 8.4 (осцилограми та циклограми рис. 8.14, 8.15).

Результати сейсмовимірів параметрів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, з використанням сейсмостанції MiniMate Plus, одержаних на дільниці з видобутку гранітів на щебінь гор. +158 приведені в протоколах рис. 8.16, 8.17.

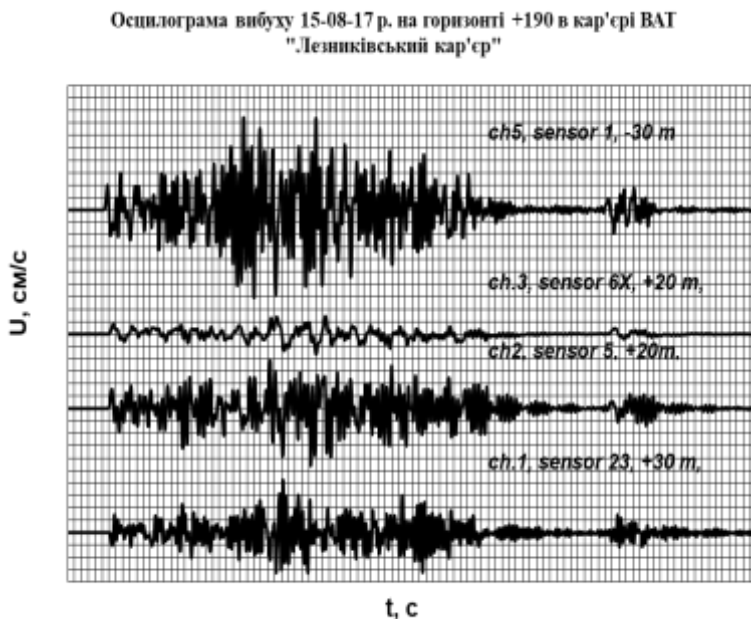


Рис. 8.14. Осцилограма (канали ch. 1, 2, 5 з низу уверх) сейсмічних коливань гранітної основи гор.+190 м ділянки з видобутку гранітних блоків на відстанях 206–256 м від блоку, що підривався, одержаних від сейсмоприймачів – СМ-3, аналого-цифрового перетворювача АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук при виконанні масового вибуху 15.08.14 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"

Результати сейсмовимірів параметрів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, з використанням сейсмостанції MiniMate Plus, одержаних на ділянці з видобутку гранітів на щебінь гор. +158 приведені в табл. 8.1.

**Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час
будівництва підземних споруд**

Таблиця 8.1

**Максимальні значення, з осцилограми рис. 8.14, швидкості коливань
часток гранітної підосви уступів з видобутку блочної продукції при
вибуху 15-08-17 р. (за модулем)**

№ каналу ch.	Відстань від вибуху, м	Максимальне значення швидкості, см/с		Періоди коливань в об'ємних хвилях	
		вибух всіх 57 св.	вибух 1 св. № 58	повздожні P, с	поперечні S, с
5	206	1,24	0,35	0,028	0,025
2	249	0,89	0,26	0,028	0,025
1	256	0,80	0,25	0,028	0,025

Відстані визначені з урахуванням установки датчиків на гор. +198 м.

Дані станції MiniMate Plus встановлені на гор. +156,80 м ділянки з видобутку граніту на щєбінь наведені в табл. 8.2.

Таблиця 8.2

**Дані станції MiniMate Plus встановлені на гор.+ 156,8 м ділянки з
видобутку граніту на щєбінь на відстані 217 м від блоку, що підривався**

Параметри хвиль	Од. вим.	Складові коливання		
типи хвиль		горизонтальна Tran Y	вертикальна VertZ	радіальна Long X
PPV	mm/s	8,81	10,4	13,3
PPV (Ponderated)	mm/s	6,48	8,72	8,96
PPV	dB	69,7	73,1	73,0

**Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час
будівництва підземних споруд**

Закінчення табл. 8.2

ZC Freq	Hz	20	43	4,7
Time (Rel. to Trig)	Sec	0,550	0,114	0,163
Peak Acceleration	G	0,267	0,550	0,401
Peak Displacement	mm	0,0391	0,0484	0,0478
Sensor Check		Passed	Passed	Passed
Frequency	Hz	7,3	7,5	7,3
Overswing Ratio	Hz	4,0	4,1	4,1
		15,7 mm/s at 0,114 sec f= 8,77Γц		
Extended Notes Microphone				
PSPL	dB(L)	114,2		
ZC Freq	at sec	0,077		
Channel Test	Hz	4,2		

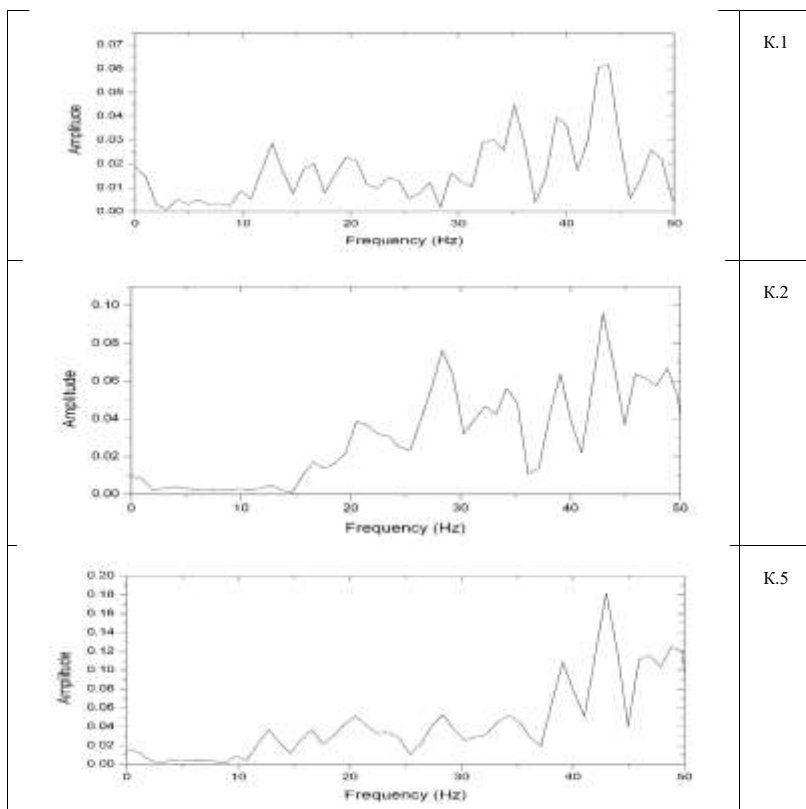


Рис. 8.15. Спектрограми сейсмічних коливань (канали ch. 1, 2, 5 зверху вниз), одержані від спектрального аналізу сейсмограм рис. 8.14 при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі БАТ "Лезниківський кар'єр"

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

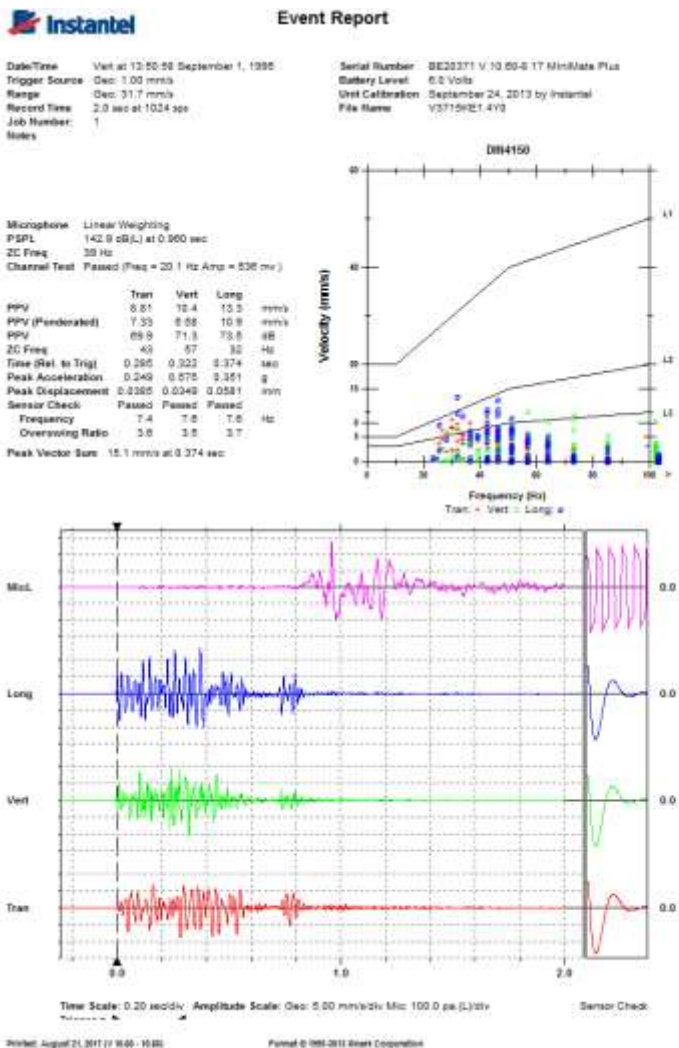


Рис. 8.16. Протокол результатів вимірів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, одержаних сейсмографом MiniMate Plus на гранітній основі на гор. +158 ділянки з видобутку гранітних на щебінь на відстані 217 м при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"

Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних споруд

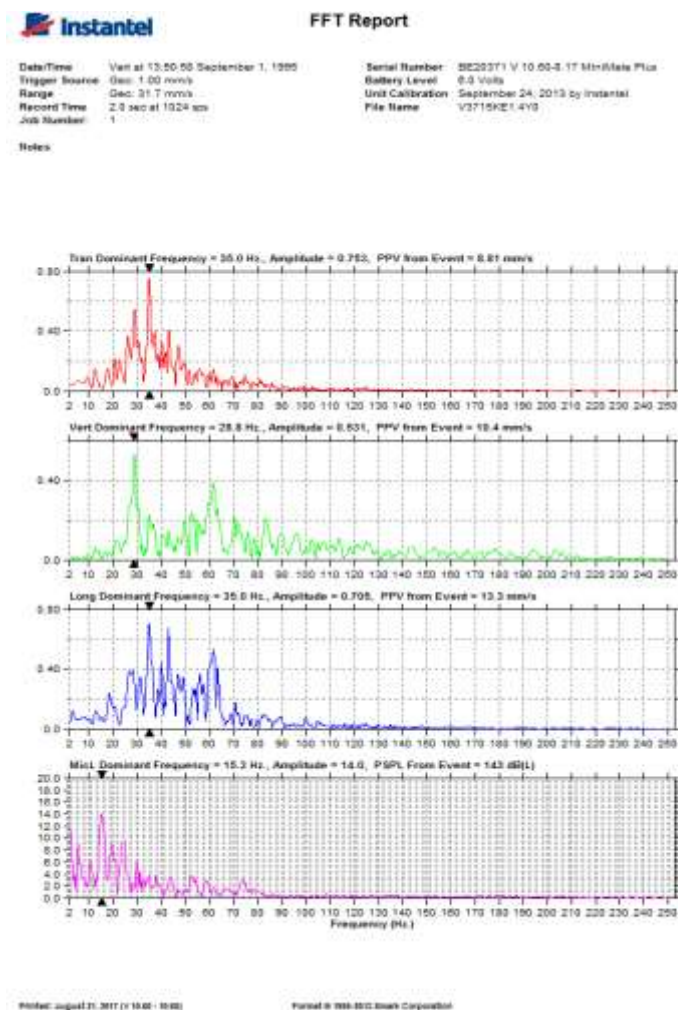


Рис. 8.17. Протокол спектральних характеристик за результатами вимірів сейсмічних хвиль, одержаних сейсмографом MiniMate Plus на гранітній основі на гор. +158 ділянки з видобутку гранітних на щєбінь на відстані 217 м при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"

Крім приведених вище аналітичних і напівпромислових досліджень у даному розділі наведені експериментальні дослідження, в промислових умовах на прикладі гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр", з визначення показника інтенсивності сейсмічної дії, на ділянці з видобутку блоків, від проведення вибухових робіт на дільниці по видобутку гранітів на щєбінь. При цьому була використана методика апаратурних вимірювань, яка розроблена в Інституті гідромеханіки НАН України. Одержані від апаратурних вимірів масові швидкості по профільним лініям, (наприклад V_1 та V_2 паралельно та перпендикулярно простяганню розкритим тріщинам відповідно) орієнтованих на ділянку по видобутку блоків в різних азимутальних напрямках від дії короткоуповільненого масового вибуху свердловинних зарядів з'єднаних по неелектричній системі ініціювання. Використовуючи залежності (V_1 та V_2) швидкості сейсмічних коливань від приведеної до заряду відстані паралельно та перпендикулярно простяганню розкритим тріщинам відповідно які мають вигляд:

$$V_1 = K_1 \left(R_1 / Q^{1/3} \right)^{-\vartheta_1}, \text{ м/с} \quad (8.10)$$

$$V_2 = K_2 \left(R_2 / Q^{1/3} \right)^{-\vartheta_2} \text{ м/с} \quad (8.11)$$

де: K_1, K_2 – коефіцієнти пропорційності відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин $\text{м}^{n+1}/\text{с} \cdot \text{кг}^{n/3}$; V_1, V_2 – значення масових швидкостей коливань, одержані з осцилограм моніторингу промислових вибухів по профільним лініям, в напрямку дільниці з видобутку гранітів на блоки, відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин м/с ; ϑ_1, ϑ_2 – показники ступенів загасання відповідно паралельно та перпендикулярно простяганню розкритих тріщин; R_1, R_2 – радіуси сейсмічних відстаней від епіцентру вибуху відповідно в напрямках паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин, м ; Q – максимальна маса ВР в свердловинних зарядах, які підриваються в групі з інтервалом сповільнення менше 17 мс , кг .

Значення коефіцієнтів в напрямках великої (K_1) і (v_1) і малої (K_2) і (v_2) осей еліпса ізосейсм кар'єр ВАТ "Лезниківський кар'єр" наведено в табл. 8.3.

Таблиця 8.3

Значення коефіцієнтів в напрямках великої (K_1) і (v_1) і малої (K_2) і (v_2) осей еліпса ізосейсм кар'єр ВАТ "Лезниківський кар'єр"

Показники приведені до заряду маси в максимальній групі, кг	Коефіцієнт, K		Показник ступеню загасання, v	
	K_1	K_2	v_1	v_2
247	82	230	1,56	1,95
102,5	440	1300	1,56	1,95

Використовуючи значення швидкостей зміщення гранітів, які отримані від масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр", стало можливим виразити їх залежністю від приведені до заряду відстані в наступному вигляді:

- за профільною лінією, яка розташована паралельно простягання розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведені до заряду $Q = 247$ кг)

$$V_1 = 82 \left(\frac{r}{\frac{1}{Q_{\text{гр}}^3}} \right)^{-1,56}, \text{ см/с;} \quad (8.12)$$

- за профільною лінією, яка розташована перпендикулярно до простягання розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведені до заряду $Q = 247$ кг)

$$V_2 = 230 \left(\frac{r}{\frac{1}{Q_{\text{гр}}^3}} \right)^{-1,95}, \text{ см/с;} \quad (8.13)$$

- за профільною лінією, яка розташована паралельно простягання розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведені до заряду $Q = 102,5$ кг)

$$V_1 = 440 \left(R_1 / Q^{1/3} \right)^{-1,56} \text{ см/с;} \quad (8.14)$$

• за профільною лінією, яка розташована перпендикулярно простяганню розкритих тріщин для гранітного кар'єра БАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведеної до заряду $Q = 102,5 \text{ кг}$)

$$V_2 = 1300 \left(R_2 / Q^{1/3} \right)^{-1,95} \text{ см/с.} \quad (8.15)$$

Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані наведено на рис. 8.18.

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при $Q = 102,5 \text{ кг}$) описується формулою:

$$U = 0,013 \left(\frac{r}{Q^{1/3}} \right)^2 - 0,4823 \frac{r}{Q^{1/3}} + 5,2528, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (8.16)$$

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при $Q = 250 \text{ кг}$) описується формулою:

$$U = 0,0054 \left(\frac{r}{Q^{1/3}} \right)^2 - 0,4154 \frac{r}{Q^{1/3}} + 9,3423, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (8.17)$$

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів з фільтрацією 50 Гц (при $Q = 102,5 \text{ кг}$) описується формулою:

$$U = 0,0028 \left(\frac{r}{Q^{1/3}} \right)^2 - 0,175 \frac{r}{Q^{1/3}} + 3,0985, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (8.18)$$

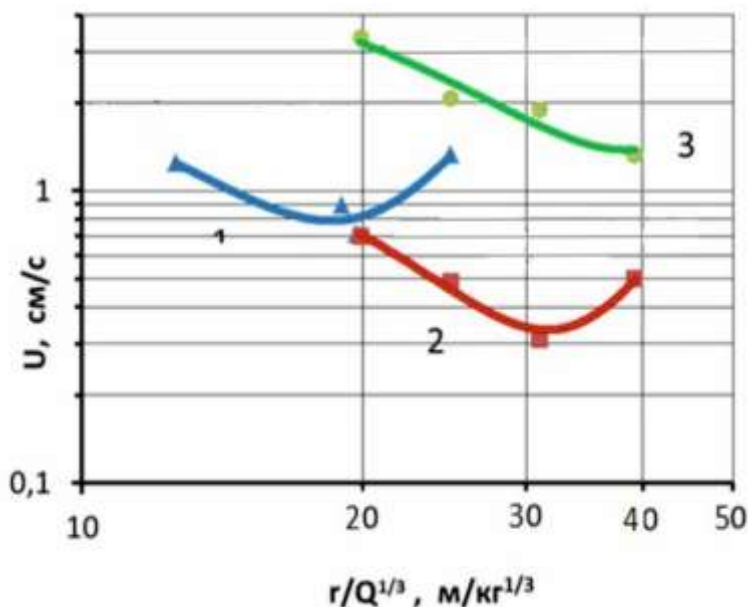


Рис. 8.18. Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані

1 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при $Q_{ef} = 102,5$ кг), 2 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при $Q = 250$ кг) 3 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів з фільтрацією 50 Гц (при $Q_{ef} = 102,5$ кг)

Максимальний модуль вектора швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів за профілем відповідно паралельно та перпендикулярно простяганню розкритих тріщин наведено на рис. 8.18.

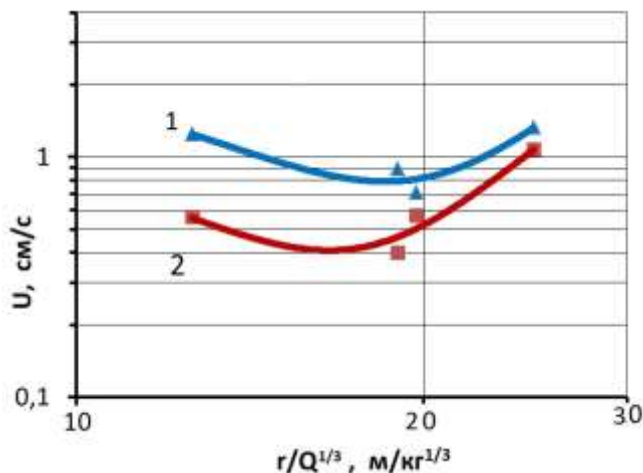


Рис. 8.18. Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані

1, 2 – максимальні модулі вектору швидкості коливань, які одержані від сейсмонприймачів за профілем відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин для ВАТ "Лезниківський кар'єр" (при $Q_{\text{еф}} = 102,5 \text{ кг}$)

Приведені на рис. 8.14 спектрограми порівняємо з характеристиками власних коливань окремих блоків, приведених в табл. 8.1. Як видно амплітуди максимальних часових параметрів сейсмічних хвиль, які генерують и поширюються від блоку (0,028–0,029 с), що підривається на ділянці з видобутку гранітів на щєбінь до уступів блочного каменю (0,025–0,028 с), що можуть створювати умови резонансних явищ від свердловинних зарядів масою 210 кг для блоків висотою 14 та 16 м. Хоча амплітуди максимальних часових параметрів сейсмічних хвиль одержані на гор. +158 м рис. 8.17 (місце проведення масового вибуху) (0,028–0,037 с) також близькі до власних коливань окремих блоків, приведених в табл. 8.1, але в результаті трансформації сейсмічних хвиль через погашені уступи гор. +171 м, +184 м та +198 м до гор. +190 м, де були встановлені сейсмонприймачі, спектр коливань змістився в область високих частот рис. 8.18.

Оцінку сейсмічного стану уступів блочного каменю, які характерезуються утворенням радіальних тріщин від дії тангенціальних напружень проведемо за методом наведеному в роботі [121, 124].

При масових вибухах, на ділянці кар'єрного поля з розробки гранітів на щебінь, дія сейсмічних хвиль за швидкістю зміщення часток ґрунту, яка передається на гранітний масив блочного каменю від гор. +158 м (місце проведення вибуху) через погашені уступи гор. +171 м, +184 м та +198 м (див. геологічний розріз рис. 8.12), не має досягти більшої за критичне значення величини. Забезпечили сейсмічний стан з рівнями концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю.

Нерівність, яка може описати граничний напружений стан гірської породи блочного каменю, на яку діє сейсмічна хвиля з масовою швидкістю u , має вигляд:

$$u \leq u_{\text{доп}}, \quad (8.19)$$

де $u_{\text{доп}}$ – критична швидкість зміщення часток породи, см/с.

В зв'язку з тим, що нас цікавить межа між зонами пружних деформацій і радіальних тріщин, яка знаходиться далеко від осередку сейсмовипромінювання (епіцентр вибуху) $r > 2r_0$, та проведення масових вибухів на ділянці з видобутку гранітів на щебінь передбачає використання не сферичних, а циліндричних зарядів, то хвилю напруження можна вважати достатньо плоскою для того, щоб виконувалася рівність:

$$\sigma_r = u \nu c_p, \quad (8.20)$$

де σ_r – радіальні напруження;

u – масова швидкість зміщення часток породи;

c_p – швидкість розповсюдження поздовжніх, поперечних хвиль, см/с.

Радіальні тріщини в глибині масиву утворюються під дією тангенціальних напружень, для яких:

$$\sigma_\tau = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_r, \quad (8.21)$$

де σ_τ – тангенціальні напруження;

ν – коефіцієнт Пуассона.

Для ближньої зони вибуху за умови, що ширина захисного цілика між ділянками, як правило, порівняна з відстанню до зарядів, тому явища відколювання не являються визначальними при розгляді небезпеки тріщиноутворення. Тому критична масова швидкість визначається за формулою:

$$u_{\text{доп}} = 100 \frac{1-v}{v} \cdot \frac{[\sigma_p]}{\gamma C_p}, \quad (8.22)$$

де $[\sigma_p]$ – тимчасовий часовий опір породи на розривання, Па;

γ – питома маса, кг/см³.

Варто зазначити, що формула (8.22) належить лише до глибинних точок масиву, де більш шкідливу дію мають тангенціальні напруження, які поширюється далі, ніж радіальні. В тому випадку, якщо точка знаходиться настільки глибоко під відкритою поверхнею, що потрібно враховувати гірничий тиск, що може перешкоджати розкриттю тріщин; в цих випадках у формулі (8.20) гірничий тиск варто додавати до величини. Формула (8.22) може розглядатися лише як оціночна, оскільки в ній зазвичай використовуються значення опору на розрив, одержувані в результаті статичних випробувань на зразках, що не відповідає істинним умовам навантаження на породу при вибухах. Було б доцільно замінити критерій на будь-який енергетичний, але, на жаль, для цього немає $[\sigma_p]$ ще досить експериментального матеріалу. Що ж стосується широкого застосування критерію $[\sigma_p]$, то справджується стосовно тим, що витрати енергії на пошкодження скельних порід порівняно невеликі, а тому в тій частині поля навколо заряду, де напруги перевищують, енергії зазвичай буває досить $[\sigma_p]$.

На відміну від стиснення дані про опірності гірських порід розтягу вельми уривчасті та ненадійні. Багато авторів для простоти рахують, що:

$$[\sigma_p] = (0,02 \div 0,1)[\sigma_{\text{ст}}], \quad (8.23)$$

де $[\sigma_{\text{ст}}]$ – тимчасовий опір стискання.

При розрахунку критичної швидкості для породи в поверхневому шарі зустрічаються додаткові труднощі. По-перше, тут порода

находиться менш сприятливому напруженому стані, оскільки хвиля напруження, в якій превалюють радіальні напруги стиснення, відіб'ється від відкритої поверхні, перетворюється в хвилю розтягування з тієї ж амплітудою, так що критична швидкість має оцінюватися іншою формулою і бути меншою за абсолютною величиною.

$$v_{кр} = 10^2 \frac{[\sigma_p]}{\gamma c_p}. \quad (8.24)$$

По-друге, в поверхневому шарі опір породи на розрив значно менше, ніж в глибинних, оскільки цей шар схильний до більшою мірою зовнішніх впливів (вивітрювальних, явища розвантаження, залишкові явища від попередніх вибухів, особливо в зоні перебудів тощо).

І нарешті, поверхневий шар зазнає не лише динамічну дію з боку сейсмічних хвиль, а й квазістатичну поршневу дію з боку стислих газів – продуктів вибуху. Цей вплив є причиною утворення явної і потенційної воронки вибуху, які розповсюджуються по поверхні досить далеко від епіцентру вибуху.

Метод прогнозування сейсмобезпечних параметрів вибухів на уступі блочного каменю заснований на використанні вище проведених результатів аналітичних і експериментальних досліджень дії сейсмічних хвиль, викликаних масовими вибухами у кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь.

При проведенні аналітичних досліджень сейсмічної дії масових вибухів на дільниці кар'єрного поля з розробки гранітів на щєбінь, на цілісність уступів гранітного масиву блочного каменю, спочатку визначимо швидкість коливань на цих уступах за формулою:

$$U_y^x = U_{p.s}^x \cdot e^{-1,7h/\lambda}, \text{ см/с} \quad (8.25)$$

де U_y^x – швидкість коливань, які діють на гранітні уступи блочного каменю, см/с; $U_{p.s}^x$ – швидкість коливань граніту в об'ємній сейсмічній хвилі (Р, S) на підшві гранітних уступів, см/с; λ – довжина сейсмічної хвилі, м; h – відстань від підшви гранітних уступів до уступу, м.

Напругу на уступи блочного каменю можливо одержати використавши відому залежність Ландау-Лівшиця:

$$\sigma_y = \frac{U_y^x V_{RY}}{q}, \text{ Па} \quad (8.26)$$

де σ_y – напруга на уступи блочного каменю, Па; V_R – швидкість розповсюдження сейсмічних хвиль, м/с; γ – об’ємна маса граніту, кг/м³; $g = 9,81$ м/с².

Тоді умова рівності сейсмічних сил через дію тангенціальних напружень та тимчасовий часовий опір породи на розривання $[\sigma_p]$ описується формулою:

$$U_y = [\sigma_p]. \quad (8.27)$$

Приведемо приклад розрахунку сейсмічних сил від дії масових вибухів, які проводяться на дільниці кар’єрного поля з розробки гранітів на щєбін, на цілісність уступів гранітного масиву блочного каменю:

1. Швидкість коливань на гранітні уступи блочного каменю, викликаною дією масового вибуху 15.08.17 р. в кар’єрі з видобутку гранітів на щєбін за формулою (8.26):

$$U_y^z = U_{p,s}^z \cdot e^{-1.7 \cdot h/\lambda} = 1,24 \cdot e^{-1.7 \cdot 20/160} = 0,8 \cdot 1,15 = 0,93, \text{ см/с},$$

де $U^z = 0,8$ см/с максимальне значення швидкості коливання об’ємної хвилі на земній поверхні гранітної основи гор. +190 підшви уступів гранітних блоків (відстань 20 м до уступу), одержане з осцилограми масового вибуху у кар’єрі з видобутку гранітів на щєбін.

2. Напруга на підшві уступів гранітних блоків визначається (8.22):

$$\sigma_{\text{роз}} = 0,93 \cdot 10^{-4} \cdot 5,35 \cdot 10^3 \cdot \frac{2520}{9,81} = 8,24 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2} = 13284 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2} = 1,33 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}.$$

Для гранітів можна прийняти $[\sigma_{\text{ст}}] = 100$ МПа, $\gamma = 2620$ кг/м³, $v = 0,3$, $c_p = 5350$ м/с, межа міцності $[\sigma_p] = 2760 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2} = 27,69$ Па.

Для міцних скельних порід, критична швидкість близька до цієї ж величини (згідно з формулою (8.19) $U_{дон} = 150$ см/с).

Приймаючи відношення динамічних сил до статичних як 1,8, є можливість розрахувати напругу від сейсмічних дій хвиль на підшву уступів гранітних блоків:

$$\sigma_q = 8,23 \cdot 10^{-3} \cdot 1,8 = 14,8 \cdot 10^{-3} \text{ МПа.}$$

3. Умова рівності сейсмічних сил через дію тангенціальних напружень та тимчасовий часовий опір породи на розривання $[\sigma_p]$ визначається за формулою (8.23):

$$\sigma_q = \sigma_p.$$

Таким чином можливо зробити висновок, що об'ємні сейсмічні хвилі на приведених відстанях 12,6–24,9 м/кг^{1/3} діють на підшву уступів гранів з видобутку блоків напругою $\sigma_q = 4,8 \cdot 10^{-3}$ МПа, що в 57 разів ($2,77 \text{ МПа}/0,048 \text{ МПа} = 57$) менше ніж опір породних уступів на розривання $[\sigma_p]$. Наведені розрахунки на основі використання даних сейсмовимірювальної апаратури показали, що масовий вибух 15.08.14 р. в кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь ВАТ "Лезниківський кар'єр" не впливає на стійкість уступів гранітних блоків, та має великий запас стійкості, що дає можливість ще більше наблизити місце проведення вибухових робіт до кар'єрного поля з видобутку гранітних блоків, а також можливість збільшити масштаби масових вибухів на всіх дільницях.

В роботах [122-125] приведена залежність сейсмобезпечної відстані від деформації в укусах, при яких ґрунтові уступи будуть залишатися стійкими під час масових вибухів для різних типів об'ємних хвиль (рис. 8.20) з якої можливо зробити висновок, що найнебезпечнішою хвилею для ґрунтових укусів є об'ємна поперечна, оскільки для збереження стійкості уступу потрібно дотримуватися більшої відстані, або обмежити масу зряду.

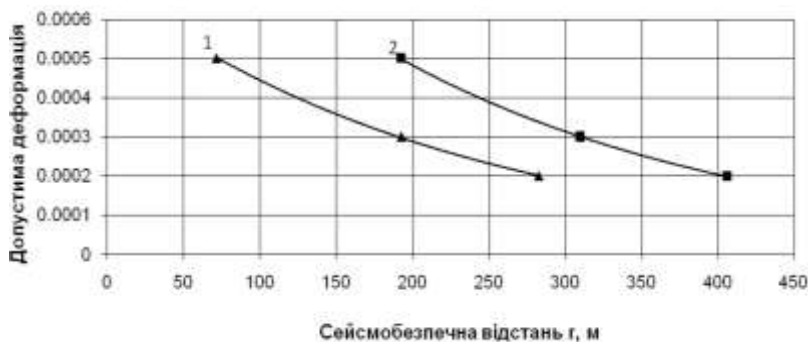


Рис. 8.20. Залежність сейсмобезпечної відстані від допустимої деформації в масивах для об'ємних хвиль

1 – поздовжня; 2 – поперечна

Встановлено, що характер розподілу ізоліній, навколо вибуху зарядів ВР, відповідного рівня сейсмічності, для гранітних масивів Українського кристалічного щита (УКЩ) має еліпсоподібну форму, саме тому у кар'єрах, де ведуть розробку цих гранітів, сейсмобезпечну межу оконтурюють у формі еліпса. Побудова останньої базувалася на проведенні спеціальних науково-експериментальних досліджень, в результаті чого для конкретних геолого-тектонічних умов проведення підривних робіт кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" був розроблений нижченаведений метод аналітично-експериментального розрахунку розмірів сейсмобезпечних зон. Даний метод побудови еліпсоподібних сейсмобезпечних меж включає етапи, пов'язані з аналітичними розрахунками радіусу великої R1 та малої R2 осей зони сейсмобезпеки за формулами:

$$R_1 = K_y \left(\frac{K_1}{[V]} \right)^{\frac{1}{v_1}} \sqrt[3]{Q}; \quad R_2 = K_y \left(\frac{K_2}{[V]} \right)^{\frac{1}{v_2}} \sqrt[3]{Q}, \quad (8.28)$$

де K_y – коефіцієнт, який враховує умови вибуху;

K_1, K_2 – коефіцієнти пропорційності відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин $m \pm 1/c \cdot \text{кгп}/3$;

$[V]$ – допустима швидкість зміщення часток породи, м/с;

$v_1; v_2$ – показники ступенів загасання відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин;

Q – маса вибухової речовини на одне сповільнення, кг.

Експериментальними дослідженнями було визначено коефіцієнти пропорційності K_1 , K_2 та показники ступенів загасання v_1 , v_2 .

А для визначення сейсмобезпечної відстані R , (м) в тріщинуватому масиві в різних азимутальних напрямках від епіцентру вибуху визначається за формулою:

$$R = \frac{(K_y (K_1/V)^{\frac{1}{v_1}})(K_2/V)^{1/v_1} \sqrt[3]{Q}}{\sqrt{(K_1/V)^{\frac{2}{v_1}} + \left[(K_1/V)^{\frac{2}{v_1}} - (K_2/V)^{\frac{2}{v_1}} \right] \cos^2 \varphi}}, \quad (8.29)$$

де φ – відповідний полярному куту (градуси) між радіусом зони ізосейм і профілем, який паралельний простягання розкритих тріщин.

Емпіричні коефіцієнти з формули (8.25) були отримані за даними експериментальних досліджень, які були проведені на кар'єрі БАТ "Лезниківський кар'єр".

Підставивши значення коефіцієнтів в формулу (8.25) дадуть змогу отримати емпіричну залежність для розрахунку сейсмобезпечної відстані з послідуною побудовою меж сейсмобезпеки в конкретних геолого-тектонічних умовах кар'єра БАТ "Лезниківський кар'єр".

На рис. 8.21 показані ізолінії сейсмобезпечних мас заряду на 3-му горизонті кар'єра БАТ "Лезниківський кар'єр". При побудові меж сейсмобезпеки використані вище наведені формули (8.24, 8.25), які дозволили встановити, що навколо вибуху заряду ВР в анізотропному масиві сейсмонезпечні зони мають еліптичні межі. Причому велика вісь еліпса співпадає з напрямом основної системи тріщинуватості рис. 8.21 кар'єра. Параметри еліптичних меж, які визначені відповідно до формули (8.25) розмірами великої і малої осі еліпса сейсмобезпеки, вибираються за номограмою на рис. 8.22.

Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані R , радіуси великої R_1 та малої R_2 осей зони сейсмобезпечності для допустимих $[V]$ значень та критичних швидкостей коливань (зони тріщиноутворення) приведені в табл. 8.4, 8.5 відповідно.

Таблиця 8.4

Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані R, радіуси великої R₁ та малої R₂ осей зони сейсмобезпечності для допустимих [V] значень швидкостей коливань

R	R ₁	R ₂	K _y	K ₁	K ₂	V, см/с	v ₁	v ₂	Q	φ
56,18	54,95	62,10	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	250	90
71,40	69,23	78,24	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	500	45
81,03	79,24	89,56	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	750	90
89,96	87,22	98,58	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	1000	45
96,07	93,95	106,19	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	1250	90

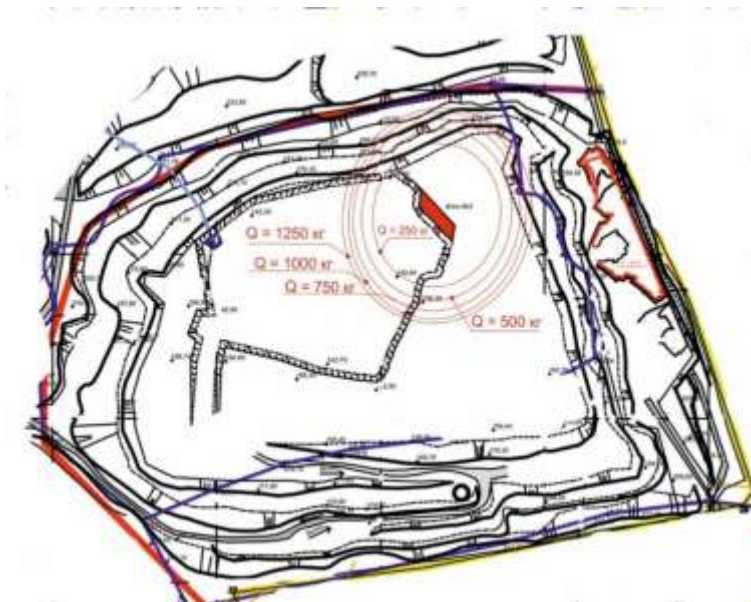


Рис. 8.21. Схема ізоліній сейсмобезпечних мас заряду

Вище розглянутий метод побудови еліпсоподібної зони ізосейсм з центральним епіцентром вибуху, тобто коли він співпадає з центром еліпса. Але на практиці частіше за все залежно від умов, при яких, наприклад, змінюється напрямок ініціювання свердловинних зарядів вибухової речовини в блоці, який підривається, еліпс, окреслюючи сейсмобезпечну межу, може зміщуватися відносно центру блоку, що підривається.

При цьому, залежно від місця розташування охоронних об'єктів, останні будуть знаходитися в умовах сейсмічного навантаження на них, тобто наражені на сейсмонезбезпеку або ж ні. Карта сейсмоохороної зони східної блочної ділянки з нанесенням ізоліній допустимих максимальних мас заряду ВР на одне сповільнення наведена на рис. 8.23.

Таблиця 8.5

**Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані R , радіуси великої R_1 та малої R_2 осей зони сейсмобезпечності для критичних швидкостей коливань
(зони тріщиноутворення)**

$R, м$	$R_1, м$	$R_2, м$	K_y	K_1	K_2	$V, см/с$ критична	V_1	V_2	$Q, кг$	$\phi, \text{градуси}$
13,34	12,56	19,07	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	250	90
17,22	15,82	24,02	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	500	45
19,24	18,11	27,50	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	750	90
21,70	19,93	30,27	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	1000	45
22,81	21,47	32,60	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	1250	90

Допустима швидкість коливань гранітної підосви уступів блочного каменю під час проведення вибухових робіт залежить від співвідношення частоти коливань ґрунту (f) до частоти власних коливань (f_0) окремих блоків (табл. 8.1). За значеннями f близькими до f_0 , швидкість коливань в блоках може значно зрости і у разі достатній тривалості коливань гранітної підосви може призвести до резонансного явища та утворення тріщин, як на поверхні блочних уступів, так і в середині них.

До параметрів вибухових навантажень, ступінь впливу яких оцінюється, належать величини амплітуд і тривалостей навантажень,

які обумовлені кількістю ВР, що підривається в ступенях уповільнення в кожному блоці, а також кількість навантажень, які залежать від кількості ступенів уповільнення і кількості блоків, що підривається.

Ефективне зниження інтенсивності сейсмічного і руйнівного впливу масового вибуху на гірську породу на ділянці кар'єрного поля, яка призначена для видобутку кондиційних блоків досягається за рахунок:

- дотримання сейсмобезпечної технології відпрацювання підривних блоків на дільниці кар'єрного поля з видобутку гранітів на щебін у кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр" (рис. 8.22).
- застосування напряду відбивання гранітів на щебін перпендикулярно основній системі тріщинуватості, що зменшить розміри захисного цілика між ділянками;



Рис. 8.22. Карта сеймоохороної зони східної блочної ділянки з нанесенням ізоліній допустимих максимальних мас заряду ВР на одне сповільнення

- застосування існуючих на кар'єрі схем КСП, вибух зарядів яких збуджують об'ємні сейсмічні хвилі, на приведених відстанях 12,6–24,9 м/кг^{1/3}, і які діють на підшву уступів гранів з видобутку блоків напругою $\sigma_q = 4,8 \cdot 10^{-3}$ МПа, що в 57 разів ($2,77 \text{ МПа} / 0,048 \text{ МПа} = 57$) менше ніж опір породних уступів на розривання $[\sigma_p]$. Це свідчить про багаторазовий резерв сесмостійкості гранітів блочного каменю;

- крім сейсмічної дії, відстань між оконтурюючими свердловинами має відповідати вимозі максимального обмеження руйнівної дії вибуху на законтурний масив і утворення екранувальної щілини шириною $L_{щ\text{діл}} = (1,0 - 1,1)d_{\text{св}}$, розраховується за формулою:

$$a = 0,5 \frac{d_{\text{св}}}{\alpha}, \text{ м},$$

де α – коефіцієнт поглинання хвильової енергії напруженим середовищем, приймається за даними залежно від акустичної жорсткості порід:

$$\alpha = -0,15 \cdot 10^{-7} \rho v + 0,073,$$

ρ – щільність породи; v – швидкість поширення поздовжніх хвиль в масиві.

ЛІТЕРАТУРА

1. Вовк О.О., Ісаєнко В.М., Кравець В.Г. [та ін.]. Вплив техногенних динамічних процесів на стан природних і інженерних об'єктів: монографія. К.: НПУ ім. М.П. Драгоманова, 2014. 404 с.
2. Адушкин В.В., Кочарян Г.Г., Бригадин И.В. [и др.]. К вопросу о механизме разрушения прочных скальных пород подземным взрывом / Научно-технический журнал «Горный информационно-аналитический бюллетень». М: Изд-во Горная книга, 2015. № 10. С. 334–349.
3. Ефремов Э.И., Петренко В.Д., Рева Н.П., Кратковский И.Л. Механика взрывного разрушения пород различной структуры: монография. К.: Наук. думка, 1984. 192 с.
4. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом: монография. М.: Недра, 1974. 222 с.
5. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США: монография / М.: Недра, 1989. 376 с.
6. Замышляев Б.В., Евтерев Л.С. Модели динамического деформирования и разрушения горных пород: монография / М.: Наука, 1990. 476 с.
7. Разрушение горных пород энергией взрыва / Под ред. Э.И. Ефремова. К.: Наукова думка, 1987. 236 с.
8. Шляпин А.В. Распределение энергии взрыва скважинного заряда в массиве горных пород / Научно-технический журнал «Горный информационно-аналитический бюллетень». М : Изд-во Горная книга, 2010. № 1. С. 277–279.
9. Спосіб вибухового руйнування міцних анізотропних гірських порід складної будови на блоці: пат. на кор. модель 96511 Україна / Єфремов Е.І., Коновал С.В., Кратковський І.Л., Іщенко К.С., Круковська В.В., Коновал В.М.; u201409009; заявлено 11.08.2014; опубл.10.02.2015. Бюл. № 3.
10. Зорин А.Н., Халимендик Ю.М., Колесников В.Г. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых: монография. М.: ООО «Недра- Бизнесцентр», 2001. 413 с.
11. Зорин А.Н. Управление динамическими проявлениями горного давления: монография. М.: Недра, 1978. 175 с.
12. Ефремов Э.И., Харитонов В.Н., Семенюк И.А. Взрывное разрушение выбросоопасных пород в глубоких шахтах: монография. М.: Недра, 1979. 253 с.

13. Харитонов В.Н., Семенюк И.А., Черныгина Л.Ф. Управляемое разрушение напряженных и выбросоопасных пород: монография. Киев: Наук. думка, 1982. 176 с.
14. Зорин А.Н., Колесников В.Г., Долинина Н.Н. Механика управления гетерогенным упруго-наследственным горным массивом: монография. К. : Наук. думка, 1981. 288 с.
15. Потураев В.Н., Булат А.Ф., Колесников В.Г. Физико-технические аспекты разрушения горных пород и проблемы геомеханики / ФТПРПИ. 1991. № 2. С. 61–68.
16. Колесников В.Г. Управление разрушением напряженных пород с позиций динамической микромеханики / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 1997. № 3. С. 14–18.
17. Ханукаев А.Н., Кусов Н.Ф., Пшеничный В.И. [и др.]. Снижение напряженности массива с помощью взрыва: монография. М.: Наука, 1979. 120 с.
18. Юревич Г.Г., Трофимов В.Д. Горная геомеханика глубинных взрывов: монография. М.: Недра, 1980. 155 с.
19. John G. Henning, Hani S. Mitri. Numerical modeling of ore dilution in blasthole stoping / International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. July 2007. № 5. PP. 692–703.
20. Zhi-Liang Wang, Yong-Chi Li, Shen R.F. Numerical simulation of tensile damage and blast crater in brittle rock due to underground explosion / International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. July 2007. № 5. PP. 730–738.
21. Зуєвська Н.В., Лозовий С.О. Імітаційне моделювання армуванням щебенем лесового ґрунтового масиву енергією вибуху / Проблеми гірського тиску. 2013. № 22. С. 37–47.
22. Круковская В.В., Круковский А.П. Математическое моделирование геомеханических и фильтрационных процессов при проходке выработок буровзрывным способом в режиме сотрясательного взрывания / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2009. № 81. С. 147–156.
23. Чернигина Л.Ф., Ищенко К.С., Бутырин А.Г. Эффективность способов управления взрывным разрушением напряженных пород / Уголь Украины. 2003. № 6. С. 26–28.
24. Ищенко К.С., Ищенко А.К. Повышение эффективности способов управления взрывным разрушением крепких напряженных пород в глубоких шахтах / Уголь. 2009. № 2. С. 9–12.

25. Іщенко О.К. Обґрунтування параметрів способу вибухового руйнування гірських порід з урахуванням напружено-деформованого стану масиву в забої виробки: Автореф. дис..... канд. техн. наук: 05.15.09 / О.К. Іщенко. Дніпропетровськ: Державний ВУЗ НГУ, 2014. 22 с.
26. Ищенко К.С., Коновал В.Н. Повышение эффективности взрывной проходки выработок на рудных шахтах / *Металлургическая и горнорудная промышленность*. Днепропетровск, 2006. № 6. С. 68–70.
27. Миндели Э.О., Вайнштейн Л.А., Демчук П.А. Взрывные работы на глубоких горизонтах шахт. Донецк: Донбасс, 1971. 95 с.
28. Ищенко К.С. Управление взрывным разрушением напряженных горных пород – один из путей снижения дальности разлета породы и повреждения постоянного крепления в забое подготовительной выработки / *Науковий вісник НГУ*. Дніпропетровськ, 2008. № 1. С. 19–25.
29. Ищенко К.С., Налисько Н.Н. Повышение эффективности способов взрывного разрушения крепких напряженных пород при проведении выработок в шахтах / *Науковий вісник НГУ*. Дніпропетровськ, 2008. № 2. С. 12–16.
30. Мучник С. В. Применение турбовзрывания для перераспределения энергии взрыва по высоте уступа / *Горный журнал*. 2003. № 6. С. 24–27.
31. Тищенко. С.В., Федоренко П.Й., Еременко Г.И. [и др.]. Обоснование параметров скважинного заряда взрывчатого вещества с воздушным промежутком и отражателем из сыпучих материалов / *Металлургическая и горнорудная промышленность*. Днепропетровск, 2015. № 2. С. 90–93.
32. Ефремов Э.И., Никифорова В.А., Ромашко А.М. О механизме разрушения горных пород цилиндрическими зарядами с кольцевыми инертными зазорами / *Вісник Кременчуцького національного університету*. Кременчук: КрНУ, 2012. Вип. 1/2012(72). С. 127–130.
33. Колесникова В.В. Основные направления комплексного использования отвальной массы горнодобывающих предприятий / *Проблеми екології*. Донецьк: ДонНТУ, 2008. № 1–2. С. 31–35.
34. Szlązak N., Obracaj D., Swolkień J. Methane drainage from roof strata using an overlying drainage gallery. *International Journal of Coal Geology*. 2014. Vol. 136. P. 99–115.
35. Ермолович Е. А., Измestьев К. А., Ермолович О. В., Шок И. А. Исследование свойств лежалых отходов обогащения железистых

кварцитов и создание на их основе закладочных материалов / Горный журнал. 2015. № 5. С. 26–30.

36. Ищенко К.С., Кратковский И.Л. Экспериментальные исследования влияния микроструктуры на характер взрывного разрушения урановых руд Ватутинского месторождения / Науковий вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2008. № 8. С. 58-64.

37. Спосіб оцінки структурних змін анізотропних гірських порід при динамічному навантаженні на моделях: пат. на кор. модель 85757 Україна / Іщенко К.С., Кратковський І.Л., Баскевич О.С. № у 201308029; заявлено 25.06. 2013; опубл. 25.11. 2013. Бюл. № 22.

38. Спосіб оцінки енергоємності руйнування анізотропних гірських порід при різних видах навантаження на моделях: пат. на кор. модель 95218 Україна / Іщенко К.С., Коновал С.В., Савельєв Д.В., Кратковський І.Л., Круковська В.В. № у 201407830; заявлено 11.07. 2014; опубл. 10.12. 2014. Бюл. № 23.

39. Барон Л.И. Кусковатость и методы ее измерения. М.: Изд-во АН СССР, 1960. 124 с.

40. Вибуховий прилад конденсаторний: пат. на винахід 98546 Україна / Іщенко К.С., Іщенко О.К. № а 201012302; заявлено 18.10. 2010; опубл. 25.05. 2012. Бюл. № 10.

41. Ищенко К.С., Кратковский И.Л., Баскевич А.С. Структурные изменения в породах различного генезиса при действии динамических нагрузок / Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: Сб. науч. тр. ИГД СО РАН. Новосибирск, 2012. Том.1. С. 77-82.

42. Коваль С.А., Войцеховский Г.В. Компьютерная обработка результатов гранулометрического анализа песчаных пород и их генетическая интерпретация. Методические указания. Воронеж: Изд-во ВГУ, 2001. 35 с.

43. Кратковский И.Л. Влияние режима кристаллизации гранитов на мобильность системы трансляционного скольжения в кварце / Науковий Вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2009. № 6. С. 54-63.

44. Ihor Kratkovskiy, Ernest Yefremov, Kostyantyn Ishchenko and Sergo Khomeriki. X-ray diffraction method application to assess the energy losses on explosive-rock contact under various blasting / Materially II-ye International Conference «Essays of Mining Science and Practice», Dnipro, Ukraine, April 25-27, 2020. Dnipro, 2020. p. 51.

45. Greggs D., Bell J. Experiments bearing upon the orientation of quartz in deformation rocks / Geol. Soc. American Bull, 1938. vol. 49. PP. 1723-1746.

46. Петч Н. Металлографические аспекты разрушения / Разрушение. М.: Мир, 1973. Т.1. С. 375-420.
47. Справочник физических констант горных пород / Под ред. С. Кларка мл. – М.: Мир, 1969. – 543 с.
48. Томсон, Р.М. Строение твердых тел / Р.М. Томсон, Ф. Зейц // Разрушение. – М.: Мир, 1973. – Т.1. – С.15-111.
49. Ефремов Э.И. Пономарев А.В., Кратковский И.Л., Ищенко К.С. Экспериментальные исследования влияния скорости взрывного нагружения на выход пылевидных фракций при разрушении горных пород / Геотехническая механика: Межвед. сб. науч.тр., Ин-т геотех. мех. НАН Украины, Вып. 26, Днепропетровск, 2001. – С.8-12.
50. Спосіб оцінки характеру тріщиноутворення в гірських породах складної будови при динамічному навантаженні на зразках моделі гірського масиву: пат. на винахід 111276 Україна / Іщенко К.С., Кратковський І.Л. № а 201411464; заявлено 21.10. 2014; опубл. 25.04. 2016. Бюл. № 8.
51. Ищенко К.С., Кратковский И.Л. Влияние микроструктуры на характер взрывного разрушения метасоматитов / Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: Сб. научн. тр. ИГД СО РАН. Новосибирск, 2010. Том.1. С.77-82.
52. Саранчина Г.М. Федоровский метод. Л.: Изд-во Ленинградского ун-та, 1963. 153 с.
53. Мяделец Б.Н., Кратковский И.Л. Особенности внутреннего строения гранитов и методы их исследования. Днепропетровск, 1975. 9 с. Рукопись деп. в ВИНТИ 07.04.75. № 933-75 Деп.
54. Sander B. Gefugekunde der Gesteine. Vienna, 1930. 156 p.
55. Ефремов Э.И., Никифорова В.А., Ищенко К.С. Способы отбойки горных пород удлинёнными зарядами переменного сечения / Сучасні ресурсо-енергозберігаючі технології гірничого виробництва. Наук.-виробн. збірник. Кременчук, 2008. Вип.1. №1. С.7-11.
56. Спосіб формування свердловинного заряду вибухової речовини (ВР): пат. на винахід 79805 Україна / Булат А.Ф., Іщенко К.С., Осінній. В.Я. № а 200501166; заявлено 09.02. 2005; опубл. 25.07. 2007. Бюл. №7.
57. Спосіб формування свердловинного заряду кумулятивної дії для вибухового руйнування гірських порід: пат. на винахід 86138 Україна / Булат А.Ф., Іщенко К.С., Джос В.П., Осінній В.Я., Лисиця Н.І., Іщенко О.К. № а 200708501; заявлено 24.07. 2007; опубл. 25.03. 2009. Бюл. №6.

58. Дубнов Л.В., Бахареви́ч Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. М.: Недра, 1988. 360с.
59. Покровский Г.И. Взрыв. М.: Недра, 1980. 190 с.
60. Ефремов, Э.И., Комир, В.М., Никифорова В.А. Оценка эффективности действия смесевых зарядов ВВ с энергоактивными добавками / Высокоэнергетическая обработка материалов. Днепропетровск: НГАУ. 1999. № 8. С. 77-80.
61. Вибухова суміш: пат. на корисну модель 88299 Україна / Е.І. Єфремов, К.С. Іщенко, В.О. Никифорова; заявник і власник патенту Е.І. Єфремов, К.С. Іщенко, В.О. Никифорова. № u2013 11525 заявлено від 30.09.13; опубл. 11.03.14; Бюл. №5.
62. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом / Под. ред. Б.Н. Кутузова. М.: Недра, 1981. 256 с.
63. Кук, М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. М.: Недра, 1980. 453 с.
64. Іонізаційний датчик: пат. на кор. модель 87169 Україна / Іщенко К.С. № u 201309728; заявлено 05.08. 2013; опубл. 27.01. 2014. Бюл. № 2.
65. Іщенко К. С. Исследование детонационных процессов в удлинённых зарядах ВВ переменного сечения / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2012. №101. С. 166-180.
66. Пристрій для формування порожнин в термопластичних матеріалах: пат. на кор. модель 109447 Україна / Іщенко К.С. № u 201601846 заявлено 26. 02. 2016; опубл.25.08. 2016. Бюл. №, 16.
67. Устройство для моделирования взрывов на выброс: АС 1351251 СССР / Родак С.Н., Мячина Н.И., Никифорова В.А., Сердюк А.И. № 4039636/22-03 заявлено від 18.03.1986; зарег. 08.07.1987.– ДСП.
68. Спосіб моделювання вибухового руйнування гірських порід: пат. на винахід 110745 Україна / Коновал С.В., Іщенко К.С., Кратковський І. Л., Круковська В.В., Коновал В.М. № a2014 08761, заявлено від 04.08.14; опубл. 10.02.2016 – Бюл. № 3.
69. Іщенко К.С. Способ создания неоднородного взрывного нагружения твердой среды по длине заряда / Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва: Науково-виробничий збірник КрНУ ім. Михайла Остроградського. – Кременчук, 2012. №2(10). С.83-88.
70. Глозман И.А. Пьезоэлектрические материалы в электронной технике. М.-Л.: Энергия, 1965. 192с.

71. Стенд для моделювання заряджання свердловин: пат. на кор. модель 109448 Україна / Іщенко К.С. № у 201601847; заявлено 26.02. 2016. опубл. 25.08. 2016. Бюл. №16.
72. Спосіб вибухового руйнування локально-тріщинуватих анізотропних гірських порід: пат. на винахід 105730, Україна / Іщенко К.С., Коновал С.В., Кратковський І.Л., Коновал В.М. № а 201307372; заявлено 11.06. 2013; опубл. 10.06. 2014. Бюл. №11.
73. Cook N.G.W. The failure of rock / Int. J. Rock Mech. and Mining Sci., 1962. vol. 2, №4. P. 389-403.
74. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. М.: Наука, 1974. 640 с.
75. Петухов И.М., Линьков А.М., Сидоров В.С., Фельдман И.А. Теория защитных пластов. М.: Недра, 1976. 224 с.
76. Спосіб імітації напружено-деформованого стану гірського масиву на моделях: пат. на кор. модель 76838 Україна / Іщенко К.С., Круковська В.В., Круковский О.П., Іщенко О.К. № а 201101078; заявлено 31.01.2011; опубл. 25.01. 2013. Бюл. №2.
77. Іщенко К.С., Круковская В.В., Круковский А.П., Іщенко А.К. Физическое и численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород в забое выработки / Науковий Вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2012. №2. С. 85-91.
78. Іщенко К.С., Круковская В.В., Круковский А.П., Іщенко А.К. Экспериментально-аналитические исследования поля напряжений в забое выработки глубоких шахт / Нелинейные геомеханико-геодинамические процессы при отработке месторождений полезных ископаемых на больших глубинах»: Сб. науч. тр. ИГД СО РАН. Новосибирск, 2012. С. 428-433.
79. Круковская В.В., Круковский А.П., Іщенко К.С. Исследование напряженного состояния массива горных пород при образовании врубовой полости в забое выработки / Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2010. №89. С. 91-98.
80. Кияшко Ю.И., Круковская В.В., Іщенко К.С., Круковский А.П. Моделирование геомеханических процессов в массиве горных пород при взрыве шпурового заряда ВВ на компенсационную скважину / Изв. ВУЗов Горн. Журнал, 2013. №7. С.75-79.
81. Іщенко А.К., Коновал С.В. Метод крупных частиц в решении задач гидродинамики взрывного разрушения напряженных сред /

Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2010. №89. С. 51-54.

82. Ищенко А.К. Выбор и оптимизация состава ячеистой твердеющей смеси для забойки шпуровых и скважинных зарядов / Науковий вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2009. № 6. С.12-16.

83. Спосіб моделювання вибухового руйнування гірських порід: пат. на винахід 104707 Україна / Іщенко К.С. № а 201306232; заявлено 20.05. 2013; опубл. 25.02. 2014. Бюл. № 4.

84. Іщенко К.С., Ус С.А., Вдовиченко М.М. Оптимізація параметрів вруба для ефективного руйнування напруженого середовища вибухом / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2010. №90. С. 25-34.

85. Спосіб утворення врубової порожнини в міцних напружених породах: пат. на винахід 88827 Україна / Булат А.Ф., Іщенко К.С., Осінній В.Я. № а200803853; заявлено 27.03. 2008; опубл. 25.11. 2009. Бюл. №22.

86. Спосіб відбивання напружених гірських порід: пат. на винахід 89289 Україна / Чернай А.В., Іщенко О.К. – №а 2008 14561; заявлено. 13.05.2008; опубл. 11.01.2010. Бюл. №1.

87. Ge, S., Zhong, M. S., Wang, M., Long, Y., Liu, Y., Xu, J. L. Collapse process and impact effect of viaduct demolition based on centrifugal model / *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, №115, 2019, P. 246-251.

88. Nesterova, Y. S., Experience of destressing slotting to prevent gasdynamic events in mechanized carnallite mining / *Journal of Mining Science*, 53(2), 2017, P. 291-298.

89. Wang, Y. B. Study of the dynamic fracture effect using slotted cartridge decoupling charge blasting / *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 96, 2017. P.34-46.

90. Rossmannith, H. P., Fourney, W. L. Fracture initiation and stress wave diffraction at cracked interfaces in layered media I. brittle/brittle transition / *Rock Mechanics*, 14, 1982. P. 209-233.

91. Kutter, H. K., Fairhurst, C. On the fracture process in blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. Pergamon*, 8(3), 1971. P. 181-202.

92. Ищенко К.С., Коновал С.В, Кратковский И.Л. Круковская В.В, Круковский А.П. Особенности разрушения твердых сред зарядами ВВ различной формы / *Известия ВУЗов «Горный журнал»*, 2015. №5. С. 93-101.

93. Ищенко К.С. Моделирование геомеханических процессов в массиве добычного блока крутопадающей рудной залежи / Науковий Вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2013. №6. С.12-20.

94. Ищенко К.С. Экспериментально-аналитические исследования геомеханических процессов вокруг добычной камеры крутопадающей рудной залежи / Геомеханика в горном деле: сб. научн. трудов ИГД УрО РАН. Екатеринбург, 2014. С. 196-204.

95. Спосіб проведення гірничої виробки: пат. на винахід 79129 Україна / Булат А.Ф., Ищенко К.С., Осінній В.Я. № а 200501163; заявлено 09.02. 2005; опубл. 25.05. 2007. Бюл. №7.

96. Спосіб проведення гірничої виробки: пат. на винахід 88825 Україна / Булат А.Ф., Ищенко К.С., Осінній В.Я. № а 200801166; заявлено 11.03. 2008; опубл. 25.11. 2009. Бюл. №22.

97. Ищенко К.С., Ус С.А., Вдовиченко М.М. Рішення оптимізаційних моделей вибору і обґрунтування параметрів буровибухових робіт для ефективного руйнування анізотропних гірських порід / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2011. №94. С. 272-282.

98. Суміш для закладки виробленого простору: пат. на винахід 81699 Україна / Булат А.Ф., Перепелиця В.Г., Ищенко К.С., Осінній В.Я., Осіння Н.В., Коновал В.М., Ищенко О.К. № а 200603725; заявлено 05.04. 2006; опубл. 25.01. 2008. Бюл. № 2.

99. Суміш для закладки виробленого простору: пат. на винахід 81698 Україна / Булат А.Ф., Перепелиця В.Г., Ищенко К.С., Осінній В.Я., Осіння Н.В., Коновал В.М., Ищенко О.К. № а 200603724; заявлено 05.04. 2006; опубл. 25.01. 2008. Бюл. № 2.

100. Сполука твердіючої суміші: пат. на винахід 86150 Україна / Булат А.Ф., Перепелиця В.Г., Ищенко К.С., Осінній В.Я., Осіння Н.В., Коновал В.М., Ищенко О.К. №. А 200709708; заявлено 28.08. 2007; опубл. 25.03. 2009. Бюл. № 6.

101. Ищенко К.С., Коновал В.Н., Ищенко А.К. Влияние водотвердого отношения и коэффициента вспучивания поверхности на оптимизацию состава ячеистой твердеющей смеси / Науковий Вісник НГУ. Днепропетровск, 2004. №6. С.23-27.

102. Стенд для дослідження видимання і температури коміркової твердіючої суміші: пат. на кор. модель 61094 Україна / Ищенко К.С., Ищенко О.К. № а 201014561; заявлено 06.12. 2010; опубл..11.07. 2011. Бюл. №13. .

103. Ищенко К.С. Обоснование параметров уплотняющей нагрузки при формировании твердеющей смеси / Уголь Украины. 2013. №2. С.35-39.

104. Ищенко К.С. Экспериментально-аналитические исследования влияния скорости прессования твердеющей смеси на качество закладочного массива / Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепропетровск, 2012. №99. С.257-268.

105. Ищенко К.С., Ус С.А., Корела А.О. Застосування інтервальної регресійної моделі в задачі визначення оптимального складу закладної суміші / Науковий Вісник «НГУ». Дніпропетровськ, 2011. №6. С. 126-130.

106. Новицкий И.В., Ус С.А., Теорія ймовірностей і математична статистика. Дніпропетровськ: НГУ, 2010. 163 с.

107. Спосіб прогностної оцінки напружно-деформованого стану масиву гірських порід у заборі виробки: пат. на винахід 100054 Україна / Ищенко К.С., Кратковський І.Л., Маметова Л.Ф. № а 201014549; заявлено 06.12. 2010; опубл. 12.11. 2012. Бюл. №21.

108. Добыча и переработка урановых руд в Украине / Под ред. А.П. Чернова. К.: АДЕФ – Украина, 2001. 238 с.

109. Спосіб відбійки гірських порід: пат. на винахід 107147 Україна / Ищенко К.С. № а 201308980; заявлено 17.07. 2013; опубл. 25.11. 2014. Бюл. № 22.

110. Ishchenko O.K., Konoval, V.M., Ishchenko K. S. Efficiency of preparation of mountain mass at careers of building materials / Scientific bulletin of NMU. Dnipro, 2018. №4. P. 92-99.

111. Ищенко К.С., Зберовский В.В., Нискевич А.Н. Новые подходы к формированию врубовой полости / Уголь Украины. 2012. №7. С. 8-14.

112. Ищенко К.С., Зберовский В.В., Нискевич А.Н. Применение нового способа формирования врубовой полости при проведении выработок в глубоких шахтах / Нелинейные геомеханико-геодинамические процессы при отработке месторождений полезных ископаемых на больших глубинах: Сб. науч. тр. ИГД СО РАН. Новосибирск, 2012. С. 162-168.

113. ДСТУ 4704:2008. Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки. Замість ДСТУ П 4704:2006. Введ. 01.01.2009. К.: Держспоживстандарт, 2008. 10 с.

114. ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд». К.: Держспоживстандарт України, 2010. 6 с.

115. ДБН В.1.1-12:2014 «Будівництво у сейсмічних районах України». К.: Міністерство регіонального розвитку будівництва та житлово-комунального господарства України, 2014. 110 с.

116. Генетические типы и закономерности размещения урановых месторождений Украины / Под ред. Я.Н. Белевцева и В.Б. Коваля. К.: Наук. думка, 1995. 396 с.

117. Resource-saving technology of uranium ore mining, 2018, Ishchenko O.K., Kratkovsky I.L., Ishchenko K.S. Innovative development of resource-saving technologies for mining: Multi-authored monograph. Sofia: Publishing House "St. Ivan Rilski" University of mining and geology, P.104-127.

118. Джидзалов М.С. Управление параметрами заряда в перебуре с целью снижения сейсмического действия взрыва в стесненных условиях / М.С. Джидзалов // сб.: Взрывная отбойка на рудниках Хибин / Ш АН СССР, Апатиты, 1983. – С. 183–192.

119. Юревич Г.Г. Охрана горных выработок от воздействия взрывов / Г.Г. Юревич, В.Д. Беляков, Б.Н. Севастьянов. – М.; Недра, 1972. – 136 с.

120. Сафонов Л.В. Влияние последовательности взрывания скважинных зарядов на величину сейсмического эффекта / Л.В. Сафонов. – Горный журнал. – 1965. – № 10. – С. 56–57.

121. Замеров Н.Ф. Исследование на моделях параметров взрывной отбойки сплошных сульфидных руд / Н.Ф. Замеров, А.А. Смирнов, В.Н. Щумило // Результаты исследований по разработке рудных месторождений. – М., Недра, 1971. – С. 149–154.

122. Анциферов М.С. Метод направленного регулирования сейсмического эффекта при массовых порядных взрывах / М.С. Анциферов, Р.Ф. Никитченко, Н.Г. Балакирева // Взрывное дело. – М., Недра, 1968. – № 64/21. – С. 231–240.

123. Закусило Р.В. Засоби ініціювання промислових зарядів вибухових речовин : монографія / Р.В. Закусило, В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – 212 с.

124. Кравець В.Г. Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху : монографія / В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук, В.В. Бойко. – Житомир : ЖДТУ, 2015. – 408 с.

125. Коробійчук В.В. Дослідження впливу часу руйнування негабаритів на об'єм утворених кондиційних шматків / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2014. – № 3 (70). – С. 134–139.

Наукове видання

ЗУЄВСЬКА Надія Валерівна

ІЩЕНКО Костянтин Степанович

ІЩЕНКО Олексій Костянтинович

КОРОБІЙЧУК Валентин Вацлавович

**ГЕОМЕХАНІКА ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ МАСИВУ
МІЦНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС БУДІВНИЦТВА
ПІДЗЕМНИХ СПОРУД**

Монографія

Технічний редактор: В.В. Коробійчук

Комп'ютерний набір: К.С. Іщенко

Підп. до друку 17.01.2022. Формат 60×84/16. Папір офс.

Гарнітура Times New Roman. Ум. друк. арк. 22,9.
