

УДК 622.236

№ держреєстрації 0123U102944

Товариство з обмеженою відповідальністю  
«ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
69008, м. Запоріжжя вул. Південне шосе 80

ЗАТВЕРДЖУЮ

проректор з науково-дослідної  
роботи

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»



Володимир КУХАР  
«05» червня 2024 року

**ЗВІТ**

**ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ**

**«Наукове та інженерне обґрунтування шляхів підвищення  
ефективності руйнування гірських порід при видобуванні твердих  
корисних копалин»  
(проміжний)**

Етап 1. Аналіз та узагальнення теоретичних основ і досвіду  
руйнування гірських порід. Дослідження параметрів руйнування гірських  
порід та обґрунтування їх раціональних значень

Науковий керівник, к.т.н., доцент  В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ  
«31» травня 2024 року

2024

Рукопис закінчено «31» травня 2024 року

Результати роботи розглянуто Науково-технічною радою  
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», протокол  
№ 8 від «05» червня 2024 року

## СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР,  
канд. техн. наук, доцент

В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ  
(вступ, розділ 1,  
висновки, )

Відповідальний  
виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Ігор ГРИГОР'ЄВ  
(вступ, розділ 2)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Ганна БРУЙ  
(розділ 3)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Юліан ГРИГОР'ЄВ  
(розділ 2)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Ігор КРУПКО  
(розділ 2)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Наталія КУШНІРУК  
(розділ 5)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Костянтин ЛЕВЧЕНКО  
(розділ 5)

Виконавець, д-р техн.  
наук, професор

Валентин НАЗАРЕНКО  
(розділ 3)

Виконавець, д-р геол.  
наук, професор

Ольга ОРЛІНСЬКА  
(розділ 4)

Виконавець, д-р техн.  
наук, професор

Віталій ПІЛЮГІН  
(розділ 1)

Виконавець, д-р техн.  
наук, професор

Іван САХНО  
(розділ 1)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Світлана САХНО  
(розділ 1)

Виконавець, канд техн.  
наук, доцент

Єгор ШВЕЦЬ  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти

Олександр  
ГЕРАСИМЧУК  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти

Олена КРАСУЛЯ  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти



Михайло НОВІКОВ  
(розділ 1)

Виконавець, здобувач  
освіти



Олексій СИСТЄРОВ  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти



Сергій СЛЮСАР  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти



Олександр СМІРНОВ  
(розділ 2)

Виконавець, здобувач  
освіти



Станіслав ЯКОВЕНКО  
(розділ 2)

## РЕФЕРАТ

**ЗВІТ про НДР: 57 с., 61 джерело.**

**Ключові слова:** вибухове руйнування, механічне руйнування, спрямоване невибухове руйнування, тріщинуватість, порушеність, гірський масив, подрібнення, геолого-маркшейдерський супровід

**Об'єкт дослідження** – технологічні процеси руйнування гірських порід та гірниче обладнання.

**Мета роботи** – підвищення ефективності руйнування гірських порід при видобуванні твердих корисних копалин.

**Предмет дослідження:** показники ефективності процесу руйнування гірських порід, підготовки їх до виймання та параметри гранулометричного складу подрібненої маси.

**Результати та їх новизна:** виконано аналіз та узагальнення теоретичних основ і досвіду руйнування гірських порід, досліджено параметри руйнування, подано заявку на корисну модель.

**Інформація щодо впровадження** – на першому етапі впровадження не передбачене.

**Рекомендації щодо використання** – результати використовуватимуться при виконанні другого етапу роботи та у навчальному процесі.

**Сфера застосування:** підприємства гірничодобувної галузі та навчальний процес в Університеті.

**Економічна та соціально-економічна ефективність роботи:** по завершенні розробки доцільно використання у гірничодобувній галузі.

**Значимість роботи:** робота значима для видобувної галузі.

**Висновки, пропозиції щодо розвитку об'єкта дослідження й доцільності продовження досліджень:** об'єкт дослідження актуальний, доцільно продовжити дослідження.

**Умови одержання ЗВІТУ:** за договором (для заключного звіту).

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ВИДОБУВАННІ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ.....	7
2 РУЙНУВАННЯ ТА ПОДРІБНЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ВИДОБУВАННІ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ.....	20
3 МАРКШЕЙДЕРСЬКИЙ МОНІТОРИНГ СТАНУ ПОРУШЕНОГО ГІРСЬКОГО МАСИВУ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА.....	23
4 ДЕФОРМАЦІЯ ТА РУЙНУВАННЯ ПОРІД У ГЕОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСАХ .....	35
5 ОСОБЛИВОСТІ РУЙНУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ПРИ ЗБАГАЧЕННІ ТА ПЕРЕРОБЦІ.....	39
ВИСНОВКИ .....	48
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	49

## ВСТУП

Гірничо-видобувна промисловість є однією з базових галузей економіки України, яка постачає енергетичні ресурси та сировину народно-господарському комплексу держав. Тому ефективність розробки родовищ корисних копалин, зокрема, твердих, суттєвим чином впливає на економічну безпеку та розвиток країни. Руйнування гірських порід та корисних копалин є одним з базових процесів при підземній та відкритій розробці родовищ, будівництві та експлуатації гірничодобувних підприємств, переробці та збагаченні сировини. Руйнування та порушення масиву гірських порід є також об'єктом вивчення під час геолого-маркшейдерського супроводу гірничих робіт. При підземній технології видобутку руйнування відбувається у підготовчих та очисних вибоях, при відкритій технології руйнування входить до комплексу робіт з підготовки гірських порід до виймання. Якісні показники вибухового та механічного руйнування значною мірою визначають ефективність подальшого технологічного ланцюга видобутку та переробки твердих корисних копалин.

Отже, підвищення ефективності руйнування гірських порід при видобуванні твердих корисних копалин є нагальною і актуальною проблемою для сучасних гірничодобувних підприємств.

Метою першого річного етапу виконання теми є аналіз та узагальнення теоретичних основ і досвіду руйнування гірських порід, дослідження параметрів руйнування гірських порід та обґрунтування їх раціональних значень.

## 1 РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ВИДОБУВАННІ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ

Руйнування гірських порід є одним із основних процесів у сучасній гірничодобувній промисловості. Найпоширенішим способом руйнування міцних гірських порід (з міцністю більше 6 од. по шкалі проф. Протодьяконова) є вибуховий спосіб. Руйнування гірських порід вибухом пов'язано з численними шкідливими впливами на навколишній масив і середовище такими як вібрація, утворення пилу, розвиток природної тріщинуватості і ослаблення порід [1]. До того ж ведення вибухових робіт пов'язано з ризиками пошкодження обладнання, приладів, комунікацій, які знаходяться в зоні впливу вибухових робіт. Тому розробка та застосування більш екологічних і нединамічних методів руйнування міцних порід, як альтернативи вибуховому руйнуванню порід є актуальною проблемою. Цією альтернативою є використання невибухових руйнуючих сумішей (НРС), які широко застосовуються для руйнування скельних порід або бетонних конструкцій, проведення виробок та нетрадиційних способах розвідки газу.

Розглянемо спосіб спрямованого руйнування гірських порід невибуховими руйнуючими сумішами.

НРС – це порошкоподібна речовина, яка має тенденцію до об'ємного розширення при гідратації за рахунок утворення гідроксиду кальцію або еттрингіту. Тиск розширення НРС залежить від діаметра отвору, вмісту води, температури навколишнього середовища, властивостей породи і може перевищувати 50-80 МПа. Основними характеристиками НРС, що визначають ефективність його використання в гірництві, є розширювальний тиск, час руйнування, стійкість до різних температур і води. На ці напрямки спрямовані основні зусилля вчених.

Розширення НРС зумовлене гідратацією СаО [2, 3]. Таким чином, тиск розширення НРС прямо пропорційний вмісту СаО в суміші. Проте спроби збільшити величину розширювального тиску та швидкість його генерації за рахунок збільшення частки СаО виявилися неефективними. Наслідком збільшення частки СаО в суміші є неконтрольоване підвищення температури, википання хімічно незв'язаної води із суміші та викид НРС зі шпуру [3, 4].

Багато досліджень показали, що співвідношення вода/НРС обернено пропорційне значенню та швидкості створення тиску розширення, тоді як більш висока температура навколишнього середовища призводить до більш раннього та більшого тиску розширення [5]. Проте регулювання швидкості утворення розширювального тиску та його величини шляхом нагрівання води (перед змішуванням) або суміші НРС неефективно, оскільки призводить до неконтрольованого збільшення тепла та викиду НРС зі шпуру. Причиною цього явища є екзотермічний тип реакції гідратації СаО.

Сьогодні очевидно, що для підвищення швидкості створення експансивного тиску без викиду НРС зі свердловини необхідно внести корективи в системи НРС, які виготовляються шляхом змішування з іншими цементуючими сумішами. Як прискорювачі запропоновано численні добавки, такі як гідроксиди лугів, силікати, фторосилікати, органічні сполуки, які по-різному впливають на процес гідратації в'язучих. Dessouki та ін. [6], запропоновано прискорити швидкість об'ємного розширення НРС шляхом додавання 15% СаSO<sub>4</sub>. De Silva та ін. [7] запропонували додати домішку для підвищення в'язкості (VEA) для покращення стійкості до вимивання модифікованого НРС, який можна ефективно використовувати у підводних умовах. Maneenoi та ін. [8]

показали, що додавання 4% мас.  $MgCl_2$  і 3% мас.  $CaCl_2$  прискорило початок руйнування на 47,4% і 61,2% відповідно.

У згаданих вище дослідженнях, значні позитивні результати були отримані в області вивчення та модифікації властивостей НРС. Проте механізм руйнування та оптимальні параметри руйнування ще потребують подальшого вивчення для підвищення ефективності невибухового руйнування. Основними параметрами технології невибухового руйнування є діаметр шпурів та відстань між ними. Більшість дослідників і виробників НРС рекомендують використовувати діаметри шпурів в діапазоні від 30 мм до 60 мм. Для розрахунку відстані між шпурами отримані емпіричні співвідношення та рівняння на основі механіки суцільного середовища.

Зусилля щодо контролю процесу руйнування також були зосереджені в основному на оптимізації схеми розташування шпурів. Наприклад, Nagada [2] рекомендував гексагональний тип схеми шпурів для оптимізації щільності тріщинуватості породи. Така оптимізація зазвичай полягає в досягненні максимального руйнування мінімальною кількістю шпурів. При цьому спрямоване руйнування, яке є досить актуальним для видобутку корисних копалин, практично не досліджується. Ідея використання НРС для спрямованого руйнування порід полягає в тому, щоб контролювати ініціацію та поширення тріщин. На відміну від інших методів руйнування, які утворюють численні радіальні тріщини, НРС зазвичай створюють три або рідко чотири тріщини навколо шпуру. Однак НРС може створити і одну, або дві тріщини з необхідною орієнтацією, якщо контролювати цей процес.

Бажане поширення мережі тріщин зазвичай досягається зміною розміру та відстані між шпурами та їх розташуванням. У процесі гідратації НРС створюється рівномірний тиск на внутрішню поверхню шпуру в усіх

напрямках. У цьому випадку місця зародження тріщин і їх поширення визначаються властивостями порід і їх неоднорідністю, які мають випадковий характер. Тому важко виключити небажану тріщинуватість за напрямками, які не збігаються з необхідними. При цьому можлива поява на поверхні шпуру додаткових тріщин, які не збігаються з необхідним напрямком.

У цьому дослідженні було запропоновано спосіб невибухового спрямованого руйнування порід. Запроваджено принцип направленого руйнування породи за рахунок використання патрона НРС, що дає можливість керованого спрямованого руйнування.

Принцип спрямованого руйнування породи за допомогою НРС.

Об'ємний тиск розширення НРС створює рівновелике поле напружень в навколошпуровій області при традиційному способі використання НРС – заливці в шпур. У такому випадку в зоні контакту з поверхнею шпуру порода стискається. Однак, оскільки розширення НРС призводить до збільшення діаметра шпуру, навколо нього виникають напруження розтягування (рис. 1.1а). Коли напруження розтягування перевищує міцність гірських порід на розрив, виникають тріщини. Ці тріщини є результатом розтягуючих напружень, спрямованих під прямим кутом до тріщини. Напруження стиску, розташовані паралельно тріщині, не мають суттєвого впливу на руйнування, оскільки міцність гірських порід на стиск значно перевищує міцність на розтягування, а швидкість трансформації напружень низька (рис. 1а). У випадку одиночного шпуру місце зародження тріщини визначається відстанню до вільної поверхні, неоднорідностями породи, прихованими тріщинами та дефектами. У випадку двох або більше шпурів тріщини виникають і поширюються між ними, якщо відстань між отворами розрахована правильно і в породі немає дефектів.

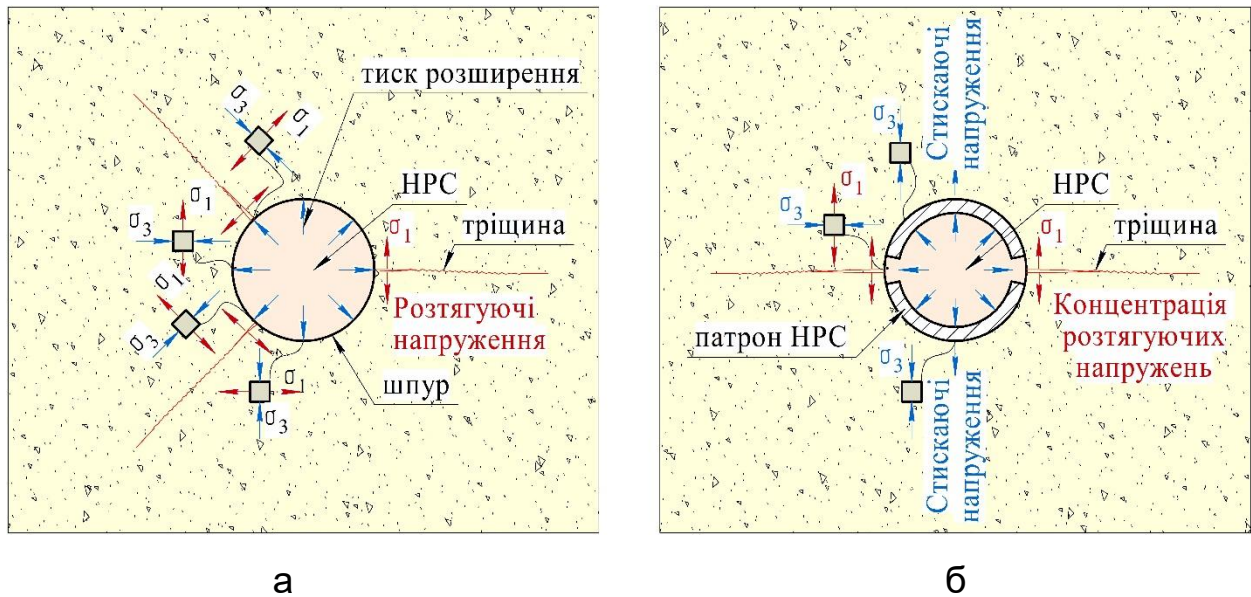


Рисунок 1.1 – Механізм руйнування за допомогою НРС: (а) некероване руйнування НРС; (б) спрямоване руйнування НРС

Ідея методу спрямованого руйнування, удосконалення якого наведено в цій роботі, полягає у штучному створенні концентраторів розтягуючих напружень на поверхні шпуру в необхідному місці. Реалізація цієї ідеї здійснюється шляхом додаткової установки в шпур патрона з НРС розміщеним всередині патрона, як показано на рисунку 1.1б.

Сьогодні відомий метод спрямованого руйнування у якому патрон складається з двох елементів кожен елемент являє собою половину сталеві труби із зовнішнім діаметром, рівним діаметру шпуру, отриману поздовжнім розрізом [9, 10]. При використанні такого патрона тиск НРС створює підвищені напруження розтягування в одному з діаметральних напрямків шпуру, що збігається з зазором патрона. У той же час в інших напрямках патрон захищає від виникнення високих розтягуючих напружень біля поверхні шпуру (рис. 1б). Концентрації напружень розтягування є місцями зародження тріщин у породі. Коли напруження

розтягування перевищує міцність породи на розрив, тріщина зароджується в необхідному напрямку. Поширення тріщини забезпечується впливом розтягуючих напружень при розширенні НРС. Таким чином, забезпечується направлений розрив породи.

Підтвердженням наведеному механізму є результати чисельного моделювання. Розподіл максимальних головних напружень на контурі шпуру при традиційному варіанті використання НРС і з використанням патрону наведено на рис. 1.2. Тиск саморозширення НРС при моделюванні складав 45 МПа.

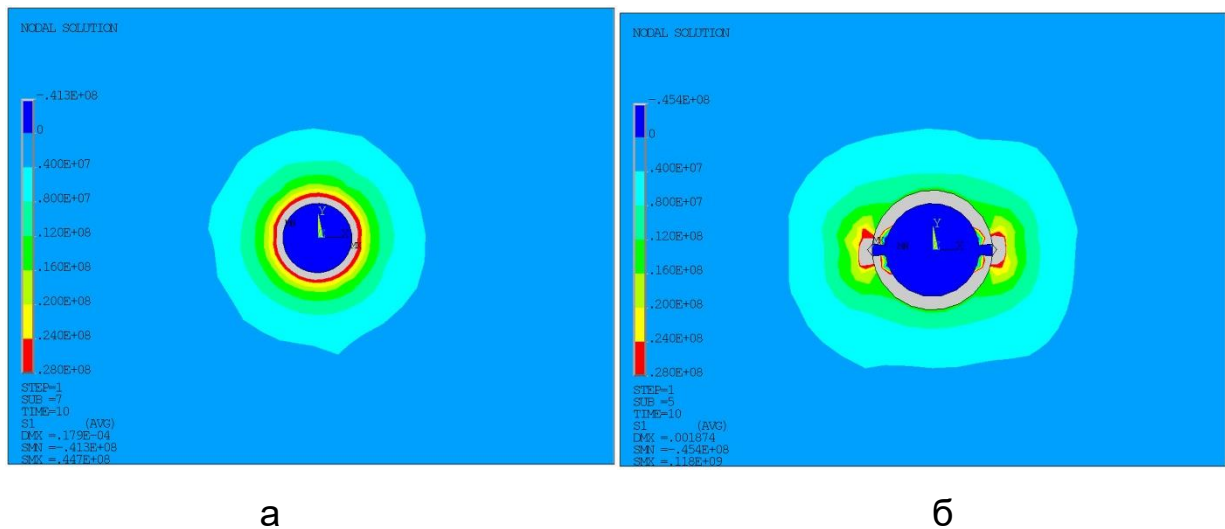


Рисунок 1.2 – Розподіл максимальних головних напружень навколо шпуру при традиційному руйнуванні НРС (а) і при використанні патрона (б)

Аналіз результатів моделювання свідчить, що на відміну від рівномірного поля напружень, що виникає у навколошпуровій області після заливки НРС (рис. 1.2а), після використання патрону формуються концентрації напружень, що перевищують межу міцності порід в декілька разів (рис. 3б).

Описаний спосіб досліджений в лабораторних умовах, а також підтверджений результатами випробування в реальних виробничих умовах.

Лабораторні експерименти з руйнування за допомогою НРС були проведені на пінобетонних плитах (розміри 200 × 150 × 70 мм) з шпуром 12 мм у центрі. В половину шпурів заливали НРС (рис. 1.2а), а в другу половину в додатково встановлювали патрони з металопластикової труби, діаметрально розрізаної по поздовжній осі (рис. 1.3б). Патрони встановлювалися таким чином, щоб зазори були орієнтовані по довгій стороні пластини, щоб виключити випадковість результату.

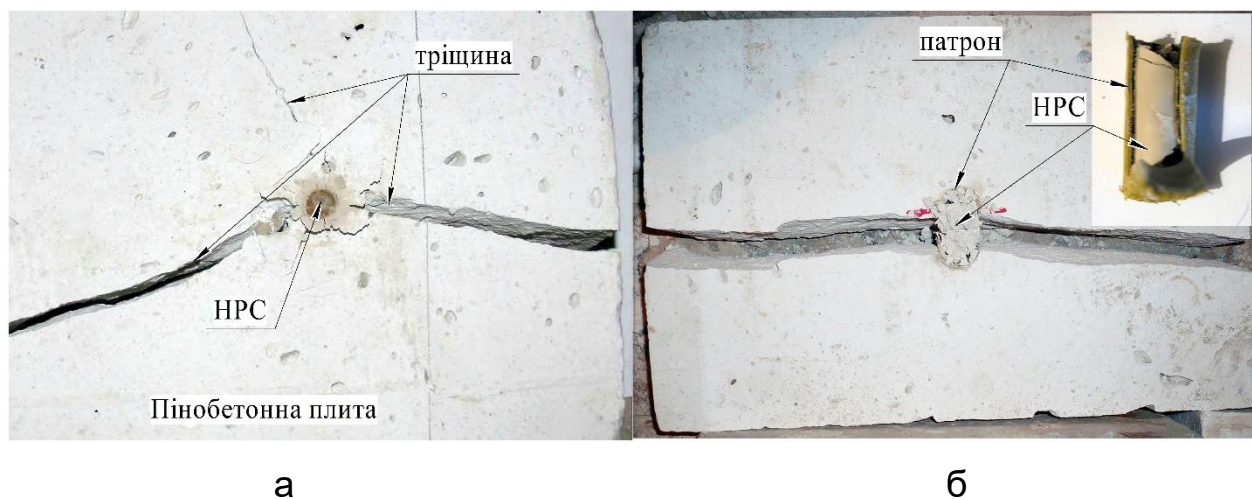


Рисунок 1.3 – Руйнування невибуховими руйнуючими сумішами: (а) традиційний метод заливкою НРС в шпур; (б) метод спрямованого руйнування з використанням патронів НРС

Результати випробувань підтвердили ефективність використання патронів. У тих плитах, в яких не були встановлені патрони, зароджувалися і поширювалися, як правило, три тріщини, як показано на рисунку 1.3а. Тріщини були випадково орієнтовані. У разі встановлення

патрона плита руйнувалась в напрямку, що збігається з зазором патрона, як показано на рисунку 1.3б.

Однак практичне використання розробленого авторами способу спрямованого руйнування показало, що наведене технічне рішення має недоліки. Патрон не дозволяє створювати спрямоване руйнування в напрямку, що не співпадає з діаметральним, тому неможливо забезпечити руйнування по ламаній лінії. Це обумовлено діаметральною орієнтацією прорізів в патроні. Окрім того оскільки патрон містить тільки два прорізи, і обидва вони орієнтовані вздовж однієї прямої, неможливо створити руйнування по більше ніж одній лінії. При використанні описаного патрона керування напрямом руйнування обмежено магістральною тріщиною. Тому метою подальших досліджень було удосконалення наведеного способу спрямованого руйнування.

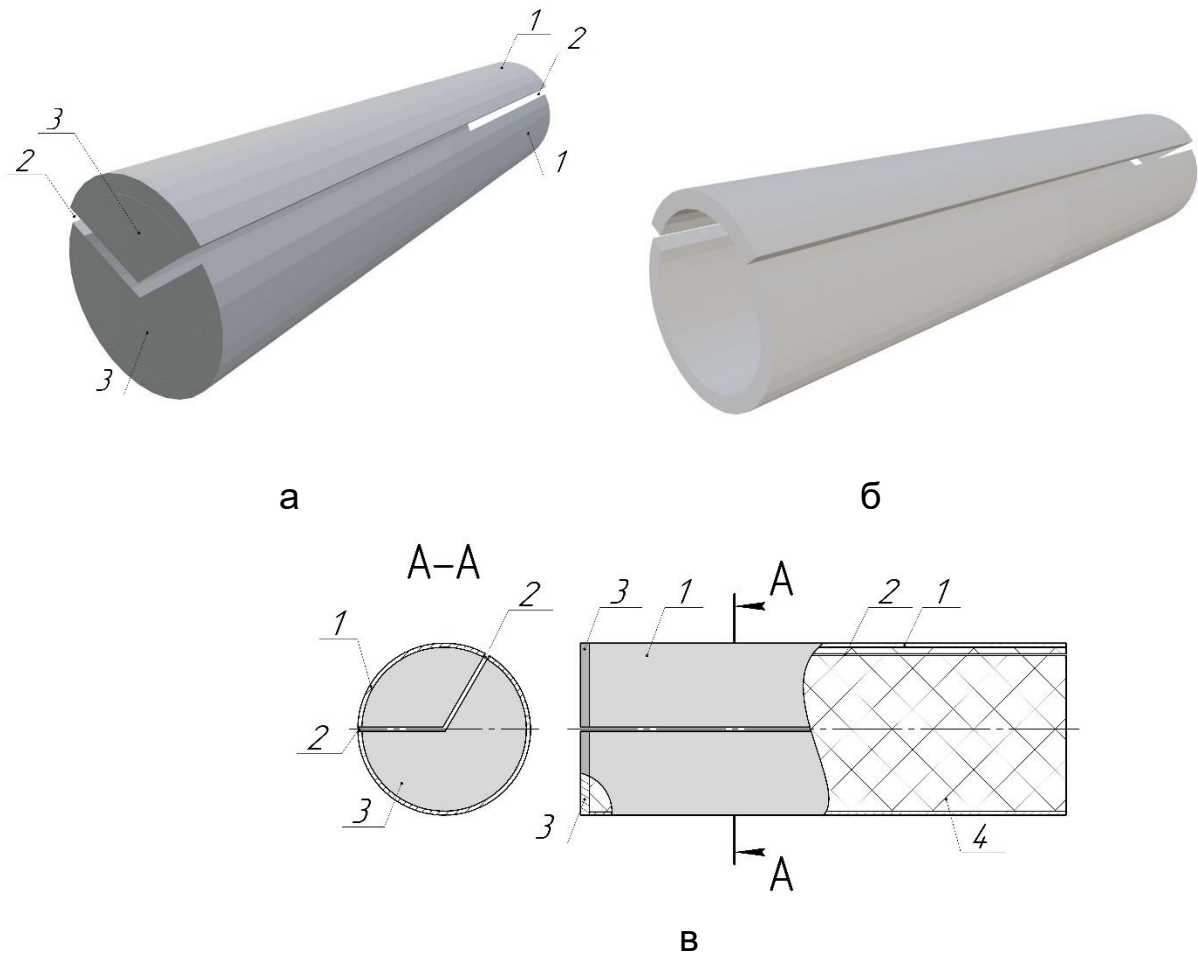
#### Результати.

Відомі пристрої для спрямованого руйнування [9] не забезпечують досягнення наведеного вище технічного результату з наступних причин. При реалізації відомого пристрою рівномірний тиск, який виникає всередині патрона в процесі саморозширення НРС, передається на стінки шпуру через оболонки патрона і при цьому у місцях співпадаючих з подовжніми розрізами в патроні, виникають зони концентрації розтягуючих напружень. Ці зони є місцями зародження тріщин і подальшого руйнування матеріалу. Оскільки розрізи в відомому патроні розташовані діаметрально, то і концентрації розтягуючих напружень виникають лише в діаметральному напрямку біля розрізів. Це не дозволяє керувати напрямом руйнування порід, якщо необхідна лінія руйнування є ламаною, або у випадку коли необхідно створити більше ніж одну магістральну тріщину.

В основу запропонованого патрону НРС поставлено завдання удосконалення патрона невибухової руйнуючої суміші, в якому за рахунок зміни форми конструктивних елементів і зміни їх кількості забезпечується керування розподілом напружень навколо шпуру і створення концентраторів розтягуючих напружень в необхідних напрямках, що дозволяє досягти надійного направленої руйнування матеріалів по траєкторії, яка не обмежується прямою лінією, або по різним траєкторіям, і призводить до спрощення виготовлення патронів.

Поставлене завдання вирішується тим, що в патроні невибухової руйнуючої суміші, що містить водонепроникну оболонку виготовлену з труби, усередині якої поміщена невибухова руйнуюча суміш, водонепроникна оболонка патрона виконана не менш ніж з двох частин труби, отриманих поздовжніми прорізами, які мають один глухий торець.

Виконання водонепроникної оболонки патрона НРС не менш ніж з двох частин труби, отриманих поздовжніми прорізами забезпечує утворення навколо шпуру нерівномірного поля напружень, що виникає внаслідок саморозширення НРС всередині патрона, з формуванням у місцях співпадаючих з прорізами в патроні, концентрацій розтягуючих напружень, ріст яких призводить до зародження тріщин і руйнування матеріалу в необхідному напрямку або напрямках. Оскільки положення прорізів не обмежено діаметральним напрямом, за допомогою патрону може бути досягнуто руйнування матеріалу по необхідній не лінійній траєкторії, а також створення в необхідних напрямках більше ніж однієї тріщини. Це дозволяє досягти надійного направленої руйнування матеріалів по траєкторії, яка не обмежується прямою лінією. На рис. 4 а, б наведено загальний вигляд патрона НРС в ізометрії. Поперечний і подовжній перетини патрона наведено на рис. 1.4в.



1 – водонепроникна оболонка з частин труби, 2 – подовжні прорізи, 3 – глухий торець патрона, 4 – невибухова руйнуюча суміш.

Рисунок 1.4 – Патрона НРС в ізометрії (а, б), поперечний і подовжній перетини (в)

Розроблений патрон НРС працює таким чином. У гірській породі пробурюють шпури, глибина, діаметр і розташування яких визначаються розрахунковою схемою. Зовнішній діаметр патрону невибухової руйнуючої суміші узгоджується з діаметром шпуру, а саме має бути на 1-3 мм менше діаметра шпуру. Слід зазначити, що для пропонуванних патронів доцільно використовувати невибухові руйнуючі суміші на основі грубо молотого вапна.

У змішувальній ємкості перемішуються компоненти невибухової руйнуючої суміші 4. Елементи патрона, що уявляють собою водонепроникні оболонки 1 з'єднуються й фіксуються між собою кріпильною стрічкою. Приготовлена пластична суміш 4 поміщається всередину порожнини патрона що утворилась з'єднаними водонепроникними оболонками 1. Зібраний у такий спосіб патрон поміщують в шпур таким чином, щоб діаметральні прорізи 2, збігалися з необхідними напрямками руйнування матеріалу, що визначені проектною траєкторією руйнування. При розміщенні патрона у висхідних шпурах його додатково фіксують за допомогою розпірних пристроїв, наприклад клинів. Зазначені операції повторюються у всіх шпурах.

Саморозширення НРС 4 в процесі її гідратації створює внутрішній тиск на водонепроникні оболонки 1, що спричиняє тиск оболонок на стінки шпуру. Водонепроникні оболонки переміщуються, в результаті чого зазори між ними, в місцях прорізів 2 збільшуються. В наслідок цього в навколошпуровій області матеріалу, що руйнується, формується нерівно компонентне поле напружень з концентраціями розтягуючих напружень вздовж прорізів 2 патрона НРС. Після перевищення розтягуючими напруженнями межі міцності матеріалу на розтягування відбувається розрив міжатомних зв'язків і утворення тріщин, орієнтація яких збігається з напрямками прорізів 2 у патроні НРС. Розкриття і зростання тріщин призводить до руйнування матеріалу за проектною траєкторією або траєкторіями.

В роботі запропоновано модифікований патрон НРС, робота якого дозволяє забезпечити керування розподілом напружень навколо шпуру з моменту розширення НРС, що дозволяє досягти надійного направлено руйнування матеріалів по траєкторії, яка не обмежується прямою лінією, або по різним траєкторіям. Подальші дослідження будуть спрямовані на

обґрунтування параметрів способу руйнування гірських порід з використанням розробленого патрона, лабораторні і виробничі випробування.

Розглянемо питання руйнування гірських порід у вибоях підготовчих та капітальних виробок вугільних шахт. Науковим та прикладним сторонам означеної проблеми, зокрема у Покровському вуглепромисловому районі, присвячена низка робіт [11,12,13,14,15]. Проте очевидна необхідність узагальнення нового виробничого досвіду проведення та підтримання виробок і організації цих напрямків робіт для оцінки перспектив інноваційних технологій у поточний момент та на повоєнний період відбудови та модернізації національної видобувної промисловості [58,59,60].

Буровибуховий метод проходки досить часто, як вважає частина дослідників і практиків, стає не вигідним для руйнування твердих порід на великих глибинах. Китайськими дослідниками було проведено промисловий експеримент [11,12]. Механічне виймання за допомогою прохідницького комбайна EBZ160TY було випробувано на вибої з твердою породою та високим рівнем напружень в масиві порід. Процедура роботи та продуктивність прохідницького комбайна були записані та проаналізовані. Результати показали, що прохідницький комбайн EBZ160TY з розрахунковою міцністю руйнування 80 МПа показав напрочуд хорошу продуктивність у твердій породі з міцністю 148 МПа і зажадав менше витрат порівняно з буропідривним методом. Висока напруженість зіграла позитивну роль у поліпшенні його працездатності. При відносно слабкій дії прохідницького комбайна висока напруженість гірського масиву ініціює деформації навколишніх гірських порід до плинності та дозволяє енергії напруження - деформації трансформуватися в енергію руйнування породи. При поштовхах та обертанні прохідницького

комбайна спостерігається структурна нестабільність замкнутого високонапруженого агрегату частинок, крім руйнування породи внаслідок механічного зношування. Результати показують хороші перспективи застосування прохідницького комбайна у руйнуванні твердих порід, особливо на глибоких горизонтах.

В той же час, більшість польових виробок нових блоків шахтоуправління «Покровське» споруджено за буропідривною технологією, але доля комбайнового проведення зростає по мірі оновлення парку прохідницьких комбайнів, замість масових КСП-42(43) почалася експлуатація надважких машин П-315 (виявився ненадійним) та EBZ-260H (успішне застосування).

Актуальним є обґрунтування, перевірка та можливе впровадження новітньої конструкції врубу при проведенні виробок по міцним породам, яка розроблена та запропонована ДонВУГІ [14]. Передбачається використовувати в якості врубу групу свердловини кількістю 2-4 шт. і діаметром  $\varnothing 250-300$  мм, які розташовуються в центрі поперечного перетину виробки, мають довжину на 0,5 м більшу довжини шпурів, рис. 11. Заряд ВР в них не розміщується. Буріння свердловин має здійснюватися потужною бурильною установкою з гідравлічним приводом. Ефект має досягатися за рахунок наявності у момент підривання шпурових зарядів першої серії додаткових відкритих поверхонь, що дозволить покращити умови руйнування обуреного об'єму породи у заходці та уникнути затискання породи в центральній частині перетину [16,17].

## **2 РУЙНУВАННЯ ТА ПОДРІБНЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ВИДОБУВАННІ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ**

Забезпечення необхідного ступеня подрібнення гірських порід є однією з головних проблем технології відкритих гірничих робіт. Ступінь подрібнення істотно впливає на всі технологічні процеси у кар'єрі: виймально-навантажувальні роботи, транспортування, повторне подрібнення при перевантаженнях, відвалоутворенні. При недостатній якості дроблення породи збільшується вміст негабаритних кусків, ускладнюється процес виїмки, збільшується тривалість непродуктивних витрат часу на відбір і вилучення негабаритних кусків. Це призводить до зниження продуктивності видобувної та вантажно-транспортної техніки, збільшує час їх простою протягом зміни, а також витрати на ремонт і технічне обслуговування екскаваторів [18]. Як наслідок, зростає собівартість видобутку руди, знижується операційна ефективність та інвестиційна привабливість [19,20] підприємства.

Окрім окреслених проблем, ускладнення процесу руйнування порід спостерігається при неповних відомостях про масив гірських порід через недостатню його вивченість на великих глибинах чи в товщі техногенного родовища, картування якого проводилося некоректно [21,22].

У зв'язку з цим велике значення має визначення гранулометричного складу порід при руйнуванні, оскільки ця інформація є інструментом, який дозволяє пов'язати всі виробничі процеси та збалансувати їх у напрямку мінімізації загальних витрат.

До недавнього часу альтернативи емпіричним формулам, розробленим вітчизняними та зарубіжними вченими, не існувало. Ці формули дуже грубо встановлювали залежність гранулометричного

складу підірваних порід від фізичних властивостей масиву і технологічних факторів.

Формули для розрахунку параметрів розташування зарядів з властивостей масиву порід і вибухових речовин переважають у наукових джерелах літератури [23,24]. Автор [25] пропонує проводити буропідривні роботи за шаховою схемою комутації зарядів з комбінацією свердловин діаметром 138 і 200 мм, що забезпечить належну якість подрібнення породи за умови, що питомі витрати вибухових речовин залишаються постійними.

Дослідники з Індії [26] описують метод моделювання штучних нейронних мереж для прогнозування кількості надгабаритних шматків, що утворюються в результаті вибуху свердловин різного діаметру. Встановлено, що зменшення кількості надгабаритних шматків відбувалося через збільшення діаметра свердловини.

Інші дослідження [27] розглядають проблеми низької ефективності використання вибухової енергії через використання невідповідних матеріалів для вибухових робіт. Було представлено метод розробки та випробування самонадувного матеріалу. Результати польових випробувань показали, що якість подрібнення порід за допомогою самонадувного матеріалу покращується порівняно з матеріалами, виготовленими з бурових доліт.

На основі моделі Kuz-Ram був розроблений симулятор для прогнозування якості подрібнення порід за допомогою методу Монте-Карло [28]. Цей інструмент дозволяє прогнозувати результати вибуху з урахуванням різних факторів, таких як властивості порід і вибухових речовин, а також схеми вибуху. Автори вважають, що використання симуляції Монте-Карло підвищить ефективність вибухових робіт та оптимізує економічні показники відкритих гірничих робіт.

У дослідженні [29] проводилась оптимізація параметрів вибуху за допомогою глибокої нейронної мережі. Модель, створена для умов Східного кар'єру, встановила залежність між параметрами вибуху та фрагментацією порід, що дозволяє здійснювати їх прогнозування з високою точністю.

Таким чином, у більшості підручників, довідників та статей домінують формули для розрахунку параметрів розташування зарядів виходячи з властивостей масиву порід і вибухових речовин. Водночас у роботі [30] зазначається, що раціональна якість подрібнення буде досягнута, але конкретні показники цієї якості не наводяться.

Отже наразі не існує достатньо коректних математичних формул, у яких одночасно поєднуються характеристики порід, вибухових речовин та результат вибухового руйнування гірських порід при відкритому способі розробки.

### **З МАРКШЕЙДЕРСЬКИЙ МОНІТОРИНГ СТАНУ ПОРУШЕНОГО ГІРСЬКОГО МАСИВУ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА**

Підвищення рентабельності гірничодобувних підприємств і забезпечення безпеки гірничих робіт значною мірою залежать від вибору раціонального й економічно вигідного варіанта ведення гірничих робіт. Пошук таких варіантів, їх порівняння та обґрунтування мають свої особливості під час відпрацювання пластових родовищ. А саме, доводиться враховувати відмінність у геометричних розмірах очисних виробок, потужності, що виймається, гірничі роботи на суміжних пластах, вплив ціликів і крайових частин суміжних пластів, наявність тектонічних порушень. Для врахування цих особливостей і, як наслідок, ефективного ведення гірничих робіт, необхідна кількісна оцінка напруженого стану масиву гірських порід і корисних копалин навколо виробок.

Питання визначення розмірів ціликів різних видів і призначення має вельми важливе значення, оскільки воно тісно пов'язане з питаннями повноти виїмки запасів корисних копалин, а також забезпеченням стійкості виробок, які охороняються.

Неправильне визначення розмірів ціликів може стати причиною втрат корисної копалини в надрах у разі вибору розмірів більших, ніж вимагають дані умови. Навпаки, вибір недостатніх для даних умов розмірів ціликів, призводить до їх часткового або повного руйнування. Результатом цього є передчасне обвалення покрівлі, завали лав та інші більші або менші аварії, що спричиняють збільшення втрат і порушення нормального режиму роботи шахти. Тому встановлення оптимальних параметрів ціликів у конкретних гірничо-геологічних умовах є вельми актуальним науковим завданням.

На тлі постійного збільшення глибини розроблення вугільних пластів та інтенсивності їхнього відпрацювання значно зростає гірничий тиск і вертикальні напруження масиву, що призводить до різкого погіршення умов проведення та підтримання підготовчих виробок [31]. Численні існуючі способи та засоби забезпечення їх стійкості виявляються в багатьох випадках недостатніми. Розглядаються способи кріплення абочним кріпленням [32, 33], сталевими і канатними анкерами [34, 35, 36], рамно-анкерним кріпленням [37, 38], використання торкретування [39, 40] або використання гідравлічних систем [41]. Питання підтримання виробок у разі потрапляння їх у зону підвищеного гірничого тиску від гірничих робіт на зближених пластах і додатковому впливі динамічного опорного тиску від рухомої лави мало досліджені.

Аналіз нормативної бази [42, 43, 44] і літературних джерел дав змогу встановити, що навантаження на цілик, за інших рівних умов, залежить від форми та площі розробки, системи розробки та її елементів, методу управління гірничим тиском [45, 46] тощо. У роботі [47] вивчено еволюцію напружень на кріплення, напружень під вугільним пластом, що розробляється, та кута нахилу виробки. Низка авторів вивчає деформації масиву гірських порід над очисною виробкою, виконуючи вимірювання опускань земної поверхні [48, 49]. Отримані закономірності використовують для прогнозування деформацій об'єктів, що охороняються, на земній поверхні та в надрах [50]. Дані цих досліджень дають змогу зробити висновок, що навантаження на цілик залежить від цілої низки чинників, без урахування яких правильне визначення цієї величини неможливе.

Метою роботи є дослідження поведінки масиву в зонах підвищеного гірничого тиску, оцінювання його напружено-деформованого стану для

обґрунтування оптимальних параметрів ціликів в умовах зближених пластів Західного Донбасу.

В якості об'єкту дослідження розглянуто реальну ситуацію, яка склалася під час відпрацювання запасів пласта  $c_{10}$  ШУ ім. Героїв Космосу ДТЕК «Павлоградвугілля».

1061-біс лава підготовлена для виїмки запасів вугілля в східному крилі шахтного поля за простяганням. Довжина виїмкового стовпа 920 м, довжина лави - 250м, середня глибина відпрацювання - 410м, кут падіння пласта  $3^\circ$ . Вугільний пласт  $c_{10}$  марки Г, переважно простої будови, геологічна потужність у середньому становить 1,02 м (рис. 3.1). Вугільний пласт небезпечний за газом і пилом, до samozаймання не схильний.

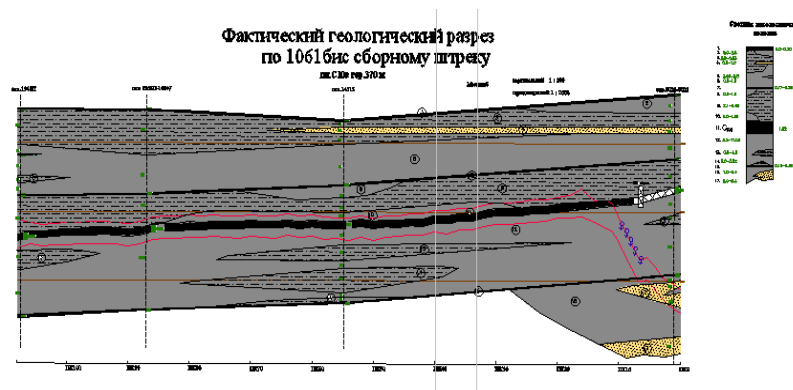


Рисунок 3.1 - Фактичний геологічний розріз по 1061-біс збірному штреку по  $c_{10}$  гор. 370м

Очікуваний водоприплив у виробку з вугільного пласта очікується до 1,5 м<sup>3</sup>/год, можливий капіж із покрівлі виробки до 1,5 м<sup>3</sup>/год. Під час розмокання породи ґрунту схильні до інтенсивного пучіння з втратою несучої здатності.

Гірничо-геологічні умови відпрацювання виробки ускладнені наявністю зон непружних деформацій, що утворилися від проведення 1061-біс бортового штреку, 1061-біс збірного штреку і монтажної камери.

Породи основної та безпосередньої покрівлі тріщинуваті, дуже нестійкі та схильні до раптового обвалення.

Під час відпрацювання вугільного пласта с10 ш. ім. Героїв Космосу виникла проблемна ситуація у зв'язку з охороною 1061-біс збірною і 1061-біс бортового штреків попереду лави, що рухається, - 1061-біс (рис. 3.2). Ці підготовчі виробки пройдені після відпрацювання 1061-ї лави. Довжина виїмкового стовпа 1061-ї лави становила 790м, довжина лави - 175м.

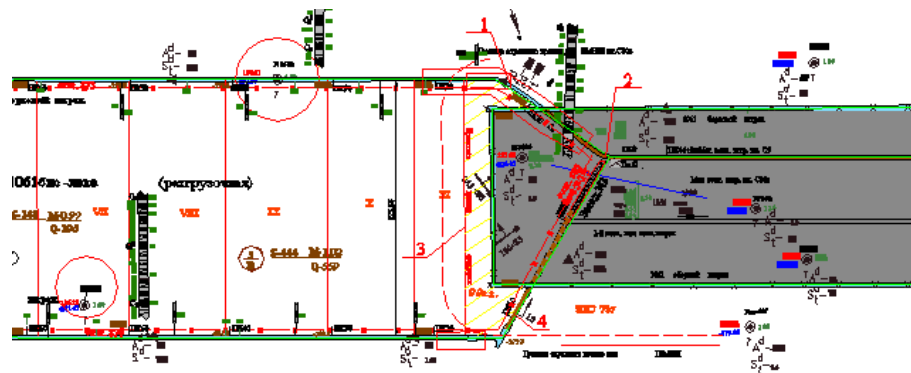


Рисунок 3.2 – Викопювання з плану гірничих виробок по пласту с10 гор. 370м

Першим етапом визначення розмірів цілика є дослідження прояву підвищеного гірничого тиску (ПГТ) за даних умов, як основного чинника, що визначає навантаження на ціликову частину масиву. Визначення геометричних параметрів зони ПГТ від впливу очисних робіт 1061-ї лави виконано відповідно до нормативного документа [3, 4]. Межі зон ПГД, побудовані на розрізах, нанесені на календарний план розвитку гірничих робіт червоним кольором (рис. 3.2).

Під час підходу лави до зони підвищеного гірничого тиску, з метою збільшення повноти виїмки запасів, було ухвалено рішення про подальше відпрацювання вугілля. Під час переходу зони ПГТ темпи посування

зменшилися, що призвело до зупинки лави через руйнування кріплення і здимання гірських порід на ділянках ПК10-ПК20 по 1061-біс бортовому штреку і в районі ПК10 по 1061-біс збірному штреку.

У зв'язку з цим виникло актуальне завдання для цього підприємства оптимізувати і науково обґрунтувати розміри цілика для максимально можливої повноти виїмки запасів вугілля і одночасно забезпечення збереження виробок.

Одним із методів дослідження складноструктурних об'єктів у геомеханіці є графічне та математичне моделювання процесів перерозподілу напруженого стану масиву (НДС) гірських порід внаслідок техногенного впливу. На моделі в тривимірному зображенні відтворюється процес деформування породного масиву в міру створення в ньому штучних порожнин. Найзручнішим для дослідження проявів гірничого тиску є метод моделювання [51, 52]. Однією з переваг методу моделювання є можливість визначення показників, що відображають НДС масиву в областях, що цікавлять, які в натурних умовах здійснити практично неможливо через важкодоступність ділянок масиву.

Мета розрахунків - оцінити вплив 1061-біс лави, а також зони раніше зруйнованих порід від 1061-ї лави на стан 1061-біс бортового і 1061-біс збірних штреків, оскільки ці підготовчі виробки слугують для провітрювання, доставки матеріалів до лави та транспортування видобутого вугілля.

Для аналізу напружено-деформованого стану області породного масиву в околиці підготовчих виробок 1061-біс лави змодельовано об'ємну задачу з використанням методу скінченних елементів (МСЕ). Зони зруйнованих і ущільнених порід моделювали шляхом задавання умовних характеристик: модуля Юнга  $E_p$ , коефіцієнта Пуассона  $\nu_p$ , межі міцності

на стиснення  $\sigma_{cm}$ , які значно відрізняються від характеристик незайманого масиву.

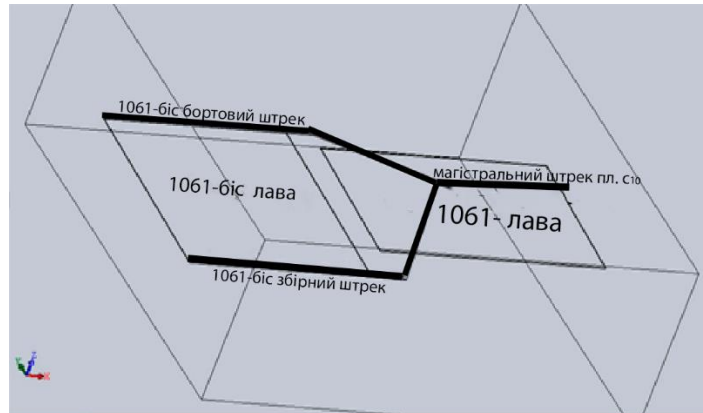


Рисунок 3.3 – Тривимірна модель 1061-біс лави

Розв'язання поставленого завдання здійснювалося за допомогою програмного продукту Cosmos Works. Визначено навантаження, які будуть прикладені до побудованої тривимірної моделі.

Коефіцієнт бічного тиску в незайманому масиві ( $\lambda$ ), визначимо з виразу:

$$\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu}.$$

У цьому виразі  $\mu$  - коефіцієнт Пуассона, який для пружних порід, не схильних до повзучості, у незайманому масиві може мати значення в межах від 0,25 до 0,43. Приймаємо його для умов, що розглядаються, рівним 0,3.

$$\text{Звідси } \lambda = \frac{0.3}{1 - 0.3} = 0.43$$

Питома вага товщі порід для даних умов дорівнює  $\gamma = 22 \text{ кН/м}^3$

Звідси визначимо вертикальне напруження на ціликову частину пласта без урахування впливу очисних робіт:

$$\sigma_y^0 = -\gamma H = 22 \cdot 410 = 9.0 \text{ МПа}$$

Бічне навантаження на модельовану ділянку масиву прийнято:

$$\sigma_x^0 = \sigma_z^0 = -\lambda \gamma H = 0.43 \cdot 22 \cdot 410 = 3.87 \text{ МПа}$$

Модуль пружності для цих умов прийнято 30 000 МПа.

Цій моделі задано параметр сітки 20 м, а виробкам - 1 м, що дало змогу доволі точно задати навантаження на всі необхідні ділянки.

З метою визначення розміру цілика, що задовольняє одночасно вимогам повноти виїмки і збереження підготовчих виробок, тривимірна модель для візуального оцінювання розподілів максимальних напружень відображена в площині 1061-біс лави (рис. 4). Після чого, поступово методом наближення збільшувався розмір запобіжного цілика. Цей параметр варіювався в межах від 25 м до 40 м з інтервалом у 2 м. Аналіз результатів моделювання виявив, що мінімальне напруження на стінки виробки для дотримання їхнього збереження на цих ділянках відповідає 37 метрам. Розподіл нормальних вертикальних напружень  $\sigma_y$  для випадку оптимального, на наш погляд, розміру цілика (37 м) і фактичного цілика під час зупинки лави (25 м) представлено на рис. 3.4 і 3.5 відповідно.

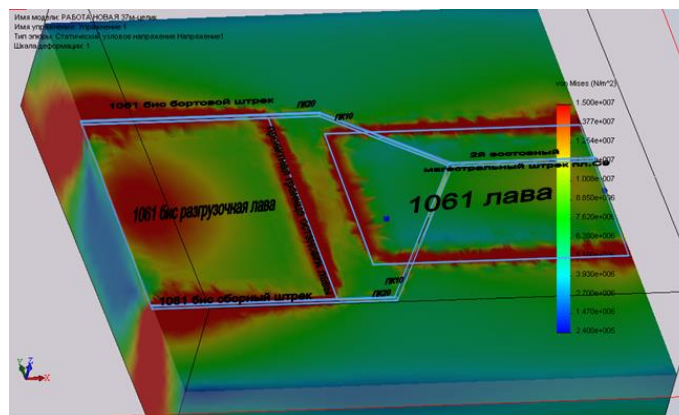


Рисунок 3.4 – Напруження в масиві гірських порід за розміру цілика 37 метрів

Найвища концентрація вертикальних напружень у підготовчих виробках (червона колірна гамма) має місце за цілика, що дорівнює 25 метрам. На охоронюваних ділянках 1061-біс бортового і 1061-біс збірного штреків, згідно з даними моделювання, слід очікувати руйнування порід і, як наслідок, значних деформацій контуру виробки.

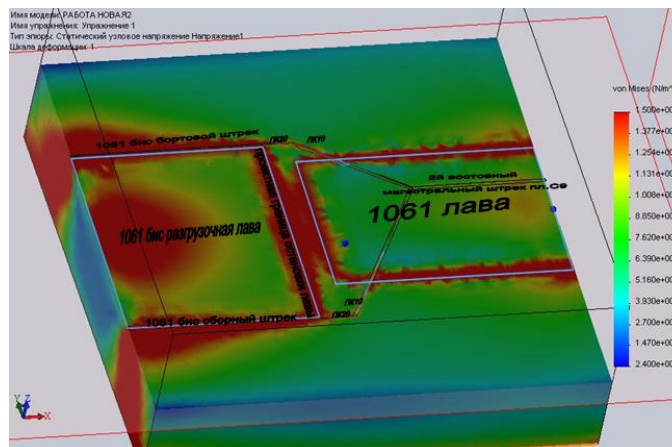


Рисунок 3.5 – Напруження в масиві гірських порід за розміру цілика 25 метрів

Таким чином, виходячи з величин нерівномірних навантажень на цілик, отриманих внаслідок розрахунку, встановлено, що в разі цілика, розмір якого становить 37 м, напруження за контуром підготовчих виробок будуть порівнянними з напруженнями від впливу тільки 1061-біс лави. Навпаки, за розміру цілика у 25 м, що відповідає величині фактично залишеного цілика, напруження в 4 рази перевищують аналогічні за відсутності впливу 1061-біс лави. Такі величини напружень є критичними для ділянок 1061-біс бортового і 1061-біс збірного штреків, розташованих в зоні ПГТ, що й призвело до деформацій підготовчих виробок і необхідності їхнього перекріплення.

Результати моніторингу стану 1061-біс збірного і 1061-біс бортового штреків. Результати моделювання підтверджуються даними моніторингу

стану кріплення. На ділянках ПК10-ПК20 за 1061-біс бортовим штреком і в районі ПК10 за 1061-біс збірним штреком загальна вертикальна конвергенція становила приблизно 0,96 м, водночас спостерігалось інтенсивне здимання порід. Моніторинг стану виробок містив у собі візуальні спостереження за поведінкою кріплення, а також періодичні маркшейдерські заміри на контурних спостережних станціях, закладених у 1061-біс бортовому штреку (ПК10 і ПК15) та у 1061-біс збірному штреку (ПК10).

Під час замірів перерізу виробки визначали загальну вертикальну конвергенцію, а також горизонтальну конвергенцію кріплення залежно від положення лави.

Систематизовані та узагальнені результати спостережень на контурних станціях за вертикальною та горизонтальною конвергенцією надано на рисунку 3.6.

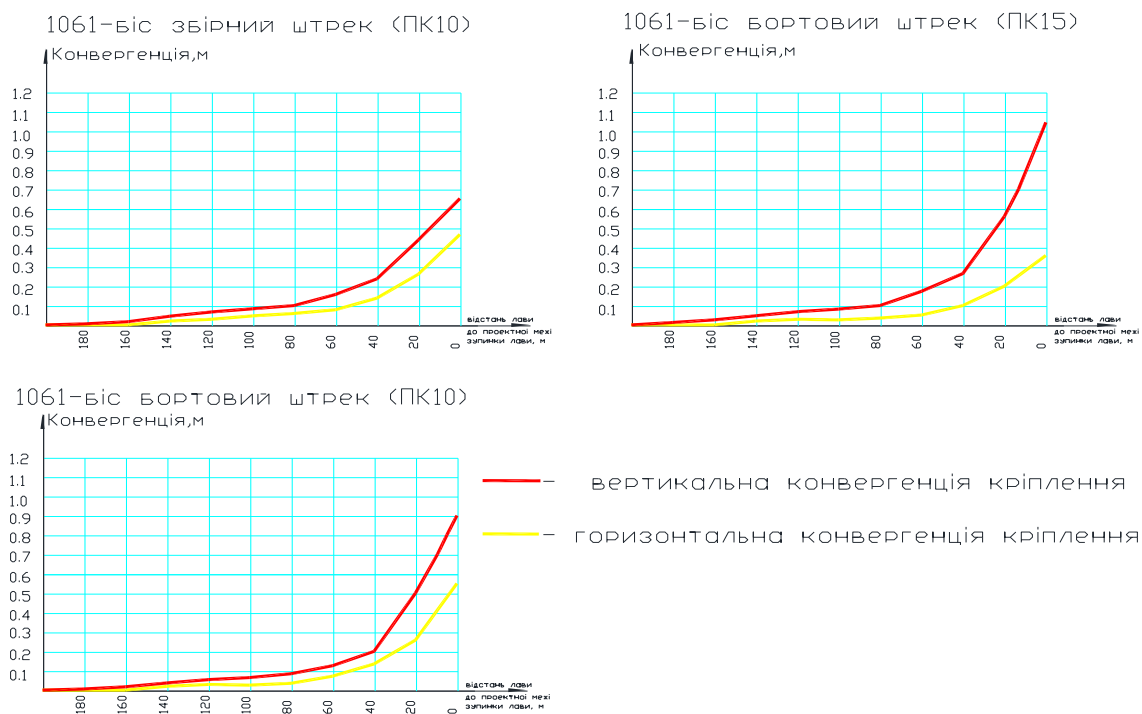


Рисунок 3.6 –Графіки вертикальної і горизонтальної конвергенції кріплення залежно від відстані до лави

Аналіз отриманих результатів конвергенції дав змогу встановити, що під час підходу лави на відстань 20 м до проєктної межі зупинки кріплення деформується несуттєво, а конвергенція не перевищує фонову для цих гірничо-геологічних умов (схема на рис. 3.7, а). У міру просування лави, підготовчі виробки істотно деформуються внаслідок збільшення горизонтальних напружень масиву, що призводить до деформування однієї зі сторін виробки з боку лави. Принципову схему деформування виробки представлено на рис. 3.7, б. Візуалізація цього процесу представлена на рис. 3.9.

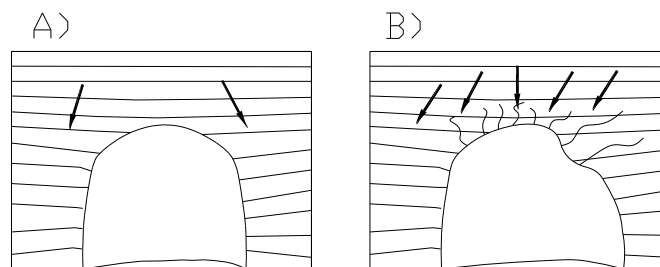


Рисунок 3.7 – Схема деформування виробки: А - виробка перебуває в природній рівновазі, тиск передається на стінки виробки; В - із покрівлі виробки випадають клини, бічний тиск переважає

На рис. 3.8 наведено результати спостережень за вертикальною конвергенцією після зупинки лави залежно від часу зупинки очисного вибою. Аналіз результатів показав, що в перші 10-18 днів тиск на кріплення підготовчих виробок, а отже, і його деформація максимальна, а починаючи з 25-30 дня спостерігається помітне згасання. При цьому підготовчі виробки на 30-й день втратили близько 60% свого первісного перерізу (фото 2), у зв'язку з чим на 45-й день після зупинки вибою 1061-біс лави розпочали роботу з відновлення кріплення деформованих ділянок виробок. Подальші спостереження за станом кріплення і приконтурного масиву гірських порід виконувати було неможливо.

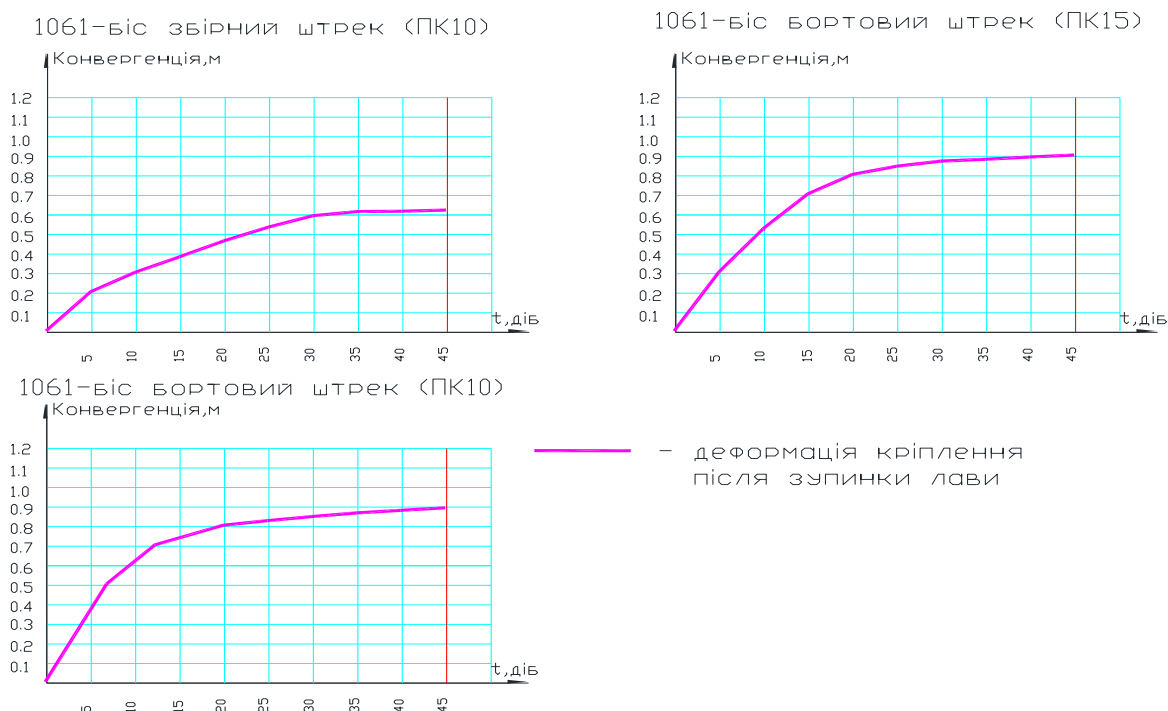


Рисунок 3.8 – Графіки вертикальних і горизонтальних деформацій кріплення залежно від часу зупинки лави

Результати моніторингу стану 1061-біс бортового і 1061-біс збірного штреків показано на рис. 3.9.

Висновки та перспективи подальших досліджень. Аналіз моделі напружено-деформованого стану масиву для умов відпрацювання 1061 лави пл. с<sub>10</sub> ШУ ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» засвідчив, що найвища концентрація напружень у підготовчих виробках має місце за цілика, що дорівнює 25 метрам. На ділянках 1061-біс бортового і 1061-біс збірного штреків, що охороняються, згідно з даними моделювання слід очікувати руйнування порід і, як наслідок, значних деформацій контуру виробки і кріплення. Результати моделювання підтверджуються даними моніторингу стану кріплення. На ділянках ПК10-ПК20 за 1061-біс бортовим штреком і в районі ПК10 за 1061-біс збірним

штреком загальна вертикальна конвергенція становила приблизно 0,96 м, водночас спостерігалось інтенсивне здимання порід.



а

б

Рисунок 3.9 – Стан штреків: а - 1061- біс бортового ПК10; б - 1061-біс збірного ПК0

Таким чином, виходячи з величин вертикального навантаження на цілик, отриманих у результаті моделювання, встановлено, що для цілика, розмір якого становить 37 м, напруження по контуру підготовчих виробок такі ж, як від впливу тільки 1061-біс лави. Якщо цілик дорівнює 25 м, що відповідає фактичним його параметрам при зупинці лави, напруження в 4 рази збільшуються. Ці напруження є критичними для ділянки 1061-біс бортового і 1061-біс збірного штреків, розташованих в зоні ПГД, що і призвело до деформацій підготовчих виробок і необхідності відновлення кріплення.

На підставі моделювання напружено-деформованого стану масиву з ув'язкою фактичного стану штреків за результатами моніторингу, визначено оптимальні параметри цілика, які в умовах, що досліджуються, становлять 37 метрів.

## 4 ДЕФОРМАЦІЯ ТА РУЙНУВАННЯ ПОРІД У ГЕОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСАХ

Деформація гірських порід є необхідною умовою для розвитку різних видів корисних копалин, оскільки родовища залізних руд, рудопрояви поліметалів приурочені до опрацьованих тектонічними процесами ділянок земної кори. Розглянемо тектонічну позицію Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому.

Прикладом таких структур у межах Українського щита (УЩ) можна вважати центральну частину Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому (ККГР), який, за даними багатьох дослідників, зазнав неодноразової активізації в докембрії. К.Ф. Тяпкін і В.М. Гонтаренко [54] розглядають зону цього розлому як складно побудовану структуру, що розвивалася за специфічними законами успадкованої активізації фрагментів розломів і зон тріщинуватості систем, що виникли раніше.. У результаті у формуванні ККГР брали участь розломи та тріщини з азимутами простягання 0, 35, 45 і 347° при загальному орієнтуванні структури 17°.

Подібної точки зору дотримується О.Б. Гінтов [55], який, за даними польових тектонофізичних досліджень, показав багатоетапність розвитку ККГР. Він виділив криворізький етап розломо- і тріщиноутворення. Крім зон сколювання і відколів другого етапу тут спостерігаються відколи першотравневого етапу, також більш давнього, ніж криворізький. Своєю чергою, на деформаційні зони криворізького етапу накладено молодші зони саксаганської та кіровоградської фаз. Таким чином, на думку О.Б. Гінтова, ККГР еволюціонував від низів палеопротерозою до рубіжу палео- і мезопротерозою. Можна сперечатися з приводу виділення тієї чи іншої фази, не поділяти точку зору щодо кількості фаз, але безсумнівно - зона ККГР є одним із найбільш деформованих регіонів УЩ. Однак, незважаючи

на проведення детальних польових геологічних робіт у районі, тектонічна позиція, закономірності просторового розміщення ділянок підвищеної тріщинуватості дотепер вивчені недостатньо.

З огляду на викладене вище, було вивчено тектонічні закономірності не тільки в центральній частині Кривбасу, а й у його західному обрамленні.

Для деталізації тектонічної будови була обрана ділянки закладання свердловини 24710, яка знаходиться на відстані близько 30 км на захід від ЦГЗК. Там було проведено детальне дослідження тектонічної будови методом спостереження природного імпульсного електромагнітного поля Землі (ПІЕМПЗ), який раніше успішно зарекомендував себе при пошуку розривних порушень і ділянок різнонапруженого стану гірських порід..

Майданчик досліджень має розмір 120x130 м, розбитий на 11 профілів через 10 м, орієнтованих за азимутом СЗ 345, відстань між точками спостережень у профілі - 2-3 м. Вимірювання виконували за допомогою приладу "СІМЕІЗ", технічні характеристики якого забезпечували реєстрацію густини потоку в діапазоні частот 0-50 кГц за частоти проходження 0-10000 імп. /сек; висота приймальної антени становила 1 м від земної поверхні.

За результатами вимірювань було складено схему спостережуваного ПІЕМПЗ (рис. 4.1). Її аналіз дав змогу зробити такі висновки.

У межах ділянки розвинені дві взаємно ортогональних системи розривних порушень: 1) субмеридіональна і субширотна; 2) північно-західна (простягання 330-335°) і північно-східна (простягання 60-65°).

Крім того, переінтерпретація гравімагнітних матеріалів свідчить про наявність тут зон тріщинуватості чотирьох напрямків (рис. 4.2-б). Таким чином, комплекс геофізичних методів (гравімагнітні дослідження та ПІЕМДЗ) дає змогу, деталізувати тектоніку ділянки.

Актуальний досвід застосування геофізичних методів для оцінки технічного стану огорожувальних дамб хвостосховищ узагальнений в роботі [62]

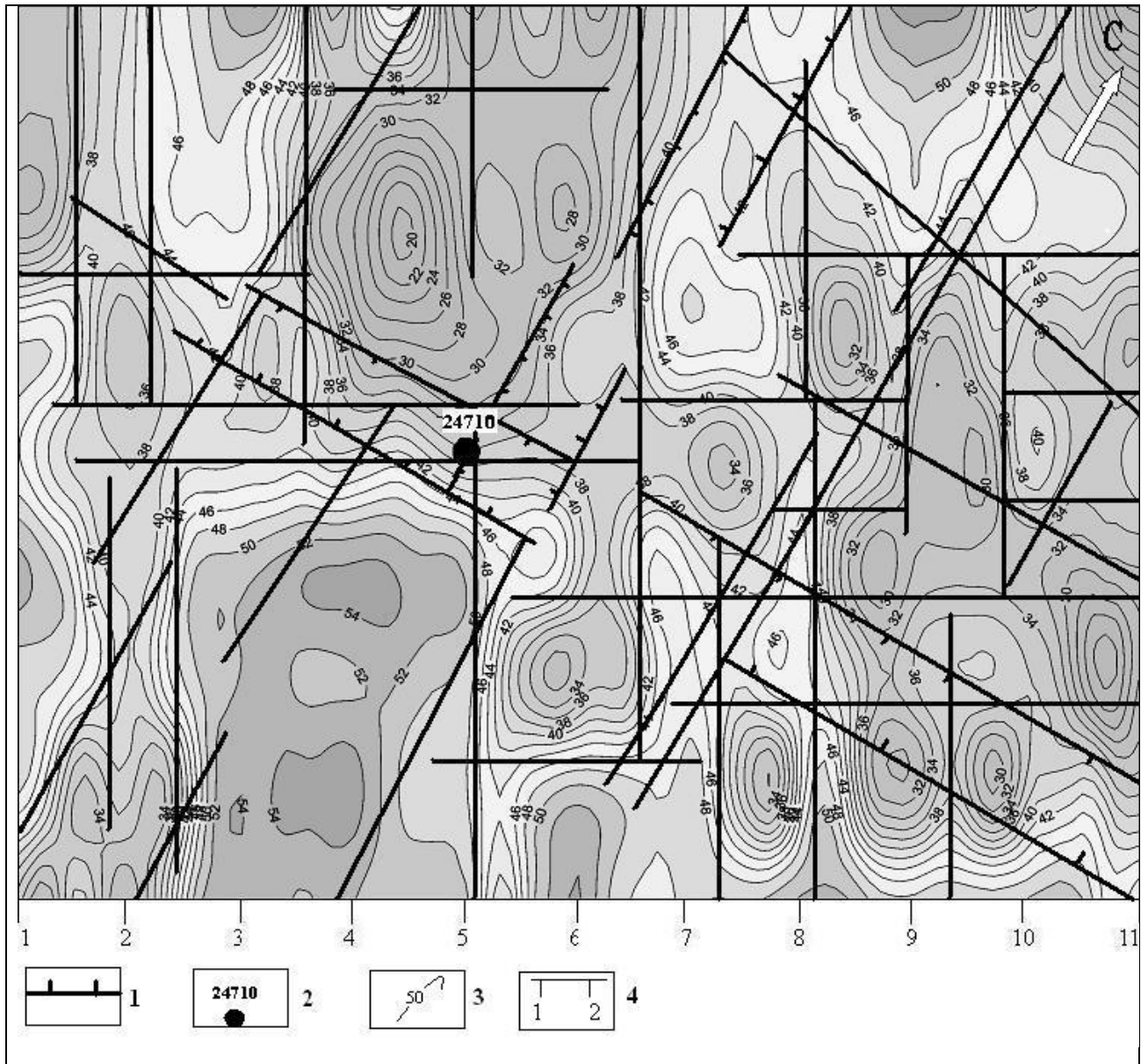


Рисунок 4.1 - Схема природного імпульсного електромагнітного поля Землі на ділянці свердл. 24710: 1 - зони тріщинуватості, виділені за даними інтерпретації ЕІЕМПЗ; 2 - свердловина та її номер; 3 - ізолінії густини потоку ЕІЕМПЗ; 4 - номери профілів спостереження ЕІЕМПЗ

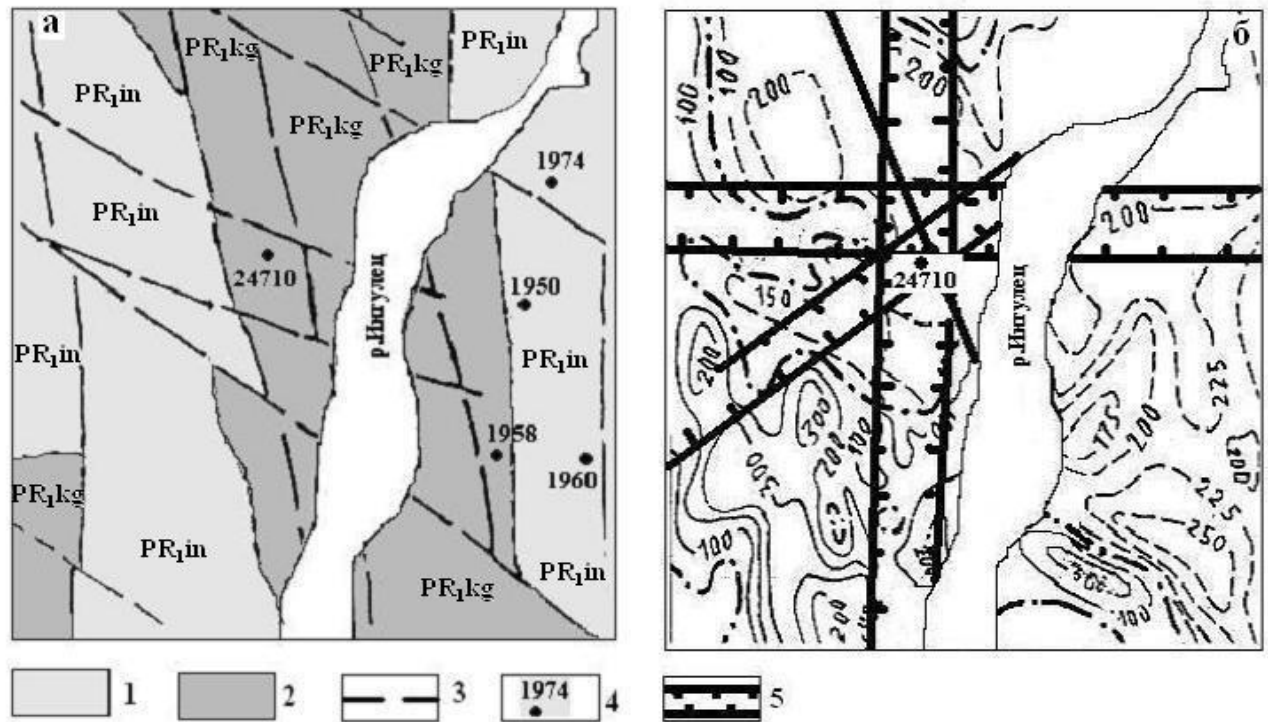


Рисунок 4.2- Фрагмент схематичної геологічної карти ділянки закладення свердл. 24710 (а) і магнітного поля над нею масштабу 1:50000 (б): 1 - гранітоїди інгулецького комплексу; 2 - гранітоїди кіровоградського комплексу; 3 - розривні порушення, виділені за геологічними даними; 4 - розвідувальна свердловина та її номер; 5 - зони тріщинуватості, виділені за геофізичними даними

## 5 ОСОБЛИВОСТІ РУЙНУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН ПРИ ЗБАГАЧЕННІ ТА ПЕРЕРОБЦІ

Під міцністю твердого тіла розуміють його здатність чинити опір руйнуванню під зовнішнім впливом. Теоретичною вважають міцність твердого тіла, яка має ідеальну кристалічну структуру.

При руйнуванні рвуться зв'язки між частинками кристалічної структури без зміни агрегатного стану речовини. Теоретичну міцність можна розрахувати за силою взаємодії частинок в кристалі. Реальна міцність тіла на кілька порядків менша від теоретичної. Ця розбіжність між теоретичною та реальною міцністю пояснюється тим, що в тілі є дефекти кристалічної структури, мікропори та мікротріщини.

Дефекти кристалічної структури поділяють на точкові та лінійні. Точкові – це вакансії, т. е. незайняті вузли кристалічної решітки чи проникнення чужорідних атомів чи іонів у решітку. Лінійні це дислокації або зміщення однієї частини кристала щодо іншої.

На міцність кристалів найбільше впливають дислокації. Під впливом зовнішнього навантаження дислокації легко переміщуються, взаємодіють між собою та з іншими дефектами, об'єднуються та виходять на поверхню кристала. Вже саме зміщення структури хоча б на один ряд атомів послаблює кристал. Дислокації сприяють утворенню зародкових тріщин, що розвиваються далі в тріщини руйнування.

Оскільки завдання операцій дроблення і подрібнення в збагаченні корисних копалин – розкриття мінеральних зерен при обмеженому передрібненні, тобто при мінімальному руйнуванні самих зерен, а тому бажано концентрувати і помножити дефекти структури полімінерального агрегату – кусків в міжзеренних шарах з тим, щоб при наступному

механічному впливі викликати руйнування в першу чергу за цими шарами на поверхні зерен.

Залежно від властивостей породи, що руйнується, можна впливати на міжзеренні шари різними способами для знеміцнення матеріалу.

Проведення операцій подрібнення з попередньою спеціальною підготовкою породи до руйнування, тобто із знеміцненням, і вибір самого способу руйнування можуть дати в перспективі краще, повніше розкриття мінералів без передрібнення і економію в сумарному витраті енергії.

Перспективний напрямок у сучасній теорії та практиці рудопідготовки - ідея попереднього знеміцнення руди в ході гірничих робіт в результаті управління кускуватістю та міцністю видобутої гірничої маси завдяки використанню енергії вибуху. Це досягається деяким збільшенням витрати вибухових речовин (ВВ), зміни схем розташування та конструкції зарядів, схем їх підривання і в цілому кінетики вибуху. В результаті помітно знижуються енергетичні витрати на руйнування масиву, а потім і гірської маси за всім циклом: вибухові роботи - механічне дроблення - подрібнення, так як частина енергії вибуху витрачається не на утворення нової поверхні і переміщення підірваної гірської маси, а на створення мережі зародкових тріщин, що знеміцнюють матеріал [61].

Основні енергетичні гіпотези дроблення [56] наступні.

Кількість енергії, необхідне для подрібнення будь-якого матеріалу до певного розміру, залежить від багатьох факторів: розміру, форми, взаємного розташування кусків, міцності, крихкості, однорідності матеріалу, його вологості, виду та стану робочих поверхонь машини та ін. Тому встановити аналітичну залежність між витратою енергії на подрібнення, фізико-механічними властивостями подрібнюваного матеріалу та результатами процесу можна лише у найзагальнішому вигляді.

Дослідженням енергоємності процесу подрібнення займаються давно. У 1867 р. проф. П. Ріттінгер вперше висунув гіпотезу про те, що робота, що витрачається на подрібнення матеріалу, пропорційна новоствореній поверхні:

$$A = k \cdot \Delta S ,$$

де  $k$  – коефіцієнт пропорційності;  $\Delta S$  – нова утворена поверхня.

Припустимо, що при дробленні однієї кубічної грудки з ребром  $D$  вона руйнується на  $n$  кубиків з ребром  $d$  ( $n = D^3 / d^3$ ).

Площі поверхонь первинного  $S_1$  і отриманих  $S_2$  кубів будуть:

$$S_1 = 6D^2 ; \quad S_2 = 6d^2 \cdot D^3 / d^3 .$$

Площа нової утвореної поверхні:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2 \cdot (D/d - 1) = 6D^2 \cdot (i - 1) ;$$

де  $i$  – ступінь подрібнення.

Робота, що витрачується на подрібнювання цього зерна, буде:

$$A = A_0 \Delta S = 6A_0 D^2 (i - 1) = k_R D^2 ;$$

де  $A_0$  – робота що затрачена на утворення одиниці нової поверхні;  
 $k_R$  – коефіцієнт пропорційності роботи на утворення нової поверхні  
 $k_R = 6A_0(i - 1)$  .

Питома робота, що затрачена на утворення нової поверхні, залежить від природи матеріалу, його крупності, ступеня і способу подрібнення. Закон Ріттінгера справедливий при тонкому подрібненні, коли енергія витрачається в основному на утворення нової поверхні, тобто при високому ступені подрібнення. Він не враховує зміни опору матеріалу подрібненню в міру зменшення його крупності.

Згодом цю гіпотезу назвали першим законом дроблення або законом поверхонь.

Визначити коефіцієнт пропорційності  $k_R$  між витраченою роботою і знову утвореною поверхнею дуже важко, що, безумовно, знижує практичне значення цієї формули.

У 1885 р. проф. Ф. Кік, ґрунтуючись на формулі з теорії пружності, згідно якої робота деформації дорівнює:

$$A = \frac{\sigma_{cm}^2 \cdot V}{2 \cdot E};$$

де  $\sigma_{cm}$  – напруга, що виникає при деформації;  $V$  – об'єм тіла, що деформується;  $E$  – модуль пружності.

Він висунув гіпотезу, що енергія, необхідна для однакової зміни форми геометрично подібних та однорідних тіл, пропорційна об'ємним або масам цих тіл.

Ця гіпотеза названа другим законом дроблення чи законом об'ємів.

Пізніше було підтверджено, що проф. В. Л. Кирпичов запропонував таку ж залежність значно раніше Ф. Кіка, саме у 1874 р., ґрунтуючись на загальному законі подібності. Тому другий закон дроблення називається законом Кіка-Кирпичова.

За гіпотезою Кіка-Кирпичова, витрата енергії на дроблення матеріалу (деформацію грудок) пропорційна його об'єму або масі:

$$A = k \cdot \Delta V = k_k D^3;$$

де  $k$ ,  $k_k$  – коефіцієнти пропорційності роботі, що затрачена на деформацію грудок матеріалу, що підлягає дробленню;  $\Delta V$  – деформований об'єм зруйнованої грудки з ребром  $D$ .

Це рівняння справедливе при дробленні великих грудок з малим ступенем дроблення, коли енергією, що витрачається на утворення нової поверхні, можна зневажити.

Після опублікування зазначених законів дроблення з'явилися роботи, присвячені їх аналізу та зіставленню. Думки вчених розділилися. Одні вважали, що закони Кіка-Кирпичова і Ріттінгера справедливі для різних стадій подрібнення: закон Кіка-Кирпичова визначає енергію, що витрачається на пружну деформацію матеріалу і не враховує новоутвореної поверхні, і тому закон справедливий для процесів дроблення, де основна енергія витрачається на деформацію матеріалу; закон Ріттінгер не враховує витрати енергії на пружну деформацію і більш підходить для процесів подрібнення, де переважає стирання з інтенсивним утворенням нової поверхні.

Інші вчені стверджували, що неправильно застосовувати закони Кіка-Кирпичова та Ріттінгера окремо для різних стадій процесу подрібнення. Ці закони доповнюють один одного і діють спільно.

У 1940 р. акад. П. Ребіндер запропонував гіпотезу, згідно якої повна робота дроблення дорівнює сумі робіт деформації і утворення нової поверхні:

$$A = k_k D^3 + k_R D^2;$$

тобто Ребіндер обґрунтовано припустив, що руйнування грудки настає після її деформації. Таким чином, гіпотеза Ребіндера об'єднує дві попередні (Ріттінгера і Кіка-Кирпичова).

Формула П. Ребіндера не набула широкого поширення через відсутність надійних рекомендацій - за методикою вибору значень коефіцієнтів пропорційності для конкретного випадку.

У 1949 р. Ф. Бонд висунув гіпотезу, яку він назвав третім законом подрібнення. Відповідно до цієї гіпотези елементарна робота, що витрачається при дробленні, пропорційна збільшенню середньому геометричному між об'ємом і знову утвореною поверхнею:

$$A = K_B \cdot \sqrt{D^2 \cdot D^3} = K_B \cdot D^{2.5};$$

де  $K_B$  – коефіцієнт пропорційності при визначенні повної роботи.

За гіпотезою Бонда, роботу можна приблизно визначити для крупного, середнього і дрібного дроблення при середніх ступенях дроблення. У 1954 р. О. К. Рундквіст запропонував узагальнюючу формулу, за якою елементарна робота дроблення одного куска матеріалу пропорційна елементарній зміні певної міри його розміру  $D$

$$dA_0 = K \cdot d(D^{4-n});$$

де  $K$  – коефіцієнт пропорційності;  $4 - n$  – показник ступеня, що визначається експериментально.

Приймаючи у цій формулі показник ступеня  $n$ , рівним 2; 1,5; 1, можна отримати відповідно вирази гіпотез Ріттінгера, Бонда та Кіка-Кирпичова.

Цікаву енергетичну гіпотезу висловив Р. О. Родін, який протягом тривалого часу займався дослідженням руйнування пружно-крихких тіл.

Р. О. Родін встановив, що одиничний акт руйнування куска гірської породи правильної сферичної форми з ізотропними властивостями складається з наступних стадій: поява контактів та виникнення пружних деформацій у куску; утворення зони всебічного стиснення її збільшення та формування до моменту появи ефективної тріщини; виникнення ефективної тріщини та її розвиток до критичних розмірів; швидкісний розвиток ефективної тріщини до повного руйнування куска, що підлягає дробленню, та повної втрати запасу пружної енергії.

Витрата енергії на першу стадію руйнування (пружну деформацію куска породи) становить менше ніж 10% загальної витрати енергії. Встановлено, що більшість енергії витрачається на пружну деформацію самої системи – дробарки чи преса. Наприклад: робота, що здійснюється при дробленні міцного вапняку, близько 80% витрачається на деформацію преса, і близько 35% – при дробленні вапняку середньої міцності.

Якщо всю корисну роботу дроблення прийняти за 100%, то на утворення зони всебічного стиснення витрачається 73,4%, розвиток ефективної тріщини до критичного розміру – 22,5% і швидкісний розвиток тріщини – 4,4%.

Схема руйнування куска гірської породи наступна. Спочатку в зоні дії сили утворюється площина контакту і відбувається пружне стискування. Після досягнення певних зусиль розпочинається місцева руйнація із утворенням зони всебічного стиснення конічної форми. У міру збільшення зусилля збільшується площина контакту, отже, і об'єм конуса. Кут при основі конуса є кутом внутрішнього тертя і зберігається постійним.

Простір всередині зони всебічного стиснення (конуса) складається з найдрібніших частинок матеріалу і, як виявилось, зерновий склад їх практично однаковий для всіх видів гірських порід незалежно від їхньої міцності (95% частинки менше 2 мкм, 100% менше 4 мкм).

Ця важлива властивість пружно-крихкого тіла досі не була відомою і вперше встановлено Р.О. Родіним. Поверхня частинок, що знаходяться в зоні всебічного стиснення, становить близько 97% всієї новоутвореної поверхні руйнування. Ці частинки піддаються сильному навантаженню (до кількох тисяч мегапаскалів), інтенсивному тертю між собою при формуванні та розширенні зони стиснення та утворення ефективної тріщини, на що і витрачається основна частина (95%) усієї енергії, що споживається при дробленні, і лише 5% енергії йде на всі інші етапи процесу до повного руйнування куска на дві половини. Р. О. Родіним запропоновано математичний вираз витрати роботи і дроблення одиничного куска правильної форми із ізотропними властивостями:

$$A_R = \frac{3}{8} \cdot \frac{\sigma_p^2}{K_\phi^2 \cdot K_B^2 \cdot \sigma_{cm} \cdot tg^2 \alpha \cdot R^{0,25-0,01R}};$$

де  $\sigma_p$  – межа міцності шматка, що руйнується при розколі;  
 $K_\phi$  – коефіцієнт форми в зоні контакту, межі зміни 0,318...0,5;  
 $K_B$  – коефіцієнт пропорційності;  $\sigma_{cm}$  – гранична (контактна) напруга при стисканні;  $tg \alpha$  – коефіцієнт тертя;  $R$ -радіус шматка, що руйнується.

Запропонована гіпотеза може бути сформульована так: робота, витрачена на одиничне руйнування куска гірської породи, пропорційна роботі, витраченій на утворення нових поверхонь, і тертю між поверхнями, що утворилися в зоні всебічного стиснення.

Розглянута гіпотеза Р.О. Родіна ще не отримала широкої практичної перевірки. Отже, жодна із наведених гіпотез не дає достатньо задовільних результатів при теоретичному визначенні витрат енергії на дроблення навіть у вузько обмежених випадках, наприклад, при руйнуванні одиночних кусків ізотропного матеріалу заданої форми лабораторними методами. Численні поправки та доповнення до розглянутих основних гіпотез дроблення, висловлені різними авторами, а також деякі нові гіпотези лише ускладнили методи розрахунку енерговитрат на дроблення, не зробивши їх надійнішими.

Якщо врахувати особливості вихідного матеріалу, найчастіше анізотропного, характеристика якого значно змінюється навіть у межах одного родовища, а також особливості самого процесу дроблення, що залежить від багатьох суто випадкових обставин, то зведення всіх параметрів процесу в сувору аналітичну взаємозалежність завдання не тільки складне, але, мабуть, взагалі неможливе. Тому енергетичні гіпотези дроблення слід розглядати лише як деяке наближення до істини, що дає можливість розібратися в суті явищ або їх варіантах, які мають місце при процесі дроблення, тобто зрозуміти хоча б у загальному вигляді механіку процесу дроблення та застосовувати їх при якісному дослідженні процесів дроблення і подрібнення.

## ВИСНОВКИ

Відповідно до змісту першого етапу роботи, а саме, аналізу та узагальнення теоретичних основ і досвіду руйнування гірських порід, дослідження параметрів руйнування гірських порід та обґрунтування їх раціональних значень, виконано аналіз та дослідження за наступними напрямками: руйнування гірських порід при видобуванні твердих корисних копалин підземним способом та спорудженні підземних об'єктів; руйнування та подрібнення гірських порід при видобуванні твердих корисних копалин відкритим способом; маркшейдерський моніторинг стану порушеного гірського масиву навколо підготовчих виробок вугільного пласта; порушення та руйнування порід у межах крупних геологічних порушень та зон тріщинуватості, приурочених, зокрема до таких складно побудованих структур, як Криворізько-Кременчуцький глибинний розлом; особливості руйнування корисних копалин при їх збагаченні та переробці. Уточнено напрями подальших досліджень та формування практичних рекомендацій щодо підвищення ефективності руйнування гірських порід у виробничих умовах.

За результатами аналізу та досліджень опубліковані роботи за всіма зазначеними напрямками, створено науково-практичний доробок для виконання другого етапу роботи.

Результати опубліковані в роботах [13, 14, 15, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 49, 50, 51, 57, 58, 59, 60, 61]

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Dai Y., Khandelwal M., Qiu Y., Zhou J., Monjezi M., Yang P. A hybrid metaheuristic approach using random forest and particle swarm optimization to study and evaluate backbreak in open-pit blasting. *Neural Comput Appl.* 2022. 34. 6273–6288. <https://doi.org/10.1007/s00521-021-06776-z>.
2. Harada T., Soeda K., Idemitsu T., Watanabe A. Characteristics of expansive pressure of an expansive demolition agent and the development of new pressure transducers. Doboku Gakkai Rombun-Hokokushu. *Proceedings of the Japan Society of Civil Engineers.* 1993. 478. 95–109. [https://doi.org/10.2208/jscej.1993.478\\_91](https://doi.org/10.2208/jscej.1993.478_91).
3. Natanzi A.S., Laefer D.F., Connolly L. Cold and moderate ambient temperatures effects on expansive pressure development in soundless chemical demolition agents. *Constr Build Mater.* 2016. 110. 117–127. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2016.02.016>.
4. Hinze J., Brown J. Properties of Soundless Chemical Demolition Agents. *J Constr Eng Manag.* 1994. 120(4). 816-827. [https://doi.org/10.1061/\(asce\)0733-9364\(1994\)120:4\(816\)](https://doi.org/10.1061/(asce)0733-9364(1994)120:4(816)).
5. Laefer D., Natanzi A., Zolanvari S. Impact of thermal transfer on hydration heat of a soundless chemical demolition agent. *Constr Build Mater.* 2018. 187. 348–59. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2018.07.168>.
6. Dessouki A., Mitri H. Rock Breakage Using Expansive Cement. *Engineering.* 2011. 03(02). 168–73. <https://doi.org/10.4236/eng.2011.32020>.
7. De Silva V.R.S., Ranjith P.G., Perera M.S.A., Wu B., Rathnaweera T.D. The influence of admixtures on the hydration process of soundless cracking demolition agents (SCDA) for fragmentation of saturated deep geological reservoir rock formations. *Rock Mech Rock Eng.* 2019. 52. 435–454. <https://doi.org/10.1007/s00603-018-1596-9>.

8. Maneenoi N., Bissen R., Chawchai S. Influence of admixtures on the performance of soundless chemical demolition agents and implications for their utilization. *J Sustain Min.* 2022. 21(2). 3. <https://doi.org/10.46873/2300-3960.1350>.

9. Пат. вин. № 100062, МПК (2006.01) E21C 37/06 Спосіб руйнування гірських порід невибуховими руйнуючими сумішами й патрон для його реалізації / І.Г. Сахно, М.М. Касьян (Україна). – а2011 00476; заявл. 17.01.2011, опубл. 12.11.2012, бюл. № 21. – 5с.:ил.

10. Sakhno S., Kobylianskyi B., Sakhno I. Destruction of rocks by the non-explosive depleting compounds during mining. *Mining of Mineral Deposits.* 2016. 10(1). 25–30. <http://dx.doi.org/10.15407/mining10.01.025>.

11. Zi Long Zhou, Xi Bing Li, Guo Yan Zhao, Zhi Xiang Liu, Guang Ju Xu. (2011). Excavation of High-Stressed Hard Rock with Roadheader. *Applied Mechanics and Materials* 52-54. DOI:10.4028/www.scientific.net/AMM.52-54.905.

12. Piotr Mertuszka, Boguslaw Cenian, Bartlomiej Kramarczyk, Witold Pytel. Influence of Explosive Charge Diameter on the Detonation Velocity Based on Emulinit 7L and 8L Bulk Emulsion Explosives. Article in *Central European Journal of Energetic Materials* -June 2018. DOI: 10.22211/cejem/78090. 351-363.

13. Levit, V., Kamenets V., Chebotenko D. (2023). Experience and prospects of innovative main roadways construction and maintenance technologies of new coal units of PJSC «Mine Management «Pokrovske». *Technology Audit and Production Reserves*, 2 (1 (70), 35-42. <https://doi.org/10.15587/2706-5448.2023.280103>

14. Левіт В.В., Каменець В.І., Мукомел Ю.В. (2023) Перспективи використання новітніх технологій спорудження стволів та свердловин для повоєнної розбудови вугільної галузі України. *Наукові праці ДонНТУ Серія Гірничо-геологічна*. 1(29). 98-116. [https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1\(29\)-98-116](https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1(29)-98-116)

15. Левіт В.В., Каменець В.І., Чеботенко Д.О., Масик О.О.(2023). Технологія та організація проведення і підтримання гірничих виробок нових вугільних блоків ПрАТ «Шахтоуправління «Покровське». Наукові праці ДонНТУ Серія Гірничо-геологічна. 1(29). 117-127. [https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1\(29\)-117-127](https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1(29)-117-127)

16. СОУ-П05.1.00185790.023:2012 "Розкривні і підготовчі виробки виїмкових діляниць, що працюють по стовповій, суцільній та комбінованій системах розробки. Технологічні схеми їх швидкісного проведення буропідривним способом".

17. Kamenets V.I., Piliuhyn V.I., Novikov M.O. New technologies for sectional entries driving and maintaining at "Krasnolimanska" coal mine: 6nd International Scientific and Technical Internet Conference "Innovative development of source-saving technologies and sustainable use of natural resources". Book of Abstracts. Edition 6/2023. Petrosani, Romania: Universitas Publishing, November 16, 2023. p.93-95. <https://www.upet.ro/cercetare/rmanifestari/>

18. Крупко В.Г., Рукавишников Ю.В. Розроблення та вдосконалення механізмів пересування підйомно-транспортних і землерийних машин методами моделювання. вісник Харківського національного автомобільно-дорожнього університету. Випуск 101 том 1. 2023. С. 133-138. - <http://bulletin.khadi.kharkov.ua/article/view/284194>

19. Наукове обґрунтування нейромережевого моделювання показників роботи гірничо-видобувного кластеру. Григор'єв Ю.І. Куроп'ятник І.П. Григор'єв І.Є. Комплексне забезпечення якості технологічних процесів та систем (КЗЯТПС – 2024) : матеріали тез доповідей XIV Міжнародної науково-практичної конференції (м. Чернігів, 23–24 травня 2024 р.) : у 2 т. / Національний університет «Чернігівська

політехніка» [та ін.]; відп. за вип.: Єрошенко Андрій Михайлович [та ін.]. Чернігів : НУ «Чернігівська політехніка», 2024. Т. 2. 368 с.

20. Григор'єв Ю.І. Цифровізація як інструмент адаптації гірничого виробництва у невизначеному динамічному середовищі (на прикладі впровадження K-Mine) / Ю.І. Григор'єв, І.Є. Григор'єв, С.В. Слюсар, В.А. Власенко // Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. / НУВГП. Рівне : НУВГП, 2023. № 2 (101). С. 476–484. <http://ep3.nuwm.edu.ua/id/eprint/28440>

21. Григор'єв Ю.І., Слюсар С.В., Герасимчук О.М., Сергєєв П.С. Адаптація виробничої системи гірничо-видобувного комплексу як реакція на динаміку зовнішнього середовища господарювання // International scientific conference “MININGMETALTECH 2023 – The mining and metals sector: integration of business, technology and education”: conference proceedings (November 29–30, 2023. Riga, the Republic of Latvia). Riga, Latvia: “Baltija Publishing”, 2023. Vol. 1. С.176-179. DOI: <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-55>.

22. Григор'єв Ю.І., Швець Є.М., Григор'єв І.Є., Смірнов О.Я. Обґрунтування способів розробки техногенних родовищ для підвищення ефективності роботи гірничо-видобувного комплексу // International scientific conference “MININGMETALTECH 2023. The mining and metals sector: integration of business, technology and education”: conference proceedings (November 29–30, 2023. Riga, the Republic of Latvia). – Riga, Latvia: “Baltija Publishing”, 2023. Vol. 1. С.179-181. – DOI: <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-56>.

23. Sazid M., Singh T.N. Determination of rock properties and technological factors using empirical formulas // International Journal of Mining Science and Technology. 2015. Т. 25, № 2. С. 291–297. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.02.019>.

24. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S.R., Hamed S. Empirical formulas for the granulometric composition of blasted rocks // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. T. 26, № 2. C. 183–186. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.12.001>.

25. Ozdemir B., Kumral M. Rational grinding quality prediction in mining operations // International Journal of Coal Science and Technology. 2019. T. 6, № 1. C. 84–94. URL: <https://doi.org/10.1007/s40789-018-0234-1>.

26. Leng Z., Fan Y., Gao Q., Hu Y. Drilling and blasting works according to a checkerboard scheme // International Journal of Mining Science and Technology. 2020. T. 30, № 3. C.373–380. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.03.010>.

27. Dhekne P., Pradhan M., Jade R.K. Modeling artificial neural networks for predicting oversized pieces in blasting // J. Inst. Eng. (India): Series D. 2016. T. 97, № 1. C.21–31. URL: <https://doi.org/10.1007/s40033-015-0083-7>.

28. Runran L., Shuai X., Zhangchao L., Fidelis T.S., Guojun Z. Development and testing of a self-inflating material for rock crushing // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2023. T. 170. C. 105503. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2023.105503>.

29. Mario A.M., Francesco F. Kuz-Ram model for predicting rock crushing quality using Monte-Carlo simulation // Computers Geosciences. – 2006. T. 32, № 3. C.352–359. URL: <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2005.06.022>.

30. Bai R., Zhang P., Zhang Z., Sun X., Fei H., Bao S., Hu G., Li W. Optimization of blasting parameters using deep neural network // Alexandria Engineering Journal. 2023. T. 70. C.261–271. URL: <https://doi.org/10.1016/j.aej.2023.02.043>.

31. Paramonov G.P., Isheysky V.A. Rational grinding quality in mining // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Songzhuyuan, China: Metallurgical Industry Press, 2014. C. 161–165.

32. Cheng G. Microseismic investigation of mining-induced brittle fault activation in a Chinese coal mine. / Li L., Zhu W., Yang T., Tang C., Zheng Y., Wang Y. // *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 2019. – No. 123. – 104096. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104096>.
33. Li Q. Numerical Simulation Analysis of New Steel Sets Used for Roadway Support in Coal Mines. / Li Q., Li J., Zhang J., Wang C., Fang K., Liu L., Wang W. // *Metals*, 2019. No. 9. – 606. <https://doi.org/10.3390/met9050606>.
34. Rułka K. Simplified Rules for the Selection of Frame Support for Roadway Workings in Hard Coal Mining Plants / Rułka K., Mateja J., Kowalski E., Skrzyński K., Stałęga S., Wojtusiak A., Schinohl J. // Central Mining Institute Publishing House: Katowice, Poland, 2001. pp. 1–30. (In Polish)
35. Xie Z. Study on Mechanical Properties and Application of a New Flexible Bolt / Xie Z., Zhang N., Wei Q., Wang J., Sharifzadeh M. // *Appl. Sci.*, 2021. – No. 11. – 924. <https://doi.org/10.3390/app11030924>.
36. Wang P. Stabilization of Rock Roadway under Obliquely Straddle Working Face / Wang P., Zhang N., Kan J., Wang B., Xu X. // *Energies*, 2021. – No. 14. – 5759. <https://doi.org/10.3390/en14185759>.
37. Wang J. Evaluation of the Effects of Yielding Rockbolts on Controlling Self-Initiated Strainbursts: A Numerical Study. / Wang J., Apel D.B., Xu H., Wei C., Skrzypkowski K. // *Energies*, 2022. – No. 15. – 2574. <https://doi.org/10.3390/en15072574>.
38. Šňupárek R. Stability of roadways in coalmines alias rock mechanics in practice / Šňupárek R., Konečný P. // *J. Rock Mech. Geotech. Eng.*, 2010. No. 2. pp. 281–288. <https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2010.00281>.
39. Shan R. Research on the mechanism of asymmetric deformation and stability control of near-fault roadway under the influence of mining. Eng. / Shan R., Li Z., Wang C., Wei Y., Bai Y., Zhao Y., Tong X. // *Fail. Anal.*, 2021. – No. 127. – 105492. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2021.105492>.

40. Mei Y. Failure Mechanism and Optimization of Arch-Bolt Composite Support for Underground Mining Tunnel / Mei Y., Li W., Yang N., Wang G., Li T., Sun T. // Adv. Civ. Eng., 2020. – No.2020, 5809385. <https://doi.org/10.1155/2020/5809385>.

41. Kang H. A combined “ground support-rock modification-distressing” strategy for 1000-m deep roadways in extreme squeezing ground condition / Kang H., Jiang P., Wu Y., Gao F. // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 2021. – No. 142. – 104746. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104746>.

42. Liu H. A Simulation Experimental Study on the Advance Support Mechanism of a Roadway Used with the Longwall Coal Mining Method / Liu H., Jiang Z., Chen W., Chen F., Ma F., Li D., Liu Z., Gao H. // Energies 2022. – No. 15. – 1366. <https://doi.org/10.3390/en15041366>.

43. Розташування, охорона та підтримання гірничих виробок під час відпрацювання вугільних пластів на шахті. Методичні рекомендації. – УкрНДМІ, 1998. – 149 р.

44. Інструкція з забезпечення стійкості дільничних виробок для повторного використання на вугільних шахтах: наказ Міністерства енергетики України від 10.11.2022 року. – № 378 [Електронний ресурс]. – Режим доступу : <https://ips.ligazakon.net/document/RE39001?an=20/> .

45. Вказівки з управління гірничим тиском в очисних вибоях в очисних вибоях під (над) ціликами і крайовими частинами під час розроблення свити вугільних пластів потужністю до 3,5 м з кутом падіння до 350. – Л., 1984. – 62 с.

46. Burtan Z. Influence of mining operating conditions on fault behavior / Burtan Z., Zorychta A., Cieślik J., Chlebowski D. // Arch. Min. Sci., 2014. – No. 59. – 691–704. DOI: 10.2478/amsc-2014-0048.

47. Skrzypkowski K. Choice of the Arch Yielding Support for the Preparatory Roadway Located near the Fault / Skrzypkowski K., Zagórski K., Zagórska A., Derek B. Apel, Jun Wang, Huawei Xu, Lijie Guo// Energies, 2022. – No. 15. – 3774. <https://doi.org/10.3390/en15103774>

48. Wei Yang. Stress Evolution with Time and Space During Mining of a Coal Seam / Wei Yang, Bai-quan Lin, Yong-an Qu, Zi-wen Li, Cheng Zhai, Li-li Jia, Wu-qiang Zhao // Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 2011. – No. 48. – pp. 1145-1152. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2011.07.006>.

49. Кучин О.С. Моделювання просторового зміщення точок земної поверхні за результатами геодезичних спостережень / Кучин О.С., Бруй Г.В., Янкін О.Є. // Просторовий розвиток: Науковий збірник – К., КНУБА, 2023. – Вип. 3. – С. 122-131. <https://doi.org/10.32347/2786-7269.2023.3.122-133>.

50. Kuchin O. The relationship between lowering the Earth's surface and bearing pressure above the advancing longwall face / O. Kuchin, H. Brui, O. Yankin, H. Ishutina // JGD, 2023. – Volume 1(34). – pp. 28-36. <https://doi.org/10.23939/jgd2023.01.028>

51. Bazaluk, O. Impact of ground surface subsidence caused by underground coal mining on natural gas pipeline / Bazaluk, O., Kuchyn, O., Saik, P., Soltabayeva, S., Brui, H., Lozynskyi, V., and Cherniaiev, O. // Scientific Reports, 2023. – No. 13. – 19327. <https://doi.org/10.1038/s41598-023-46814-5>

52. Yasitli N. 3D Numerical Modeling of Longwall Mining with Top-coal Caving / Yasitli N., Unver B. // Int J Rock Mech Min Sci., 2005. – Vol. 42. – pp. 219-235. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2004.08.007>.

53. Unver B. Modelling of Strata Movement with a Special Reference to Caving Mechanism in Thick Seam Coal Mining / Unver B., Yasitli N. // Int J Coal Geol , 2006. – Vol. 66. – pp. 227-252. DOI: 10.1016/j.coal.2005.05.008.

54. Тяпкін К.Ф., Гонтаренко В.М. Системи розломів Українського щита // Київ: Наукова думка, 1990, - 184 с.

55. Гінтов О.Б. Польова тектонофізика та її застосування при вивченні деформацій земної кори України // Київ: Фенікс, 2005.- 572 с.

56. Техніка і технологія переробки гірських порід: навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В.Г. Кравець, О.М. Терентьєв В.С. Білецький, В.О. Смирнов, О.М. Чала. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. 315с.

57. Теорія сепараційних процесів: навчальний посібник для студентів бакалаврів спеціальності 184 Гірництво / І.К. Младецький, П.І. Пілов, К.А. Левченко, О.С. Дрешпак: М-во освіти і науки України, ТОВ «Технічний університет «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА». Запоріжжя: «МІП», 2024. 172 с. (Затверджено Вченою радою ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», як навчальний посібник для студентів бакалаврів спеціальності 184 Гірництво (протокол № 5 від 25.04.2024р.))

58. Sakhno, I, Sakhno, S., Kamenets, V., Cabana, E.C. Numerical studies of floor heave control by the rock bolts reinforcement technology in retained gob-side gateroad. E3S Web of Conferences. 526, 01011 (2024). 17. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202452601011>

59. Пілюгин В.І., Каменець В.І., Ангеловський О.А. Удосконалення чинної нормативної бази вугледобувних підприємств: зб. матеріалів Міжнародної наукової конференції «MININGMETALTECH 2023 – Гірничо-металургійний сектор: інтеграція бізнесу, технологій та освіти». 29–30 листопада 2023 р. Рига, Латвія: «Baltija Publishing», 2023. Том. 1. С. 200-202. DOI <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-64>

60. Каменець В.І., Новіков М.О. Розвиток технологій проведення та кріплення підготовчих виробок в умовах шахти «Краснолиманська». Зб. матеріалів Міжнародної наукової конференції «MININGMETALTECH 2023 – Гірничо-металургійний сектор: інтеграція бізнесу, технологій та освіти». 29–30 листопада 2023 р. Рига, Латвія: «Baltija Publishing», 2023. Том. 1. С. 187-190. DOI <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-59>

61. Аналіз сучасного стану та перспективи розвитку галузі збагачення корисних копалин в Україні/ Кудінов О.М., Кушнірук Н.В./ Матеріали Міжнародної науково-технічної конференції «Розвиток промисловості та суспільства-2023» С.- 32.