

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
«МЕТИНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»


Володимир КУХАР
«12» червня 2025 року

ЗВІТ
ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ
«Наукове та інженерне обґрунтування шляхів підвищення
ефективності руйнування гірських порід при видобуванні
твердих корисних копалин»
(остаточний)

Етап 2. Дослідження ефективності руйнування гірських порід при виконанні різних технологічних операцій підземної розробки родовищ. Розробка рекомендацій щодо раціональних технологічних схем і створення безпечних умов руйнування гірських порід

Науковий керівник,
канд. техн. наук, доцент

















В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ
«31» травня 2025 року

2025

Рукопис закінчено «31» травня 2025 року

Результати роботи розглянуто Науково-технічною радою ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТИНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», протокол № 11 від «12» червня 2025 року

СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР, канд. техн. наук, доцент		В'ячеслав КАМЕНЕЦЬ (вступ, розділ 1, 5, висновки)
Відповідальний виконавець, канд техн. наук, доцент		Ігор ГРИГОР'ЄВ (розділ 2)
Виконавець, д-р техн. наук, професор		Іван САХНО (розділ 3,5)
Виконавець, д-р техн. наук, професор		Валентин НАЗАРЕНКО (розділ 4)
Виконавець, д-р техн. наук, професор		Віталій ПІЛЮГІН (розділ 1)
Виконавець, канд техн. наук, доцент		Ганна БРУЙ (розділ 4)
Виконавець, канд техн. наук, доцент		Юліан ГРИГОР'ЄВ (розділ 2)
Виконавець, канд техн. наук, доцент		Ольга БОГОМАЗ (розділ 3)
Виконавець, канд техн. наук, доцент		Світлана САХНО (розділ 3)
Виконавець, канд техн. наук, доцент		Сергій ЛУЦЕНКО (розділ 2)
Виконавець, здобувач освіти		Сергій НЕІСАЛО (розділ 2)
Виконавець, здобувач освіти		Арсен ПОГОСЯН (розділ 3)
Виконавець, здобувач освіти		Олексій РОМАНЕНКО (розділ 3)
Виконавець, здобувач освіти		Віталій СТРЕЛЬЦОВ (розділ 2)
Виконавець, здобувач освіти		Денис ЧЕБОТЕНКО (розділ 1)
Виконавець, здобувач освіти		Георгій НОВИЦЬКИЙ (розділ 4)

РЕФЕРАТ

ЗВІТ про НДР: 83 с., 49 джерел.

Ключові слова: вибухове та механічне руйнування, ефективність руйнування, невибухове руйнування, гірський масив, контроль руйнування, маркшейдерський моніторинг

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: процес руйнування гірських порід вибуховим та механічним способами, параметри гранулометричного складу гірничої маси

Результати та їх новизна: досліджено ефективність руйнування гірських порід під час виконанні технологічних процесів підземної та відкритої розробки родовищ та протікання геомеханічних процесів в масиві

Інформація щодо впровадження – розроблено рекомендації щодо раціональних технологічних схем і безпечних умов руйнування порід

Зв'язок з іншими роботами: попередні роботи кафедри ГС.

Рекомендації щодо використання – результати використовуватимуться при впровадженні рекомендацій у виробництво 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 гірничодобувної 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 остаточного звіту)

ЗМІСТ

ВСТУП.....	5
1 ЕФЕКТИВНІСТЬ МЕХАНІЧНОГО РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ...6	6
2 ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ...23	23
3 НЕВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ТА ЗАСОБИ КОНТРОЛЮ РУЙНУВАННЯ ПРИ ПРОТІКАННІ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ	35
4 МАРКШЕЙДЕРСЬКИЙ МОНІТОРИНГ РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ	49
5 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО РАЦІОНАЛЬНИХ ТЕХНО-ЛОГІЧНИХ СХЕМ І СТВОРЕННЯ БЕЗПЕЧНИХ УМОВ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД	71
ВИСНОВКИ	75
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	76

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. Він також є об'єктом вивчення під час маркшейдерського моніторингу деформації та руйнування порід при веденні 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 другого річного етапу та виконання теми в цілому є дослідження ефективності руйнування гірських порід при виконанні різних технологічних операцій підземної та відкритої розробки родовищ, також розробка рекомендацій щодо раціональних технологічних схем і створення безпечних умов руйнування гірських порід.

Звіт за результатами виконання розміщено в репозиторії ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА» за посиланням: <https://dspace.mipolytech.education/items/2a7c3f1c-af47-4db4-8101-f1320cd222c0>

1 ЕФЕКТИВНІСТЬ МЕХАНІЧНОГО РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

Однією з важливих задач при веденні підземних очисних та підготовчих робіт з проведення гірничих виробок є обґрунтований підбір породоруйнівного інструменту, який за своїми характеристиками буде відповідати гірничо-геологічним умовам та фізико-механічним властивостям порід у масиві. Водночас планування запасу різців є важливим завданням, метою якого є не допускати необґрунтованого накопичення запасів достатньо специфічного матеріалу.

З метою удосконалення методики підбору породоруйнівного інструменту в умовах ПРАТ «ШУ «Покровське» були проведені натурні дослідження, систематизовані та проаналізовані фактичні технічні дані. Встановлювалися особливості функціонування елементів технологічних схем та комплектів прохідницького обладнання у процесі спорудження виробок, зокрема виконавчих органів прохідницьких комбайнів.

Були поставлені і вирішувалися наступні завдання досліджень:

- аналіз прогнозних та фактичних геологічних паспортів, та паспортів проведення підготовчих вибоїв ПРАТ «ШУ «Покровське»;
- огляд науково-технічних розробок та досвіду використання різних типів різців прохідницьких комбайнів;
- обстеження підготовчих вибоїв та дослідження техніки руйнування породного масиву прохідницьким комбайном;
- розробка методики вибору породоріжучого інструменту в гірничо-геологічних умовах ПРАТ «ШУ «Покровське».

Методи дослідження: використання методів математичної статистики, аналіз технологічної та геологічної документації, інженерні розрахунки, розробка рекомендацій та формулювання висновків на основі проведених досліджень.

Проведення гірничих виробок на підприємстві включає в себе комплекс процесів відбійки, транспортування гірничої маси, кріплення, вентиляції, нарощування комунікацій, забезпечення просування вибою.

При комбайновому способі проходки використовують комбайни КСП-42, КСП-43, EBZ-260, рис. 1.1, які дозволяють проводити виробки пластові і породні з міцністю порід до 12 одиниць за шкалою М.М. Протодьяконова.



Рисунок 1.1 - Прохідницький комбайн EBZ-260 нового технічного (загальний вигляд)

Для проведення дільничних пластових виробок за простяганням на підприємстві використовують різці РТМ 32.88.65.75 (виробництво Україна, Дніпро) для комбайнів типу КСП, рис. 1.2.

Для проведення дільничних пластових виробок за простяганням на підприємстві використовують різці SJ3222 (виробництва Китай) для комбайнів типу EBZ-260, рис 1.3. Для проведення дільничних пластових виробок за простяганням і на підприємстві використовують різці BG32P-22.5570A (виробництва Німеччина, фірма Betek) для комбайнів типу EBZ-260 рис. 1.4.

Для проведених по породі виробок приствольного двору або головних капітальні виробок блоку, горизонту використовують комбайн важкого типу П-315 рис. 1.6. в комплектації з різцями ARMOBIT 32.88.60.75, рис. 1.7 - 1.8.



Рисунок 1.2 - Різці для проведення виробок по змішаному вибою PTM 32.88.65.75



Рисунок 1.3 - Різці для проведення виробок по змішаному вибою – SJ3222

Усі вказані різці відповідають вимогам [2].

На підприємстві руйнівними елементами стрілових висувних виконавчих органів прохідницьких комбайнів являються поздовжньо-осьові коронки та здвоєні по поперечно-осьові барабани.

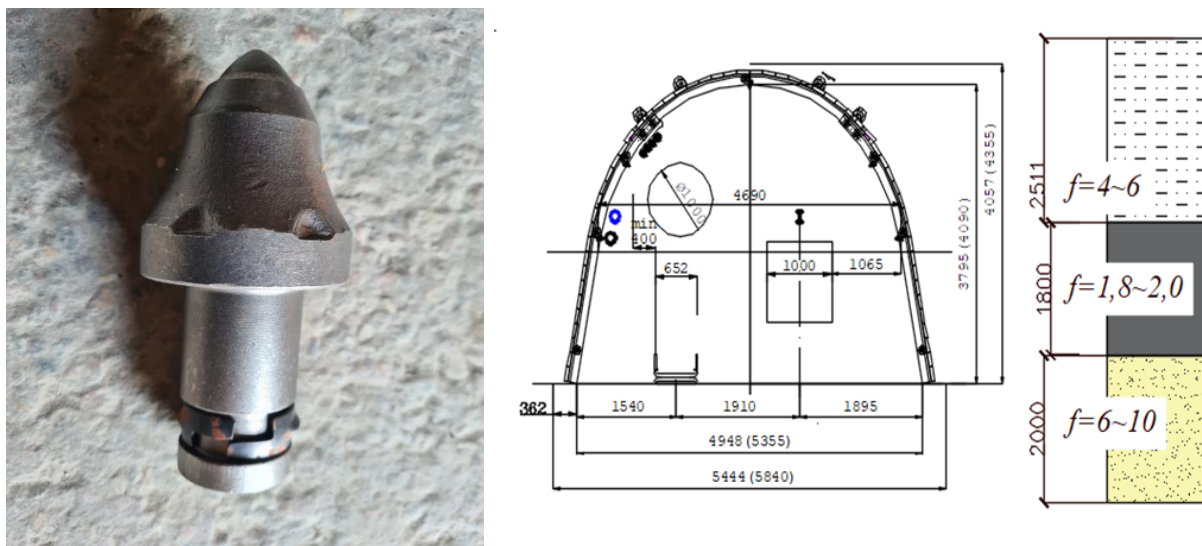


Рисунок 1.4 - Різці для проведення виробок по змішаному вибою–BG32P-22.5570A та типовий перетин виробки



Рисунок 1.5 - Прохідницький комбайн П-315 (загальний вигляд)

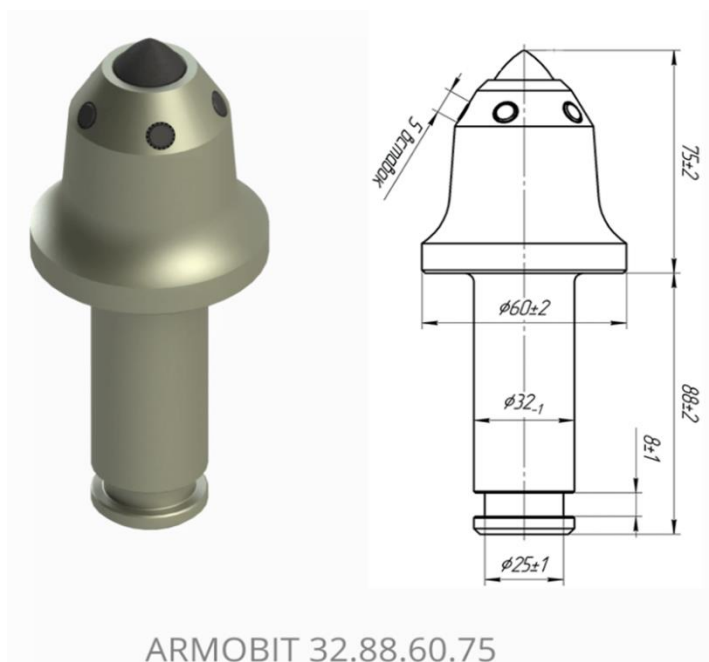


Рисунок 1.6 - Різець для проведення виробок по породному вибою
- ARMOBIT 32.88.60.75



Рисунок 1.7 - Різець для проведення виробок по породному вибою
- ARMOBIT 32.88.60.85

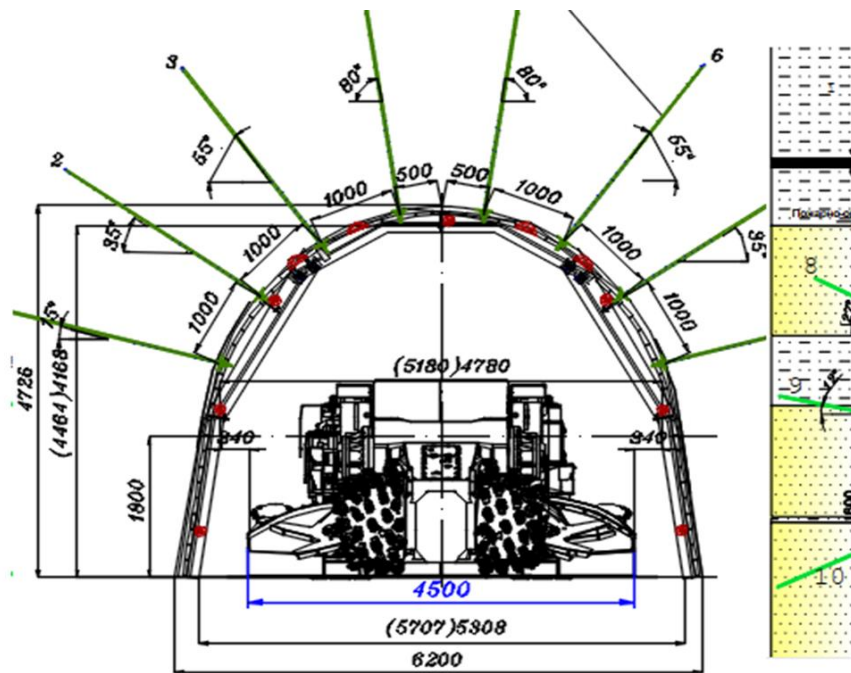


Рисунок 1.8 - Перетин типової виробки по змішаному вибою $S=22,0 \text{ м}^2$

Коронка складається з корпусу і різцетримачів зі вставленими в них різцями рис 1.10 – 1.11. Коронки оснащуються також пристроями для підведення води до різців. Матеріал корпусу коронки в більшості випадків - сталеве лиття [3].

Основні параметри коронок, а саме довжина, максимальний діаметр, а також частота обертання коронок різняться. Різниця має місце в залежності від типорозміру комбайна і коливається в межах від 750 мм до 1400 мм. Довжина коронок змінюється від 510 мм до 1000 мм.

Також застосовуються поперечно-осьові здвоєні барабани (комбайн П-315), де основним є поперечний горизонтальний різ. При цьому кожен різець рухається по гвинтовій лінії.

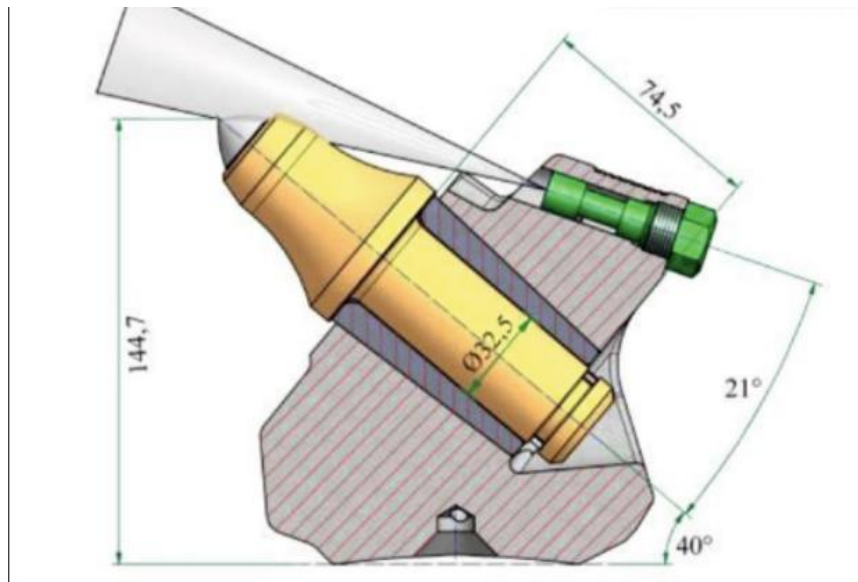


Рисунок 1.9 - Типова схема встановлення різця в коронку



Рисунок 1.10 - Корона КСП-43 з різцем РТМ 32.88.65.75

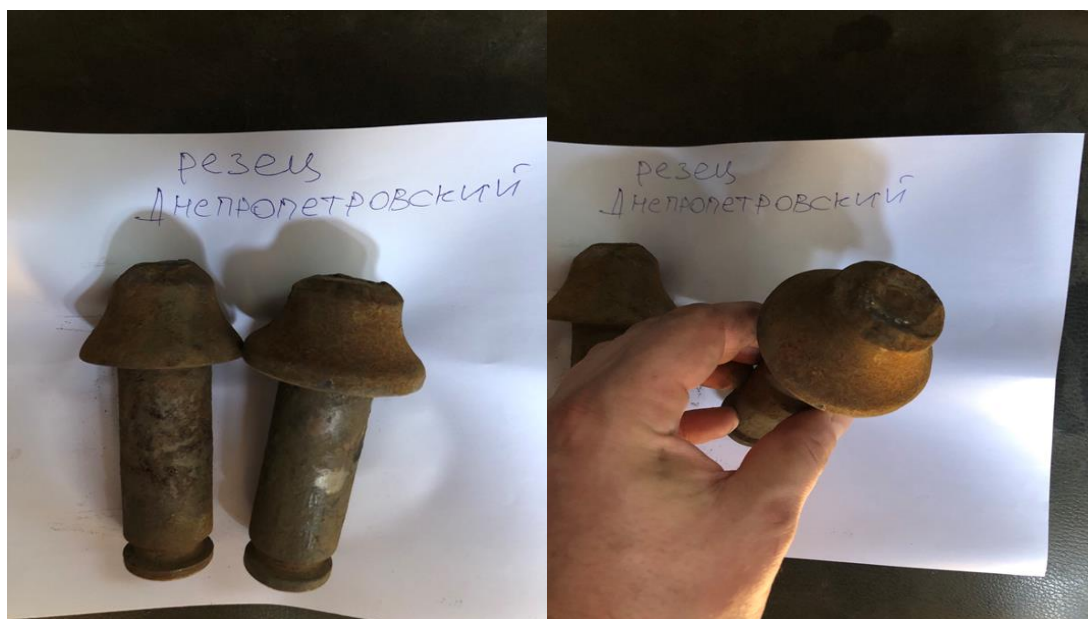


Рисунок 1.11 - Різці РТМ 32.88.65.75 після відпрацювання 10 п.м. на комбайні КСП-43 по простяганню пласта



Рисунок 1.12 - Різець SJ 3222 після відпрацювання 10 п.м. на комбайні КСП-43 по простяганню пласта



Рисунок 1.13 - Різець SJ 3222 після відпрацювання 10 п.м. на комбайні КСП-43 по простяганню пласта



Рисунок 1.14 - Різець SJ 3222 після відпрацювання 10 п.м. на комбайні КСП-43 по простяганню пласта



Рисунок 1.15 - Різець SJ 3222 на комбайні КСП-43 з відірваним різцетримачем



Рисунок 1.16 - Різець ARMOBIT 32.88.60.75 на короні комбайна П-315 після відпрацювання 10 п.м. по породному вибою



Рисунок 1.17 - Різець ARMOBIT 32.88.60.75 на короні комбайна П-315 після відпрацювання 10 п.м. по породному вибою



Рисунок 1.18 - Різець ARMOBIT 32.88.60.75 на короні комбайна П-315 після відпрацювання 10 п.м. по породному вибою

Таким чином, на шахті використовуються різні типи породоруйнівних інструментів на прохідницьких комбайнах. Типи використовуваного породоруйнівного інструменту за своїми характеристиками буде відповідати гірничо-геологічним умовам і є важливим елементом для оптимізації роботи шахт, поліпшення безпеки праці та підвищення економічної ефективності видобутку корисних копалин.

Таблиця 1.1 - Ціни на різці прохідницьких комбайнів (станом на 2023 рік)

№	Найменування різця	Ціна, грн (без НДС)
1	PTM 38.76.65.80/25CT	750 ,0
2	PTM 32.88.65.90 (BG32P-22.5570)	534,2
3	BG32P-22.5570	674,2
4	BG38K-25.6580 (BSR160)	696,02
5	JJJ005373798	2115,2
6	JJJ3830H-I35	1721,2
7	SJ3222	1721,2
8	Armobit 38.75.80.82/30CT	2300,0

Техніко-економічні показники застосування різців:

На 1 п.м. – PTM-32 = 8 різців * 534 грн = 4272 грн.

На 1 п.м. – BG-32 = 7 різців *674 грн = 4718 грн.

На 1 п.м. – SJ322 = 9 різців *1721 грн= 15489 грн.

На 1 п.м. – ARMOBIT = 2 різця *2300 грн = 4600 грн.

Витрата різців на 1 п.м. взято з фактичних даних шахти.

Останнім часом спостерігається стала тенденція підвищення операційної ефективності роботи вугледобувних підприємств України. Це відбивається у збільшенні річних обсягів видобутку шахт при загальному зниженні числа діючих очисних і підготовчих вибоїв. Інтенсифікація ведення гірничих робіт є наслідком застосування нової високопродуктивної техніки, яка, з одного боку, забезпечує умови для

зростання обсягів видобування, а, з іншого, вимагає швидкої окупності витрат через високу вартість обладнання. Це призводить до необхідності пришвидшення в ухваленні науково обґрунтованих проектних та технічних рішень, а, отже, до перегляду системи проектування виробничих технологічних процесів.

У вугільній галузі традиційно використовувалося і досі використовується дворівневе проектування. Його суть полягає в тому, що великі проекти з розкороювання та підготовки запасів шахт здійснюють спеціалізовані проектні організації, а так звані робочі проекти або паспорти ведення гірничих робіт розробляють фахівці підприємств (шахт, шахтоуправлінь). Функціонування обох рівнів регламентується нормативною базою, центральне місце в якій посідають галузеві стандарти або СОУ. На сьогодні вони визначають алгоритми проектування за основними напрямками гірничого виробництва, таких як кріплення [11], дегазація [13], очисні роботи [14] тощо.

Поточний стан і прогнозні оцінки на середньострокову перспективу показують, що для розвитку вуглевидобувних підприємств доцільним є посилення системи робочого проектування технологічних процесів. Це зумовлено тим, що фахівці конкретного підприємства часто краще за класичних проектувальників розуміють особливості генезису родовища, що розробляється, бачать можливості розвитку ділянок і шахти загалом. Важливою перевагою виробничих проектувальників також є наявність «зворотного зв'язку» у вигляді швидкого отримання і можливості аналізу конкретних результатів своєї діяльності. Таким чином, загальна ситуація актуалізує зростання активності виробничого проектування і, відповідно, формування нормативної бази підприємств.

Стандарт підприємства - це нормативний документ, заснований на профільному галузевому стандарті, який розкриває алгоритм вирішення технічної проблеми стосовно умов конкретного шахтоуправління або шахти. По суті справи, стандарт підприємства являє собою частину

СОУ, яка безпосередньо стосується цієї шахти (шахтоуправління). Стандарт підприємства проходить експертизу в організації, яка спеціалізується за відповідним напрямом проектування.

Застосування стандартів підприємств на шахтах ДТЕК Павлоградвугілля та на гірничодобувних активах Метінвест Холдингу, зокрема, ПРАТ «Шахтоуправління «Покровське» і на крупних вугільних шахтах державної форми власності, таких, як «Краснолиманська», дало змогу створити позитивний імпульс для їх технічних служб з актуальних питань розташування, підтримання та кріплення гірничих виробок.

До прикладу, Стандарт підприємства «Технологічні матеріали з проектування кріплення магістральних виробок, що проводяться з тампонажем закріпного простору, на шахтах ТОВ »ДТЕК ЕНЕРГО».

Основна мета, яку переслідували під час розроблення цього ТМП, полягала у визначенні засад проектування інноваційних технологій виконання тампонажу закріпного простору магістральних виробок із використанням нових видів тампонажних матеріалів та устаткування.

Описані в інструкції інновації було апробовано під час підготовки запасів гор. 460 м на шахті «Героїв Космосу», рис. 1.19. Надалі планувалося їх поширення на всіх шахтах ПРАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

У стандарті викладено та регламентовано такі досить важливі нові технологічні рішення:

- як основний тампонажний матеріал пропонується суміш подрібненої породи з підготовчого вибою і цементу у співвідношенні 1:4;
- тампонаж закріпного простору покрівлі над верхняком кріплення КШПУ (кріплення шатрове піддатливе уніфіковане) здійснюють безпосередньо після встановлення анкерів, рами і залізобетонної затяжки на глибину, що дорівнює посуванню вибою виробки за цикл (1 м);
- тампонаж боків виробки здійснюється на глибину добового посування вибою (3 м) у ремонтну зміну;

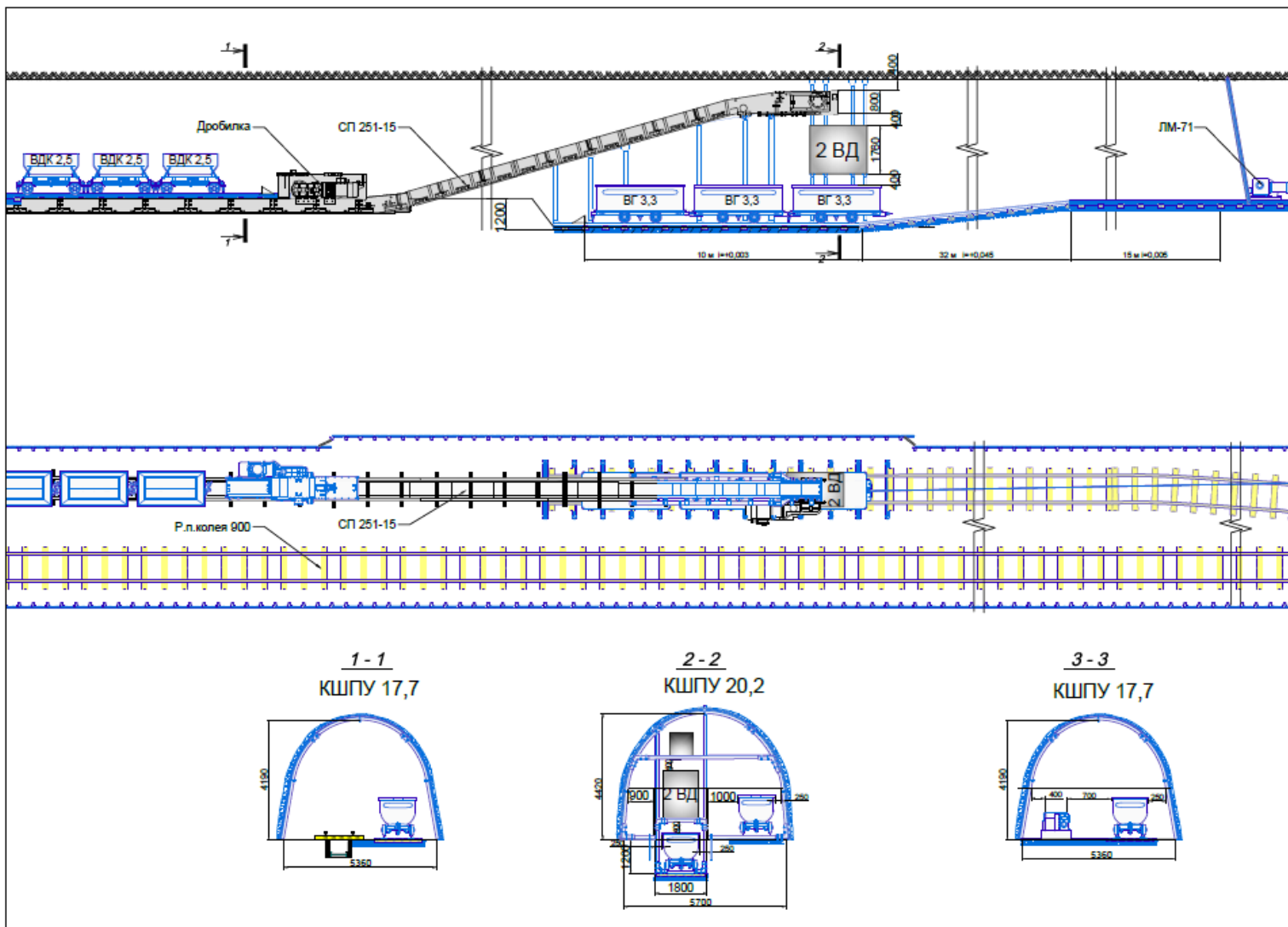


Рисунок 1.19 - Загальний вигляд підземного дробильного бункера на шахті «Героїв Космосу»

- усі тампонажні роботи виконуються торкрет установкою вітчизняного виробництва АС-1 або китайським аналогом Z-3;
- тампонаж закріпного простору покрівлі над верхняком кріплення КШПУ здійснюють безпосередньо після встановлення анкерів, рами і залізобетонної затяжки на глибину, що дорівнює посуванню за цикл (1 м);
- тампонаж боків виробки здійснюється на глибину добового посування вибою (3 м) у ремонтну зміну;
- усі тампонажні роботи виконуються торкрет установкою вітчизняного виробництва АС-1 або китайським аналогом Z-3;
- для здійснення централізованого дроблення породи було споруджено спеціальний підземний бункер, обладнаний дворівневою дробаркою 2ВД (рис. 3), сконструйованою фахівцями технічного департаменту ДТЕК ЕНЕРГО та виготовленою за спецзамовленням у Китаї (рис. 1.20).

У процесі виконання дослідно-промислової перевірки нової технології тампонажу з використанням подрібненої породи було проведено близько 1,5 км магістральних виробок. Однією з них - конвеєрним квершлагом, було безпечно перетнуто велике регіональне розривне порушення - Богданівський скид з амплітудою 300 м. При цьому було забезпечено хороший стійкий стан виробки (рис. 1.20).

У результаті виконаних шахтних замірів було встановлено, що заповнення закріпного простору призводить до зниження питомого навантаження на кріплення виробки приблизно на 30%, що дає змогу зменшити металоємність проведення.

Були, також, досягнуті досить високі техніко-економічні показники проведення:

- місячний обсяг проведення - близько 100 п. м при перерізі 17,7 м²;
- кріплення: КШПУ 17,7+11 анкерів, сталь СВП 27 - 20Г2АФ, щільність встановлення рам 2 р/м, відстань між рядами анкерів 1 м.



Рисунок 1.20 - Загальний вигляд дробарки 2ВД на шахті «Героїв Космосу»



Рисунок 1.21 - Загальний вигляд конвеєрного квершлягу, проведеного з тампонажем закріпного простору, на шахті «Героїв Космосу»

2 ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ ВИКОНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ

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

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

Аналіз існуючих способів буропідривних робіт, що застосовуються під час підривання високих уступів, відображає необхідність у вдосконаленні технологій, і зокрема, при розробці масиву високими уступами, що забезпечують заданий ступінь дроблення та якісне опрацювання підосви цього уступу.

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

визначити оптимальні параметри імпульсу в конкретних гірничо-технічних умовах.

Для підвищення ефективності вибухових робіт на кар'єрах важливою є об'єктивна оцінка впливу інтервалу сповільнення на ступінь подрібнення масиву між свердловинними зарядами та врахування цього фактору при проектуванні вибухових робіт.

Управління вибухом для досягнення високої інтенсивності дроблення гірських порід, зниження сейсмічної та повітряно-ударної дії вибуху можливо при правильно вибраній послідовності підривання свердловинних зарядів та інтервалів уповільнень між ними. Інтенсивність руйнування гірських порід під час вибуху визначається характером взаємодії, тривалістю та кратністю застосування навантажень, створюваних вибухами зарядів вибухових речовин. Перелічені фактори є складовими елементами єдиного процесу взаємодії зарядів при короткосповільненому підриванні (КСП).

При веденні вибухових робіт на рудниках та кар'єрах застосовують, як правило, багаторядне короткосповільнене підривання з різними інтервалами уповільнень як між рядами, так і між свердловинами в ряду. Технологія посвердловинного підривання на кар'єрах реалізується застосуванням у поверхневій вибуховій мережі неелектричних чи електронних систем ініціювання, що забезпечується спеціальними схемами монтажу вибухової мережі.

Під час виконання вибухових робіт на короткосповільнене підривання свердловинних зарядів здійснюється з використанням у поверхневій вибуховій мережі НСІ, при цьому найбільш поширеною є схема монтажу вибухової мережі, коли час сповільнення між зарядами в першому ряду становить 67-109 мс, а у діагоналях, що відходять від нього, від 25 до 67 мс (рис. 2.1).

При таких інтервалах уповільнення кожен заряд працює окремо один від одного, що знижує ефективність дроблення через відсутність взаємодії між зарядами.

Для оцінки цієї взаємодії дослідниками [63] було виконано моделювання руйнування від вибуху двох свердловинних зарядів на об'ємній моделі. Модель є прямокутним паралелепіпедом з розмірами граней – 13,4x7,5x18 м (рис. 2.1 – 2.2).

У моделі розглядається вибух двох суміжних свердловинних зарядів вибухової речовини (ВР), розташованих у масиві гірських порід. Величина ЛНО – 5,5 м; довжина колонкового заряду ВР – 10 м; діаметр свердловин – 250 мм; відстань між свердловинами – 7 м; величина набійки – 5 м; маса заряду в свердловині – 650 кг. Ініціювання свердловинних зарядів – протилежне.

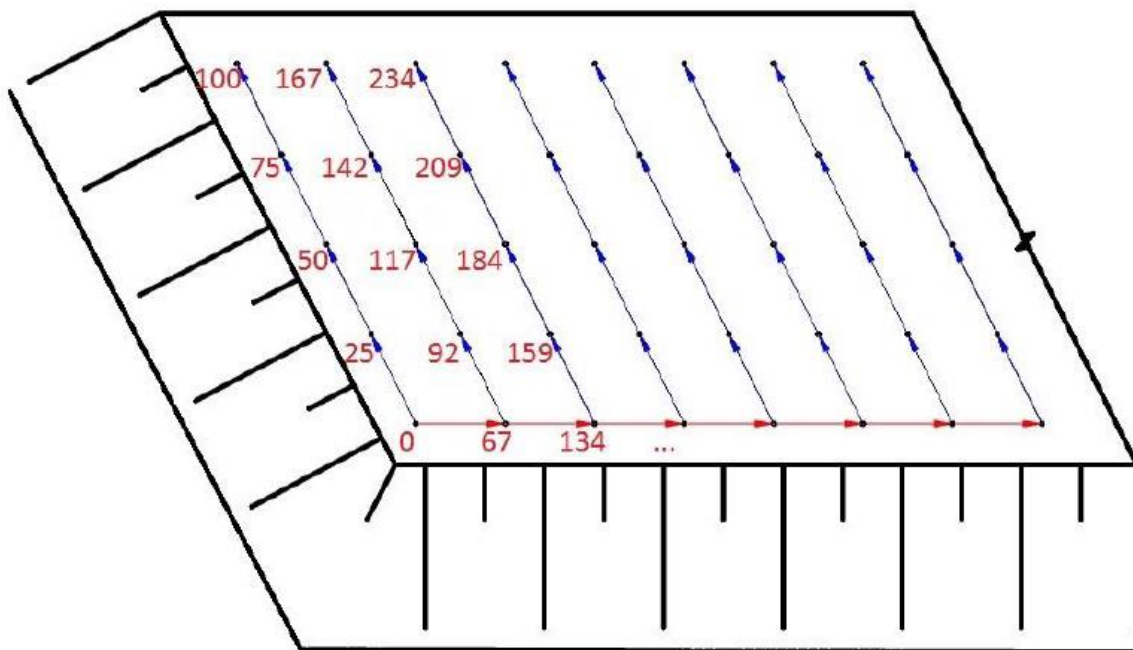


Рисунок 2.1 - Типова схема монтажу вибухової мережі на залізорудному кар'єрі

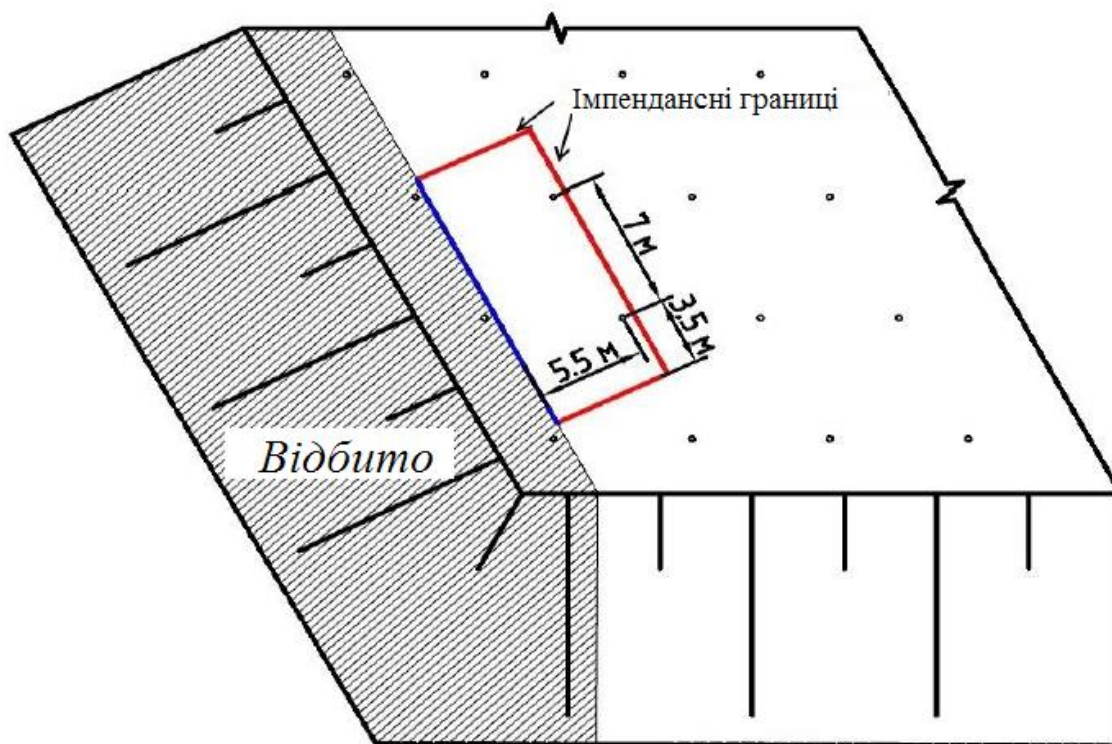


Рисунок 2.2 - Схема визначення геометричних параметрів моделі

У моделі розглядається вибух двох суміжних свердловинних зарядів вибухової речовини (ВР), розташованих у масиві гірських порід. Величина ЛНО – 5,5 м; довжина колонкового заряду ВР – 10 м; діаметр свердловин – 250 мм; відстань між свердловинами – 7 м; величина набійки – 5 м; маса заряду в свердловині – 650 кг. Ініціювання свердловинних зарядів – протилежне.

При моделюванні прийнято припущення про суцільність масиву, засноване на тому, що відпрацювання запасів вітчизняних залізородних кар'єрів ведеться на глибинах 400-500 м, а за геологічними даними відомо, що на даних глибинах масив має крупноблочну і вельми крупноблочну структуру з відстанню між суміжними брилами близько 1,5 – 2 метрів, що говорить про те, що масив у першому наближенні можна розглядати як суцільне середовище.

З метою більш повного опису фізики процесів, що відбуваються при вибуху та підтвердження адекватності отриманих результатів, зупинимось докладніше на процесі моделювання, на прикладі одночасного вибуху свердловинних зарядів. У початковий момент часу у привибійній зоні свердловин відбувається ініціювання зарядів ВР. Після ініціювання вибухової речовини починає поширюватися детонаційна хвиля із надзвуковою швидкістю близько 5000 м\с. Внаслідок проходження детонаційного фронту та розширення продуктів детонації відбувається удар останніх по стінках свердловин, при цьому на стінки свердловин діє тиск у десятки гігапаскалів, в результаті чого масиву передається значна кількість енергії у вигляді ударної хвилі, що переходить на відстані 2-3 радіусів заряду у хвилю напруги. Далі після закінчення процесу детонації тиск падає, вибухові гази прямують у привустьову зону свердловин і водночас надають поршневу дію на масив. На рисунку 2.3 показано динаміку процесу, що відбувається, на момент часу 1 і 2 мс після початку ініціювання зарядів, при цьому фільтри відображення налаштовані таким чином, щоб наочно показати проходження детонаційного фронту та діючих напружень.

На рис. 2.4 наведено взаємодію полів напружень під час вибуху двох свердловин з різними інтервалами уповільнень між ними, а на рис. 2.5 діючі еквівалентні напруги в точці, розташованій посередині зарядів через 2 мс після початку детонації другого заряду.

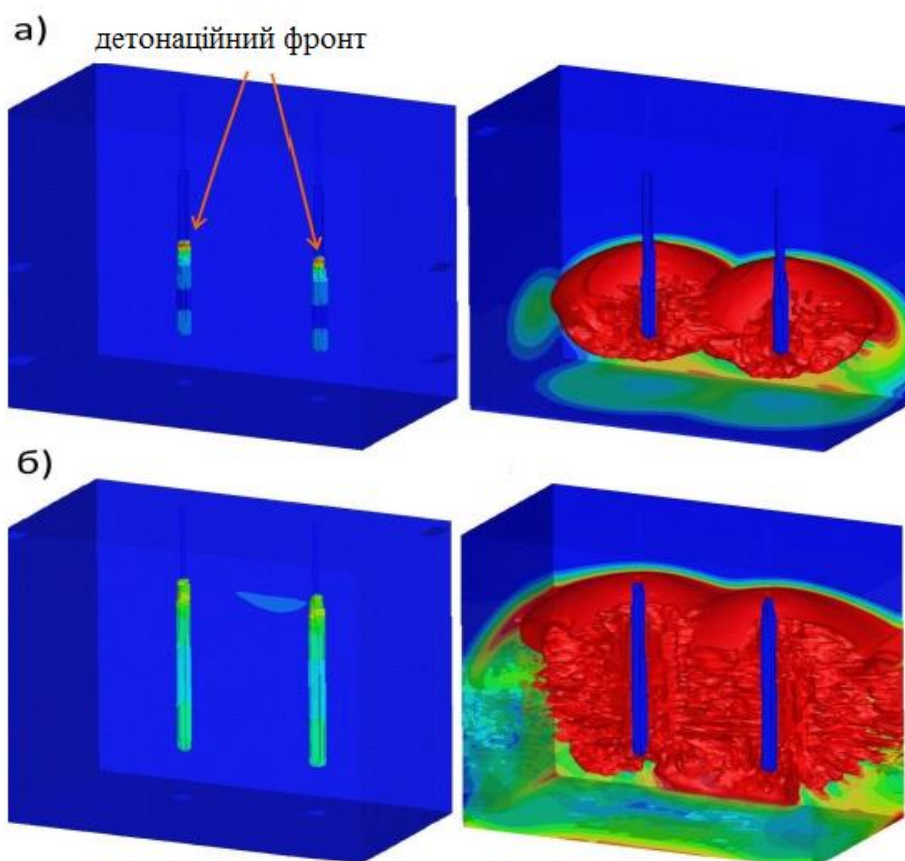


Рисунок 2.3 - Проходження детонаційного фронту з ВР та розподіл напруги, що діють при цьому, в масиві на момент часу: а – 1 мс; б – 2 мс

Отримані результати свідчать, що максимальна амплітуда напружень від вибуху суміжних зарядів досягається при інтервалі уповільнення 0 мс, але тривалість спільної дії при цьому мінімальна. Тривалість спільної дії полів напружень зі збільшенням інтервалу сповільнень збільшується, але в той же час інтенсивність напружень знижується до такого значення, що при інтервалі уповільнень в 20-25 мс хвилі напружень від вибуху першого і другого заряду практично не взаємодіють (рис. 2.6). Отримані дані вказують на те, що ступінь максимальної ефективної взаємодії полів напружень припадає на інтервал уповільнення в 15 мс.

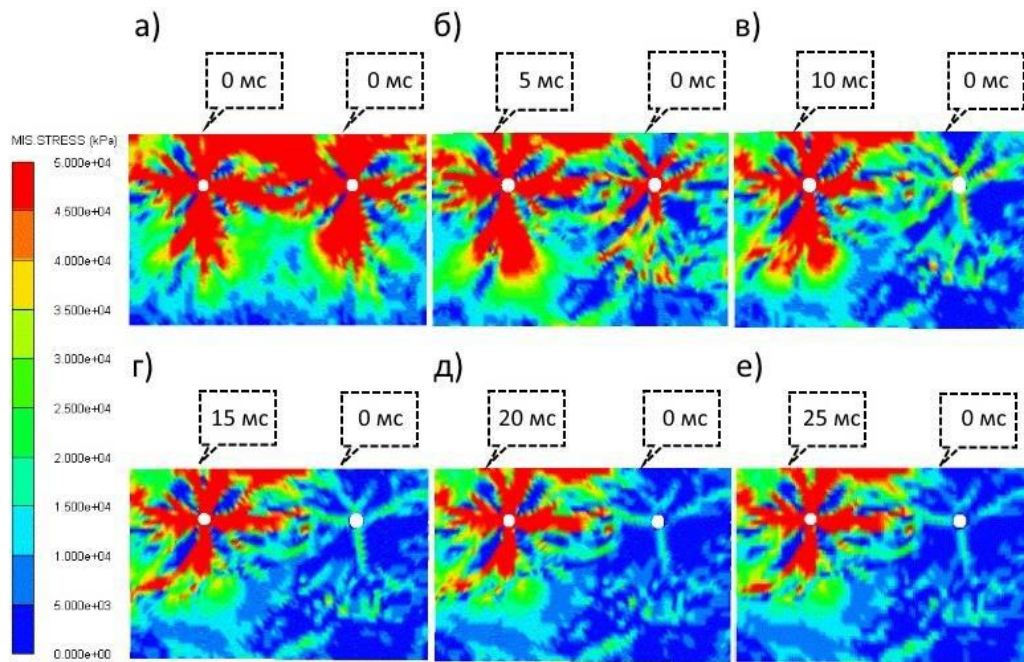


Рисунок 2.4 - Поле еквівалентної напруги через 2 мс після ініціювання другого заряду при інтервалах уповільнення між свердловинами: а – 0 мс; б – 5 мс; в - 10 мс; г – 15 мс; д – 20 мс; е – 25мс

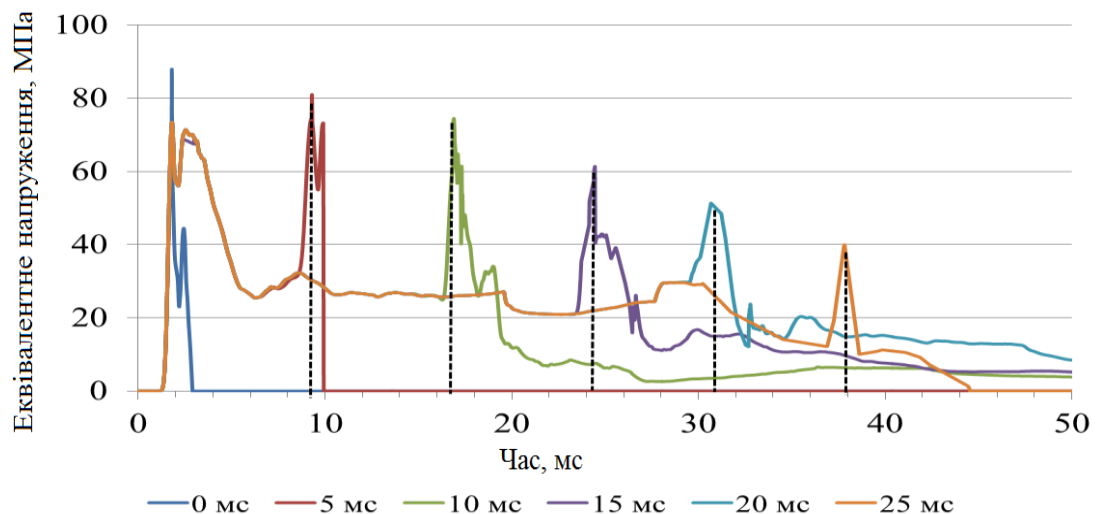


Рисунок 2.5 - Зміна еквівалентного напруження від часу при різних інтервалах сповільнення між свердловинними зарядами

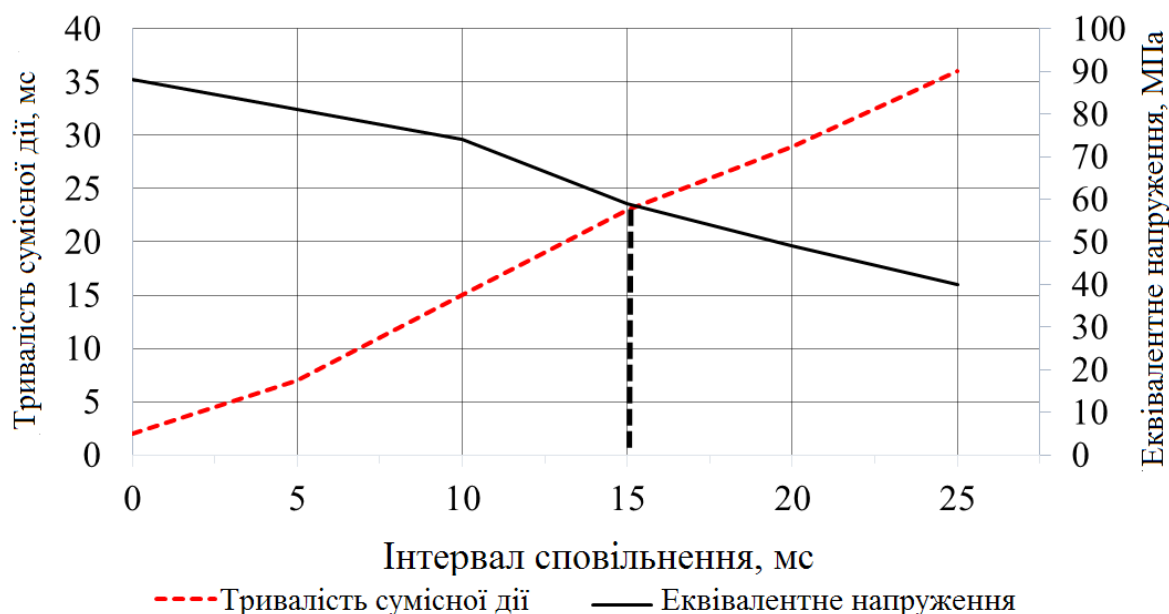


Рисунок 2.6 - Тривалість впливу еквівалентного напруження при різних інтервалах сповільнень між зарядами

Вивчення досвіду кар'єрів Кривбасу щодо вибухового розпушення масиву при його відпрацюванні високими уступами свідчить, що якість дроблення значною мірою залежить від повноти використання енергії вибухових речовин. Нині висота робочих уступів на залізородних кар'єрах переважно становить 12-17 метрів. З гірничо-геологічних умов, вибуховості гірських порід, і навіть прийнятої висоти уступів вибирається величина перебуру свердловин і набійки. Довжина перебуру та набійки коливаються в широких межах: перебур - до 3 метрів; набійка - від 4 до 8 метрів. При висоті уступу 15 метрів довжина перебуру становить 3,5 метра, тобто 16% загальної довжини свердловини, колонка заряду досягає 10-12 метрів, на набійку залишається 4-8 метрів, або 20-40% свердловини. Отже, близько 40-50% довжини пробуреної свердловини не використовується для розміщення заряду і лише 40-60% - для раціонального розподілу заряду, що робить відбійку та дроблення. Таким

чином, використання пробурених свердловин, як за обсягом, так і за висотою становить на залізорудних кар'єрах 25-35% і призводить до нерівномірного розподілу енергії в уступі. Таким чином, маємо знов повернутися до методу, що дозволяє підвищити рівень використання енергії вибуху з метою інтенсивного дроблення гірських порід – підривання високих уступів.

Покладаючись на наведені перевірені методи управління дією вибуху, на практиці використовують наступні способи підривання високих уступів на залізорудних кар'єрах:

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

Стосовно комбінованих свердловинних зарядів встановлено, що наявність повітряної порожнини у заряді призводить у початковий період до збільшення часу впливу вибуху на породу і зменшення швидкості розвитку порушення цілісності навколишнього середовища завдяки зниженню частини енергії вибуху, що витрачається в початковій стадії його розвитку. У подальший період часу, після 20 мсек і більше від початку вибуху, спостерігається зворотне явище, тобто посилення дії вибуху при новій конструкції заряду [24]. Для підтвердження теоретичних та лабораторних результатів проводилися дослідження щодо підривання розосередженими зарядами високих уступів на залізорудних кар'єрах Криворізького басейну [28]. Конструкції застосовуваних свердловинних зарядів на кар'єрах ПРАТ «Південний ГЗК», ПРАТ «Центральний ГЗК» та кар'єрах ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Результати низки дослідних вибухів представлені у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 - Показники дослідних вибухів високих уступів розосередженими зарядами

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

При застосуванні розосереджених зарядів свердловин з повітряними проміжками спостерігається заниження підшви уступу, можна відзначити поліпшення якості дроблення в нижній і верхній частинах уступу [23]. Висота повітряних проміжків та їх кількість залежить від конкретних гірничо-геологічних умов. Досвідом встановлено, що сумарна висота повітряних проміжків має коливатись у межах 0,17 – 0,35 від довжини всього заряду в свердловині; причому менше значення рекомендується застосовувати у міцніших породах. Однак застосування розглянутих конструкцій комбінованого заряду має ряд недоліків: застосування різних типів вибухових речовин підвищує час на заряджання свердловин; при ініціюванні нижньої частини заряду від детонуючого шнура вигоряє частина верхнього заряду, внаслідок чого погіршується дроблення; складність формування повітряних проміжків, як і донної частини заряду; розосередження по всій довжині свердловини.

Графік залежності експлуатаційної продуктивності бурових верстатів від висоти уступу наведено на рис. 2.7.

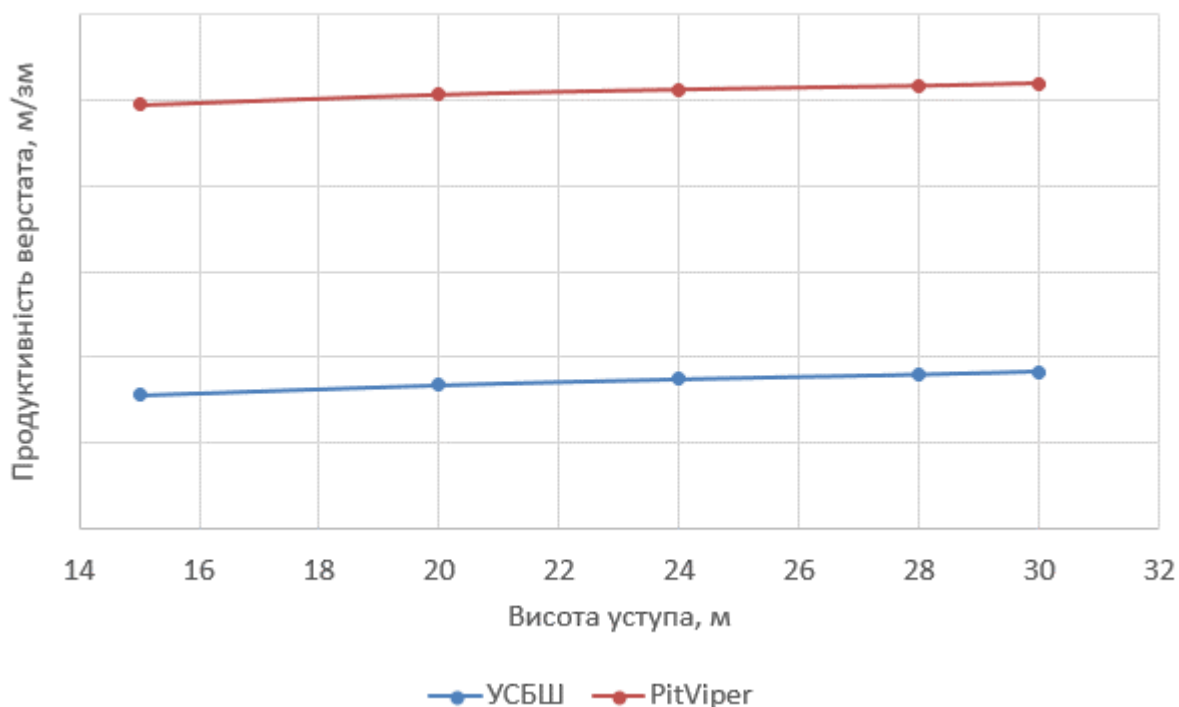


Рисунок 2.7 - Графік залежності експлуатаційної продуктивності бурових верстатів від висоти уступу, що підривається

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

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

Слід зазначити основні переваги даного технічного рішення:

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

3 НЕВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ТА ЗАСОБИ КОНТРОЛЮ РУЙНУВАННЯ ПРИ ПРОТІКАННІ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ

У практиці розробки корисних копалин, в основному застосовують буровибуховий спосіб руйнування гірських порід. Широке використання вибухового способу руйнування гірських порід пояснюється наступними його перевагами: висока руйнівна здатність, мобільність та універсальність. Однак при всіх своїх перевагах спосіб має ряд серйозних недоліків, які загострюються через тренд на посилення вимог безпекових регламентів і екологічних норм: велике виділення газоподібних продуктів вибуху (що йде в розріз з політикою декарбонізації); шум, сейсмічна дія, особливі заходи безпеки при зберіганні, перевезенні та використанні (що підвищують ризик аварій і нещасних випадків).

Щоб подолати недоліки традиційного вибухового руйнування було розроблено декілька сучасних підходів як практичні рішення для руйнування гірських порід за безпечних та екологічно чистих стандартів. Розроблені сучасні методи були впроваджені як нетрадиційні методи руйнування міцних гірських порід і бетону та альтернативи методу вибухових робіт, зокрема спосіб руйнування за допомогою невибухових руйнівних сумішей [4].

Розвинена гірничодобувна галузь є привабливою галуззю для впровадження НРС в Україні. Застосування НРС потенційно можливе при видобутку цінних порід з високими стандартами відносно тріщинуватості (лабрадорити, мармури тощо), вторинному дробленні негабаритних блоків, в комбінаціях з вибуховим способом в умовах необхідності керування напружено-деформованим станом. Однак незважаючи на

привабливі перспективи зазначений спосіб руйнування не знаходить широкого застосування.

Однією з основних причин цього є висока чутливість невибухових сумішей до температури навколишнього середовища. Наслідком порушення температурного режиму є мимовільний викид суміші зі шпурів. Серед інших важливих причин – тривалий час руйнування, що сягає 8-24 годин.

Тому завданням нашого дослідження було вивчення впливу температурного режиму і властивостей порід на швидкість гідратації окису кальцію, що дозволить розробити способи скорочення часу руйнування і виключити явище мимовільного викиду НРС зі шпуру.

Швидкість руйнування матеріалів за допомогою НРС залежить від інтенсивності підвищення тиску саморозширення до можливого максимуму, а оскільки швидкість зростання тиску саморозширення визначається утворенням і зростанням нових кристалів в результаті фізико-хімічних перетворень при гідратації оксиду кальцію, актуальним є питання дослідження факторів, що впливають на швидкість гідратації. Проведення експериментальних робіт із застосування НРС для руйнування гірських порід в умовах підземних гірничих виробок дозволило зробити висновок про суттєву невідповідність у швидкості зростання тиску саморозширення, що одержане в лабораторних умовах з натурними спостереженнями, навіть при їх роботі в одному температурному полі. Для вивчення цього явища було проведено лабораторні дослідження особливостей перебігу реакції гідратації в різних матеріалах, що вміщують заряд НРС.

Виготовлений розчин НРС за допомогою шприца поміщали в циліндричні оболонки діаметром 2 см з різного матеріалу; як матеріал оболонок застосовували пінопласт (1), пластик (2), дерево (сосна) (3), гіпс

(4), сталь (5), обсяг розчину НРС в оболонках становив 2 см^3 . Температура навколишнього середовища під час експерименту становила 23°C .

Відомо, що як індикатор швидкості процесу гідратації може виступати зміна температури НРС. Тому всередину оболонки з НРС встановлювали електронний лабораторний термометр з точністю $0,1^\circ\text{C}$. Після цього за допомогою відеозйомки фіксували зміну температури матеріалу в часі. Після обробки результатів експерименту отримали графіки, що характеризують швидкість гідратації НРС поміщеного в оболонки з різних матеріалів (рис. 3.1).

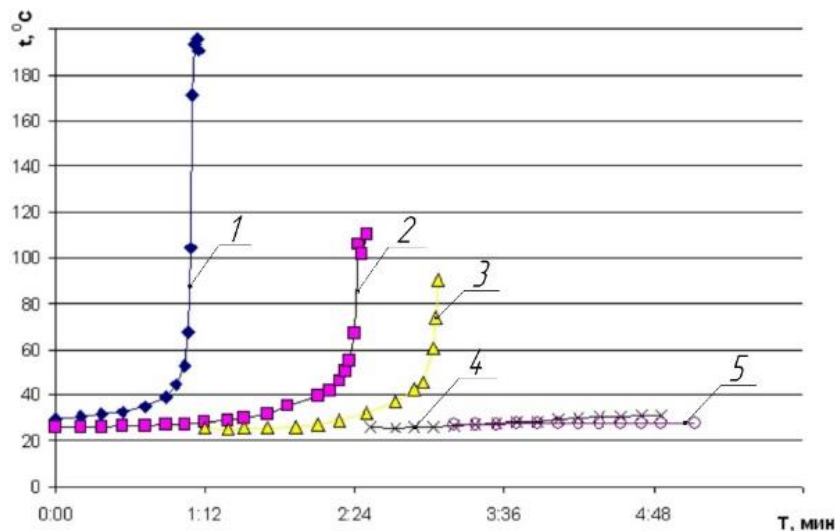


Рисунок 3.1 -Графіки зростання температури НРС в оболонці з різних матеріалів 1 – пінопласт, 2 – пластик, 3 – дерево (сосна), 4 – гіпс, 5 – сталь

Аналіз результатів експерименту показує, що НРС поміщений при однаковій температурі в матеріали з різними теплофізичними властивостями має різну швидкість гідратації, а також різну швидкість і абсолютну величину збільшення обсягу. В якості критерію, що дозволяє врахувати теплофізичні властивості матеріалів доцільно прийняти

коефіцієнт температуропровідності; так для проведеного експерименту температуропровідність становить для: пінопласту - 0,000130 м²/с, пластику - 0,000199 м²/с, сосни - 0,000212 м²/с, гіпсу - 0,000382 м²/с, сталі - 0,01273 м²/с.

Оскільки процес, що розглядається, є екзотермічним, а на швидкість реакції гідратації істотний вплив має температура, то слід враховувати теплообмінні процеси між НРС і матеріалом, що його вміщує. Іншими словами відбувається розсіювання теплової енергії від складу НРС, що самонагрівається в результаті фізико-хімічних перетворень, в навколишній масив. Чим більше теплової енергії зберігає склад, тим вище швидкість його гідратації і зростання структурних новоутворень. Моделювання при нестационарних режимах повинно виконуватися з дотриманням критеріїв подібності теплопровідності, які залежать від розмірів тіла та коефіцієнта його температуропровідності:

$$F_o = \frac{a \cdot t}{L^2}$$

де a - коефіцієнт температуропровідності;

t - характерний час зміни зовнішніх умов, години;

L - характерний розмір тіла, м.

$$a = \frac{\chi}{c_p \cdot \rho}$$

де χ - теплопровідність, Вт/(м·К);

c_p - ізобарна питома теплоємність, кДж·кг⁻¹·К⁻¹;

ρ - щільність, кг/м³.

При моделюванні імітується заряд НРС поміщений в ампулі в шпур діаметром 0,04 м пробурений в блоці пісковика розмірами 0,5x0,5x0,3 м. В якості матеріалу, що містить НРС при моделюванні приймається вода. Необхідний діаметр (L) оболонки з водою, при діаметрі оболонки з НРС при моделюванні дорівнює 0,04 м, і однаковому часі зміни зовнішніх умов (нагрівання НРС при гідратації), розрахуємо з урахуванням наведеного вище критерію подібності:

$$\frac{\chi_{\text{несч}} \cdot t}{c_{p_{\text{несч}}} \cdot \rho_{\text{несч}} \cdot L_{\text{несч}}^2} = \frac{\chi_{\text{H}_2\text{O}} \cdot t}{c_{p_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \rho_{\text{H}_2\text{O}} \cdot L_{\text{H}_2\text{O}}^2}$$

$$L_{\text{H}_2\text{O}} = \sqrt{\frac{\chi_{\text{H}_2\text{O}} \cdot c_{p_{\text{несч}}} \cdot \rho_{\text{несч}} \cdot L_{\text{несч}}^2}{c_{p_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \rho_{\text{H}_2\text{O}} \cdot \chi_{\text{несч}}}}$$

підставив данні, отримаємо $L_{\text{H}_2\text{O}} = \sqrt{\frac{0,58 \cdot 0,84 \cdot 2500 \cdot 0,5^2}{4,183 \cdot 1000 \cdot 2}} = 0,19\text{м.}$

З урахуванням отриманих результатів був проведений експеримент, в якому приготований розчин НРС поміщався в тонку гумову оболонку діаметром 0,04 м довжиною 0,25 м всередину якої встановлювали лабораторний електронний термометр для фіксації температури суміші при гідратації. Ця конструкція поміщалася в прозору оболонку циліндричної форми діаметром 0,19 м наповнену водою на висоту 30 см. На циліндричній оболонці була нанесена шкала для фіксації об'ємних змін НРС. Температура затвореного розчину на початку всіх експериментів складала 22°C.

Температура води при проведенні моделювання змінювалася в діапазоні 20-50°C, протягом кожного експерименту короткочасне

відхилення температури води від заданого протягом дослідження могло становити 1°C , що пов'язано з технічною стороною експерименту. Опрацьовано діапазон 30-40 градусів, оскільки в цьому діапазоні знаходиться температура порід в літньо-весняний період.

Графік зміни температури НРС та його об'ємних змін залежно від температури навколишнього середовища наведено на рис. 3.2.

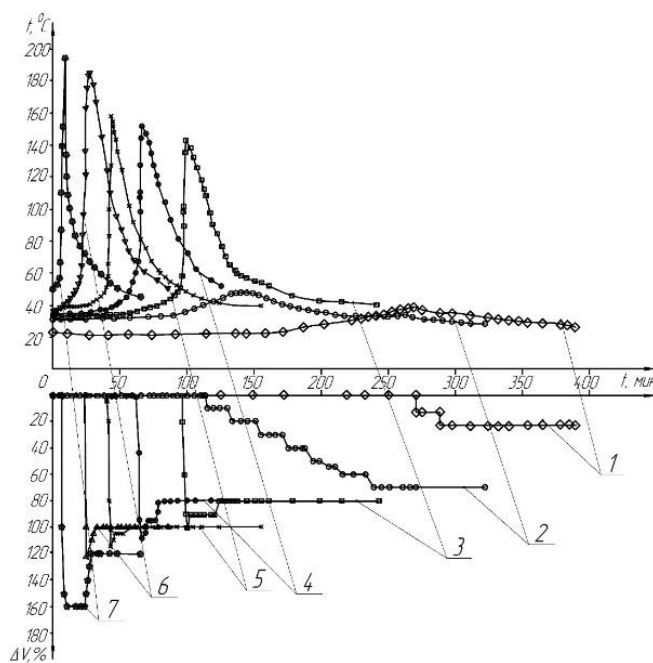


Рисунок 3.2 - Зміна температури НРС (t , $^{\circ}\text{C}$) та його об'ємних змін (ΔV , %) в часі (t , хв) при температурі навколишнього середовища: 1 - 20°C , 2 - 30°C , 3 - 32°C , 4 - 35°C , 5 - 37°C , 6 - 42°C , 7 - 50°C

Аналіз результатів проведених експериментів показує, що підвищення температури навколишнього середовища призводить до інтенсифікації швидкості гідратації і відповідно до збільшення об'ємних змін матеріалу. Так при температурі навколишнього середовища 20°C зростання температури НРС починається через 175 хвилин після затворення розчину, а об'ємні зміни

через 270 хвилин. Початок об'ємних змін матеріалу починається при температурі 40°C. Максимальне збільшення обсягу матеріалу досягає 20% від початкового, температура НРС повертається до початкової через 360 хвилин, зміна обсягу матеріалу не відбувається. При температурі навколишнього середовища 30°C, зростання температури НРС починається через 90 хвилин після замішування розчину, а об'ємні зміни через 120 хвилин, початок об'ємних змін матеріалу починається при температурі НРС близько 40°C, що характерно для всіх експериментів. Максимум досягнутої температури складає 45 градусів. Слід зазначити, що обсяг НРС плавно збільшується протягом 120 хвилин незважаючи на зниження температури з 45°C до 33°C.

При температурі навколишнього середовища 32, 35, 37, 42, 50°C спостерігається інший характер роботи НРС, що полягає в різкому стрибкоподібному підвищенні температури складу при досягненні ним позначки близько 50°C, і відповідне збільшення обсягу матеріалу. Підвищення початкової температури навколишнього середовища до 32, 35, 37, 42, 50°C призводить до початку зростання температури НРС через 60, 40, 30, 18 і 4 хвилини відповідно, а період інтенсивного зростання температури та обсягу НРС починається через 95, 64, 40, 18 та 5 хвилин відповідно. Максимальна температура при цьому змінюється від 150 до 195°C, а обсяг збільшується на 100-160%. Графіки, що характеризують час початку зростання температури НРС і його об'ємних змін при різній температурі матеріалу, що вміщує склад, наведені на рис. 3.3.

Аналіз графіків, представлених на рис. 3.3 показує, що час початку гідратації і зростання обсягу структурних новоутворень експоненційно залежать від температури матеріалу, що містить НРС. Так час початку гідратації НРС, індикатором якого служить зростання температури складу, при підвищенні температури об'єкта, що його вміщує, в діапазоні 30-50°C, з коефіцієнтом кореляції 0,994 описується залежністю:

$$T_2 = 5424e^{-0,139t}, \text{ хв,}$$

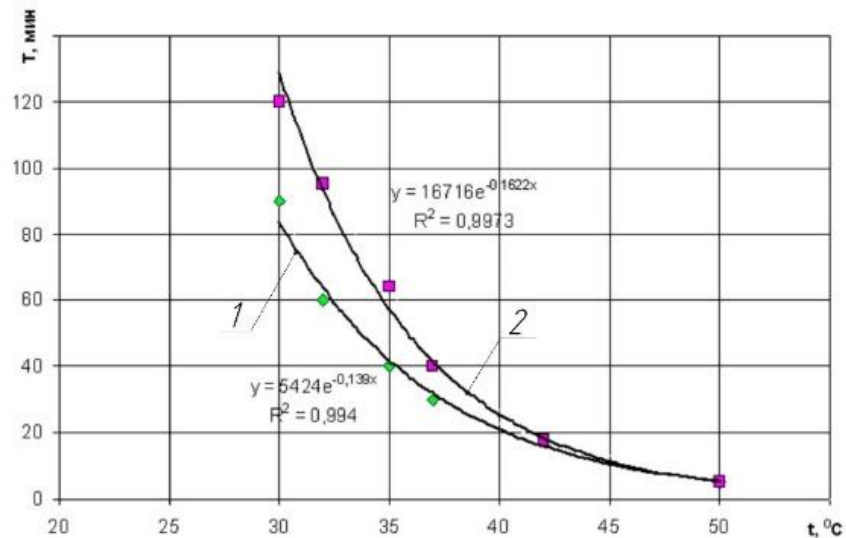


Рисунок 3.3 - Графіки залежності часу початку зростання температури НРС (1) та його об'ємних змін (2) при різній температурі навколишнього середовища

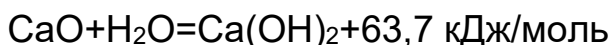
а час початку зростання структурних новоутворень, індикатором якого служить зростання обсягу матеріалу, при підвищенні температури об'єкта, що його вміщує, в діапазоні 30-50°C, з коефіцієнтом кореляції 0,997 описується залежністю:

$$T_o = 16716e^{-0,162t}, \text{ хв.}$$

При досягненні складом температури 100°C, починається виділення пароподібних продуктів, обсяг яких становить від 10 до 40% обсягу матеріалу. Охолодження оболонки, що містить НРС, призводить до

конденсації пари і зменшення обсягу складу до сухого залишку; конденсована пара повторно реагує з НРС і більше не виділяється. Аналіз складу пароподібних виділень показав, що це водяна пара. Чим інтенсивніше відбувається зростання температури, тим більший обсяг пари, що виділяється: це можна пояснити великою кількістю хімічно незв'язаної води в НРС при підвищенні температури навколишнього середовища.

Аналіз формули реакції основного компонента НРС оксиду кальцію з наведеною нижче водою підтверджує вірність зроблених висновків. При водопорошковому співвідношенні рівному 0,3 речовини реагують без залишку з утворенням гідроксиду кальцію. Підвищення температури складу до закінчення реакції гідратації вище 100°C призводить до википання води та утворення пари. Конденсована пара продовжує реагувати з оксидом кальцію і переходить у хімічно зв'язаний стан



Таким чином, підвищення температури навколишнього середовища призводить до інтенсифікації процесу гідратації, проте при цьому збільшується частка об'ємних змін за рахунок виділення пароподібних продуктів. Додатковий внутрішній тиск пари сприяє викиду НРС зі шпуру, що є негативним явищем. Тому управління швидкістю гідратації оксиду кальцію шляхом простого підвищення температури не дозволить підвищити швидкість руйнування об'єктів та ефективність роботи НРС. Так при температурі об'єкта, що руйнується, більше 30°C, при діаметрі шпуру 40 мм для виключення «вишпурювання» необхідне додавання сповільнювачів гідратації. Іншими способами виключення пароутворення є:

- зменшення діаметра шпурів, щоб тепло, що виділяється в процесі реакції, встигало розсіюватися в навколишнє середовище і температура всередині шпуру не досягала позначки 100°C

- використання оболонок, що стабілізують тепловий обмін між сумішшю і породами.

Перевірка результатів лабораторних експериментів була проведена на Хлібодарівському рудоуправлінні. Для дослідження невибухового руйнування було проведено серію дослідів по вторинному дробленню. Корисними копалинами родовища є інтрузивні кристалічні породи, представлені гранітоїдами (граніт порфіроподібний, лужний граніт, апліт рожевий) серед яких зустрічаються дайки лампрофіру.

Межа міцності при стисканні у водонасиченому стані по 8 пробах становить 528-984, середнє значення – 797 кг/см².

Алгоритм промислового експерименту наступний. Роботи починають з буріння шпурів для розміщення НРС, яке виконують з боку відкритої поверхні об'єкта, як правило, вертикально вниз. Шпури бурять рядами у площині передбачуваного розколу. Діаметр шпурів 40 мм. За відсутності вільного простору для буріння вертикальних шпурів бурять шпури під кутом максимально близьким до вертикалі. Пробурені шпури очищаються від пилу та бурового пилу продуванням. Після цього в пробурені шпури заливають підготовлений розчин невибухової руйнуючої суміші на глибину, що дорівнює 0,7-0,9 довжини шпуру.

В якості робочого агента застосовувався модифікований НРС, що містить безводний карбонат натрію 4 мас. %, сульфітно-дріжджову барду 1 мас. %, натрієву сіль продукту конденсації нафталінсульфоїкислоти та формальдегіду 1 мас. %, хлорид натрію 2 мас. %, поліоксихлорид алюмінію 2 мас. %, оксид кальцію 90 мас. %.

Для першого дослідю було обрано блок розмірами 950x650x900 мм, у якому було пробурено шпури з відстанню між ними 0,3 м. Температура навколишнього середовища становила 23-27°C, температура суміші в процесі гідратації становила 20-25°C.

Руйнування негабариту відбулося через 6 годин. Гранітний блок був зруйнований симетрично на дві великі частини по лінії шпурів і дві маленькі частини поперек лінії шпурів, рис. 3.4.



Рисунок 3.4 - Вимірювання температури НРС в шпурі (а) і загальний вигляд гранітного блоку з відстанню між шпурами 0,3 м після заливки НРС (б) та після руйнування (в)

У другому досліді було взято негабарит розмірами 1200x1000x550 мм. Відстань між шпурами дорівнювала 0,5 м. Температура навколишнього середовища становила 23-27°C, температура суміші в процесі гідратації становила 22-26°C. Через 8 годин від блоку почала відколюватися частина, при цьому тріщина пройшла по лінії шпурів.

Третій дослід було проведено на негабаритному блоці розмірами 1300x800x650 мм. Відстань між шпурами дорівнювала 0,65 м. Температура навколишнього середовища протягом експерименту становила 25-36°C, температура суміші в процесі гідратації становила 22-

33°C. Через 6 годин блок почав тріскатись, одночасно з цим, частина суміші, що знаходилась поряд з устям шпуру почала перетворюватись на порошок, і відбулось вишпарювання суміші з привустьової частини шпуру глибиною до 5 см. Через неконтрольований процес гідратації тріщини розкрились на невелику ширину (до 1 см).

Четвертий дослід є характерним прикладом неконтрольованої гідратації. В негабаритному блоці розмірами 700x500x450 мм було пробурено один шпур. Температура навколишнього середовища протягом експерименту становила 27-38°C, температура суміші в процесі гідратації становила 29-39°C. Через 2 години після заливки температура суміші досягла 39°C і протягом декількох хвилин підвищилась до 100°C. Після цього відбулось декілька викидів порошкоподібного НРС з рясним виділенням пари. НРС, що залишився в шпурі, також гідратував у вільному об'ємі, внаслідок чого в шпурі залишилися порошкоподібні рештки. Руйнування блоку не відбулось.

Таким чином, проведені експерименти підтвердили отримані в лабораторних умовах результати, щодо впливу температури на ефективність руйнування. Загальний висновок можна сформулювати наступним чином. Підвищення температури призводить до прискорення швидкості гідратації невибухових руйнуючих сумішей і може скоротити час руйнування вдвічі. Однак у випадку неконтрольованого росту температури зростає ризик вишпарювання суміші і зниження ефективності руйнування від зменшення розміру тріщин до відсутності руйнації. Критичною температурою, в польовому експерименті стала температура 39°C. Проведені дослідження дозволяють зрозуміти особливості невибухового руйнування в натурних умовах при коливанні температури, що створює основу для проєктування технології невибухового руйнування гірських порід.

Анкери є сучасним видом кріплення, що широко використовуються в геотехнічній інженерії. Різні за конструкцією анкери використовуються для закріплення підземних гірничих виробок шахт, забезпечення стійкості гідротехнічних споруд, підтримання підземних об'єктів цивільної інфраструктури, закріплення схилів і т.п.

В останні три десятиліття найбільшої популярності набули сталеполімерні анкери [16] через те, що вони мають високу контрольовану несучу здатність і швидке закріплення. Застосування металевих анкерів з хімічним закріпленням виправдовує себе при кріпленні протяжних гірничих виробок. Однак сьогодні використовуються і анкери інших конструкцій [12-14].

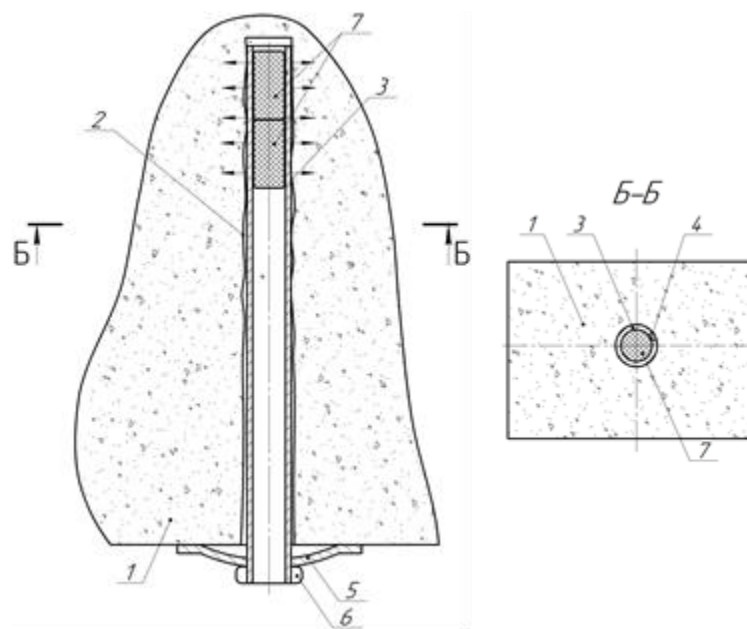
Найменш поширену групу представляють фрикційні анкери, що фіксуються в шпурах силами тертя між стінками шпуру і анкером. Такі анкери мають приблизно постійну робочу характеристику при великих допустимих деформаціях, проте невелику несучу здатність.

У межах виконання НДР було розроблено конструкцію фрикційного анкера підвищеної несучої здатності з керованим опором, яка дозволяє, поміж іншого, контролювати процес деформації та руйнування порід приконтурного масиву.

Розроблений анкер являє собою сталеву трубу з подовжнім розрізом по довжині в середину якого вводиться розширюване тіло. Як розширюване тіло використовують щонайменше одну гнучку еластичну оболонку з сумішшю, що розширюється в процесі гідратаційного твердіння зі створенням тисків не менше ніж 25 МПа в умовах обмежених деформацій; при цьому оболонки з сумішшю ущільнюються всередині трубчастого анкера після установки і залишають всередині анкера після розширення, а величину притиснення анкера до стінок шпуру регулюють кількістю і розмірами оболонок, а також властивостями суміші, що

розширюється в процесі гідратаційного твердіння. Конструкція запропонованого анкера наведена на рис. 3.5.

Використання запропонованого фрикційного анкера забезпечує постійний керований режим піддатливої роботи кріплення, що дозволяє ефективно зміцнити гірські породи і підвищити стійкість гірничої виробки, що підтримується за допомогою фрикційних анкерів або комбінованого кріплення в складі якого використовуються фрикційні анкери.



1 – породний масив, який зміцнюється; 2 – шпур; 3 – трубчастий анкер; 4 – подовжній розріз в анкері; 5 – опорна плита; 6 – стопорне кільце; 7 – оболонки з сумішшю, що розширюється в процесі гідратаційного твердіння

Рисунок 3.5 - Фрикційний анкер підвищеної несучої здатності

4 МАРКШЕЙДЕРСЬКИЙ МОНІТОРИНГ РУЙНУВАННЯ ПОРІД ПРИ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ

Маркшейдерський моніторинг здійснюється безперервно з метою контролю процесів руйнування порід як при виконанні технологічних процесів видобування, так і під час протікання геомеханічних процесів навколо гірничих виробок і відкритих розробок, спричинених порушенням рівноваги гірського масиву, впливом очисних робіт тощо.

Незадовільний стан підготовчих виробок внаслідок руйнування приконтурного масиву є проблемою, яка стримує розвиток виробництва. Погіршення умов проведення та підтримання підготовчих виробок викликано збільшенням глибини розробки вугільних пластів та інтенсивності їх відпрацювання, що призводить до зростання гірничого тиску і напружень масиву [9, 10]. Існуючі способи і засоби забезпечення стійкості виробок в зоні впливу очисних робіт у багатьох випадках є недостатніми. У наукових публікаціях розглядаються різні способи кріплення гірничих виробок: аркове кріплення [11-13], використання сталевих і канатних анкерів [14-17], рамне анкерне кріплення [18-21], торкретування [22, 23], попереднє розвантаження [24] або застосування гідравлічних систем [25]. Разом з тим, питання підтримки виробок в зоні підвищеного гірничого тиску від ведення гірничих робіт на сусідніх пластах і додаткового впливу динамічного тиску з боку лави, що рухається, в слабких водонасичених породах вивчені недостатньо.

Нормативні документи при розрахунку навантаження на кріплення враховують форму і площу виробки, систему розробки, спосіб управління гірським тиском [1-4]. У роботах [16-18] виконано спільний аналіз просідання земної поверхні в зоні проведення гірничих виробок і в свердловинах перед лавою, що рухається. Отримані закономірності

використовуються для прогнозування деформацій об'єктів, що охороняються, на земній поверхні і в надрах [19-20]. Таким чином, навантаження на кріплення виробки залежить від ряду факторів, без урахування яких коректне визначення цієї величини неможливе.

Передбачається, що переміщення породного контуру гірничої виробки має постійний і рівномірний характер у часі. Однак деформація і зміна контурів реальних гірничих виробок спростовують це твердження.

Метою виконаних досліджень є проведення натурних вимірювань для визначення основних закономірностей поведінки покрівлі, ґрунту і бортів гірничих виробок в зоні впливу очисних робіт. Подальше використання результатів натурних експериментів дозволить в умовах слабких вміщуючих порід своєчасно вжити необхідних заходів щодо зміцнення необхідної ділянки підготовчих виробок, які використовуються багаторазово.

Видобувна галузь України опинилася в досить складній ситуації, зумовленій, з одного боку, відсутністю будівництва нових шахт, з іншого - необхідністю збільшення видобутку вугілля. Вирішення проблеми здійснюється залученням до розробки нових ділянок шахтних полів і впровадженням більш продуктивних технологій видобутку вугілля. При цьому значно збільшується загальна протяжність гірничих виробок, зростає довжина лав і виїмкових стовпів. Будівництво підготовчих виробок під час оконтурювання таких виїмкових стовпів ставить перед маркшейдерською службою завдання підвищення точності виконуваних робіт для забезпечення збіжки зустрічних вибоїв. У таких умовах очевидна недостатня точність підземної маркшейдерської опорної мережі, що характеризується відносною похибкою 1:3000. Тому під час вирішення завдання забезпечення необхідної точності збіжки, точність окремих підземних полігонометричних ходів значно підвищується. Досягається це,

насамперед, шляхом зміни методики виконання польових робіт. Іншим важливим фактором, що впливає на точність маркшейдерських робіт, є спосіб зрівнювання результатів вимірювань.

Нормативними документами [21, 22] передбачено здійснювати зрівнювання окремих полігонометричних ходів роздільним способом: спочатку зрівнюються кутові вимірювання, потім - прирости координат. При цьому способі зрівнювання кутова нев'язка ходу розподіляється шляхом введення поправок у значення виміряних горизонтальних кутів. Ці поправки дорівнюють між собою [13, 14] і обчислюються діленням кутової нев'язки на загальну кількість виміряних кутів, і вводяться зі знаком, зворотним знаку нев'язки, що відображено у формулі:

$$\delta_{\beta} = -\frac{f_{\beta}}{n}$$

де f_{β} – кутова нев'язка ходу; n – кількість кутів у ході.

За виправленими значеннями горизонтальних кутів обчислюються дирекційні кути сторін ходу.

Залежно від конфігурації ходу кутова нев'язка ходу f_{β} обчислюється за однією з формул

$$\begin{aligned} f_{\beta} &= \pm 2 m_{\beta} \sqrt{n} \\ f_{\beta} &= \pm 2 m_{\beta} \sqrt{n_1 + n_2} \\ f_{\beta} &= \pm 2 \sqrt{2m_{\alpha}^2 + nm_{\beta}^2} \end{aligned}$$

де m_{β} – середня квадратична похибка вимірювання горизонтальних кутів; m_{α} – середня квадратична похибка визначення дирекційних кутів

гірсторін; n – кількість кутів полігонометричного ходу; $n_1 + n_2$ – кількість кутів у першому і другому ходах.

Існуючі норми виконання маркшейдерських робіт припускають такі варіанти прокладання підземних полігонометричних ходів: у вигляді замкнутих полігонів, у вигляді висячих полігонів, пройдених двічі, у вигляді розімкнутих полігонів, прокладених між гірсторонами.

Далі виконується зрівнювання приростів координат. Поправки в обчислені прирости визначаються за формулами:

$$\delta_{x_i} = -\frac{f_x}{P} S_i$$

$$\delta_{y_i} = -\frac{f_y}{P} S_i$$

де f_x , f_y – нев'язки в приростах координат, відповідно, по осях X и Y ; S_i – довжина i -ї сторони ходу; P – периметр ходу.

Ці поправки розподіляються прямо пропорційно довжині відповідної сторони ходу і обернено пропорційно периметру всього ходу, вводяться зі знаком, протилежним знаку нев'язки.

Однак, після введення поправок у прирости координат, дирекційний кут відповідної сторони, обчислений за виправленими приростами, відрізняється від дирекційного кута цієї ж сторони, розрахованого за виправленими значеннями горизонтальних кутів. Відмінності ці в деяких випадках досягають величин, близьких до допустимої похибки вимірювань горизонтальних кутів. Очевидно, що спрощений спосіб зрівнювання значно спотворює в бік погіршення фактичні результати польових робіт. З огляду на цей факт, постійно ведеться пошук поліпшення якості зрівняльних обчислень [5, 6]. Використовуючи досвід ведення геодезичних

робіт на земній поверхні, у деяких випадках здійснюється суворе зрівнювання окремих підземних полігонометричних ходів, а також – систем ходів. Виконується суворе зрівнювання за спеціальними програмами, заснованими, як правило, на параметричному способі зрівнювання. Однак, суворий спосіб зрівнювання підземних полігонометричних ходів не знаходить широкого поширення у виробництві. Пов'язано це насамперед зі специфікою виконання польових робіт у підземних умовах, де просто відсутня достатня кількість вихідних даних для застосування строгого способу зрівнювання.

Для вирішення цього питання запропоновано новий спосіб зрівнювання виміряних у підземних полігонометричних ходах горизонтальних кутів. Він заснований на твердженні, що в специфічних умовах вимірювань у гірничих виробках відсутня можливість виконання рівноточних кутових вимірювань.

Під рівноточними розуміють однорідні результати, отримані під час вимірювань одним і тим самим інструментом (або різними інструментами, але одного і того самого класу точності), одним і тим самим або рівноцінними методами, однакоvim числом прийомів і в однакових умовах [7]. Нерівноточними називають результати вимірювань, якщо зазначених умов рівноточності не дотримано.

Похибка вимірювання горизонтального кута не може бути задана постійною величиною. Ця похибка є комплексною і може бути виражена формулою:

$$m_{\beta i} = \pm \sqrt{m^2 + m_{ei}^2}$$

де m – приладова похибка вимірювання горизонтального кута;

m_{ei} – похибка вимірювання, що виникає за рахунок зовнішніх умов вимірювань.

Приладова похибка здебільшого залежить від точності застосовуваного кутомірного приладу (теодоліта або тахеометра), і меншою мірою – від кількості прийомів вимірювань горизонтального кута. Вона може або прийматися рівною номінальній похибці приладу $m_{ном}$, або бути обчисленою за формулою:

$$m = \frac{m_{ном.}}{\sqrt{n}}$$

де n – кількість прийомів.

Похибка, що виникає завдяки зовнішнім умовам вимірювань, містить у собі кілька чинників, відображених у формулі:

$$m_{ei} = \pm \frac{\rho e_i}{a_i b_i} \sqrt{a_i^2 + b_i^2 - a_i b_i \cos \beta_i}$$

де ρ – радіан, виражений у секундах, $\rho = 206265''$; e_i – точність центрування для i -тої станції; β_i – значення вимірюваного кута; a_i, b_i – довжини сторін, що складають кут β_i .

Пропонована методика зрівнювання виміряних горизонтальних кутів передбачає обчислення теоретично можливої за фактично наявних умов похибки $m_{\beta i}$ для кожної станції полігонометричного ходу окремо [8]. Далі визначається сума всіх обчислених таким чином теоретично можливих

похибок $\Sigma m_{\beta i}$. Після цього для кожного виміряного горизонтального кута обчислюється поправка $\delta_{\beta i}$.

$$\delta_{\beta i} = -\frac{m_{\beta i} f_{\beta}}{\sum_{i=1}^{i=n} m_{\beta i}}$$

Обчислені таким чином поправки вводяться в значення виміряних кутів, після чого виконується контроль суми виправлених горизонтальних кутів. У разі дотримання контролю виконуються подальші зрівняльні обчислення за схемою роздільного способу зрівнювання.

У загальній похибці вимірювання кута так само є складова, зумовлена помилкою центрування теодоліта і сигналів. Середня похибка вимірювання горизонтального кута, зумовлена неточністю центрування теодоліта і сигналів $m_{\psi i}$, складається з трьох окремих похибок:

m_{c_A} – середньої похибки вимірювання кута через неточність центрування сигналу А;

m_{c_B} – середньої похибки вимірювання кута через неточність центрування сигналу В;

m_e – середньої похибки вимірювання кута через неточність центрування теодоліту.

$$m_{\psi i} = \pm \sqrt{m_{c_A}^2 + m_{c_B}^2 + m_e^2}$$

Вирази для розрахунку похибок вимірювання горизонтального кута через неточність центрування сигналів мають вигляд:

$$m_{c_A}^2 = \rho^2 \frac{e_A^2}{2b^2}; \quad m_{c_B}^2 = \rho^2 \frac{e_B^2}{2a^2}.$$

Похибка m_e розраховується за формулою:

$$m_e^2 = \frac{\rho^2 e^2}{2a^2 b^2} (a^2 + b^2 - 2ab \cos \beta)$$

В остаточному вигляді з урахуванням того, що способи, а, отже, і похибки центрування обох сигналів однакові, похибка вимірювання горизонтального кута, зумовлена неточністю центрування теодоліта та сигналів може бути обчислена за формулою:

$$m_{u_i} = \pm \sqrt{\frac{\rho^2}{2a^2 b^2} [e_c^2 (a^2 + b^2) + e^2 (a^2 + b^2 - 2ab \cos \beta)]}$$

У підземних зйомках переважають найнесприятливіші умови вимірювання горизонтального кута, тому що більшість кутів підземних полігонів близька до 180° , а сторони кутів не настільки великі й часто різко відрізняються між собою за довжиною. Це вимагає з особливою увагою ставитися до центрування теодолітами сигналів.

Для оцінки результатів кутових вимірювань використовують лінійні похибки центрування теодоліта і сигналу (e і e_c) [9]:

- одноразове центрування шнуровим виском 1,2–2,0 мм;
- оптичне центрування 0,8–1,2 мм;
- автоматичне центрування 0,5–0,8 мм.

В умовах підземних гірничих виробок, де пункти теодолітних ходів закріплюють у покрівлі виробки, оптичне центрування практично не

застосовується [4, 10]. У переважній більшості випадків шнуровим виском центрується теодоліт, а візування здійснюється безпосередньо на виски, закріплені на задній і передній точках ходу. Однак це не виключає наявності похибки центрування на точках візування, оскільки центр пункту підземної опорної мережі фіксують отвором діаметром 2 мм, що забезпечує вільний зсув шнура виска від центру пункту на величину $e_c = R - r$, де R – радіус отвору центру, що дорівнює 1 мм; r – радіус шнура виска (приймаємо рівним 0,2 мм). Таким чином, $e_c = 0,8$ мм.

Таким чином, можуть бути розглянуті три варіанти впливу помилок центрування на похибку вимірювання горизонтальних кутів у гірничих виробках:

- вимірювання кутів здійснюється за триштативною схемою з центруванням теодоліту і сигналів шнуровим виском (приймаємо $m_{c_A} = m_{c_B} = m_e = 1,5$ мм);

- центрування теодоліту здійснюється шнуровим виском ($m_e = 1,5$ мм), візування – безпосередньо на висок ($m_{c_A} = m_{c_B} = 0,8$ мм);

- кути вимірюються за триштативною схемою з автоматичним центруванням теодоліту і сигналів ($m_{c_A} = m_{c_B} = m_e = 0,8$ мм).

Загальна середня квадратична похибка вимірювання горизонтального кута визначається за формулою:

$$m_{\beta} = \pm \sqrt{m_i^2 + m_{y_i}^2}$$

У таблицях 4.1-4.3 наведено результати розрахунків похибок вимірювання горизонтального кута одним прийомом теодолітом Т15 різними способами центрування теодоліта.

Таблиця 4.1 - Похибки вимірювання горизонтального кута за умови

$$m_{c_A} = m_{c_B} = m_e = 1,5 \text{ мм}$$

Довжина сторони кута до сигналу В, м	Похибка вимірювання горизонтального кута, сек.					
	Довжина сторони кута до сигналу А, м					
	10	20	40	60	80	100
10	536	318	314	312	312	311
20	318	31	25	24	23	23
40	314	25	20	19	18	18
60	312	24	19	17	17	17
80	312	23	18	17	16	16
100	311	23	18	17	16	16

Таблиця 4.2 - Похибки вимірювання горизонтального кута за умови

$$m_e = 1,5 \text{ мм}; m_{c_A} = m_{c_B} = 0,8 \text{ мм}$$

Довжина сторони кута до сигналу В, м	Похибка вимірювання горизонтального кута, сек.					
	Довжина сторони кута до сигналу А, м					
	10	20	40	60	80	100
10	468	258	253	252	251	250
20	258	28	23	22	21	21
40	253	23	19	18	17	17
60	252	22	18	17	16	16
80	251	21	17	16	16	16
100	250	21	17	16	16	16

Таблиця 4.3 - Похибки вимірювання горизонтального кута за умови

$$m_{c_A} = m_{c_B} = m_e = 0,8 \text{ мм}$$

Довжина сторони кута до сигналу В, м	Похибка вимірювання горизонтального кута, сек.					
	Довжина сторони кута до сигналу А, м					
	10	20	40	60	80	100
10	286	170	168	167	167	167
20	170	21	19	18	18	18
40	168	19	17	16	16	16
60	167	18	16	16	16	15
80	167	18	16	16	15	15
100	167	18	16	15	15	15

Для перевірки якості запропонованого способу зрівнювання кутових вимірювань було взято фактичний полігонометричний хід, прокладений на шахті "Павлоградська" ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Метою прокладання цього ходу було забезпечення збіжки зустрічних вибоїв під час будівництва підготовчих виробок. За результатами виконаної роботи збіжку було успішно здійснено.

Польові вимірювання зазначеного полігонометричного ходу було зрівняно трьома способами:

- суворим;
- роздільним, рекомендованим чинними "Правилами..." [1];
- запропонованим у роботі.

Аналіз отриманих результатів полягає в обчисленні різниць ΔX_{ji} , ΔY_{ji} значень координат кожної точки полігонометричного ходу, обчислених різними способами зрівнювання, роздільно за віссю X та за віссю Y за формулами:

$$\Delta X_I = X_{\text{строг.}} - X_{\text{роздільн.}}$$

$$\Delta Y_I = Y_{\text{строг.}} - Y_{\text{роздільн.}}$$

$$\Delta X_{II} = X_{\text{строг.}} - X_{\text{предлаг.}}$$

$$\Delta Y_{II} = Y_{\text{строг.}} - Y_{\text{предлаг.}}$$

$$\Delta X_{III} = X_{\text{предлаг.}} - X_{\text{роздільн.}}$$

$$\Delta Y_{III} = Y_{\text{предлаг.}} - Y_{\text{роздільн.}}$$

Результати цих обчислень подано у вигляді графіків на рис. 4.2 і 4.3.

Похибка центрування теодоліту 1,5 мм. Похибка центрування теодоліту 1,5 мм

Похибка центрування сигналу 1,5 мм. Похибка центрування сигналу 0,8 мм

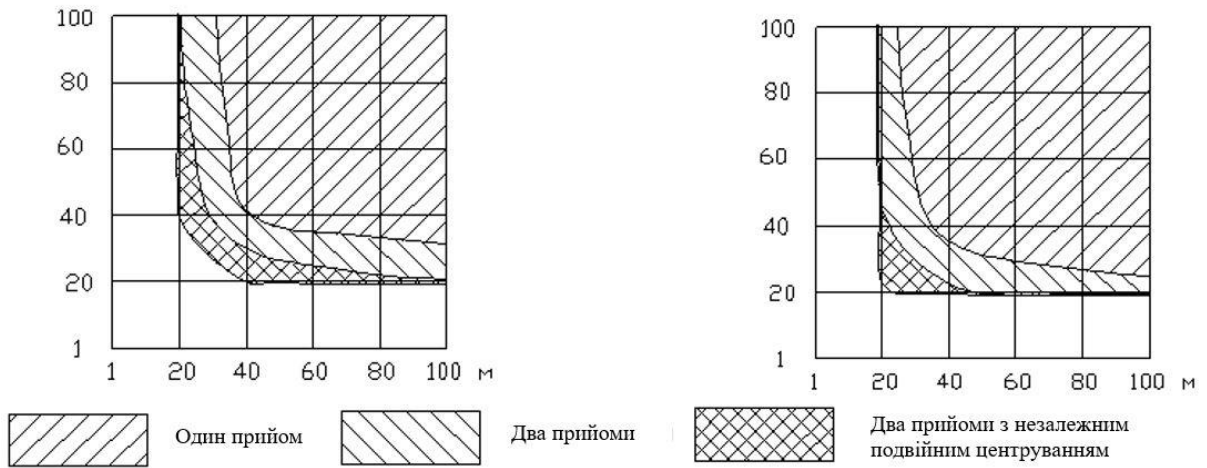


Рисунок 4.1 - Поле похибок вимірювання горизонтального кута теодолітом Т15

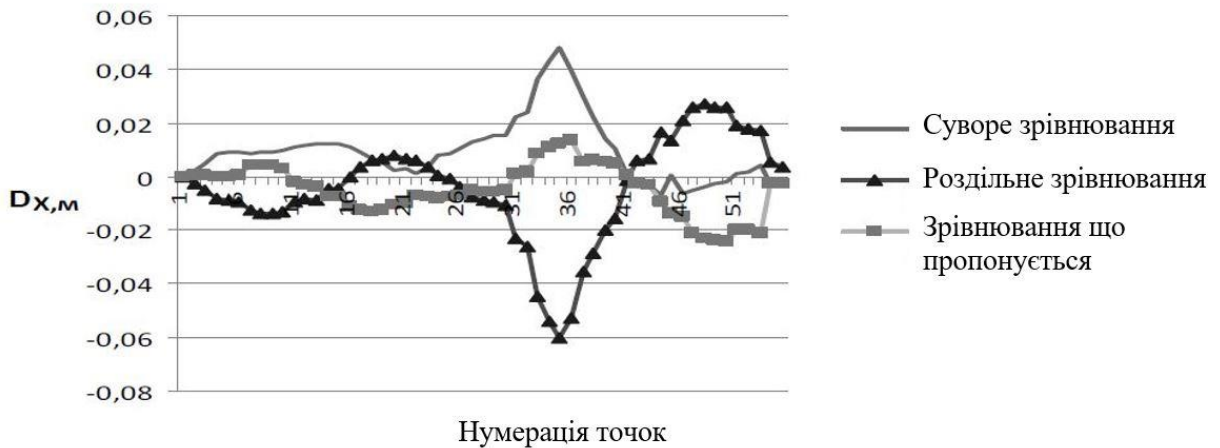


Рисунок 4.2 - Відхилення значень координат X між способами

Отримані результати показують, що координати, обчислені під час зрівнювання пропонуваним способом, відрізняються від координат, отриманих роздільним способом, більше, ніж від строгого способу зрівнювання. Водночас, результати суворого способу зрівнювання мають максимальну відмінність від роздільного способу, і менше відрізняються від запропонованого способу зрівнювання.

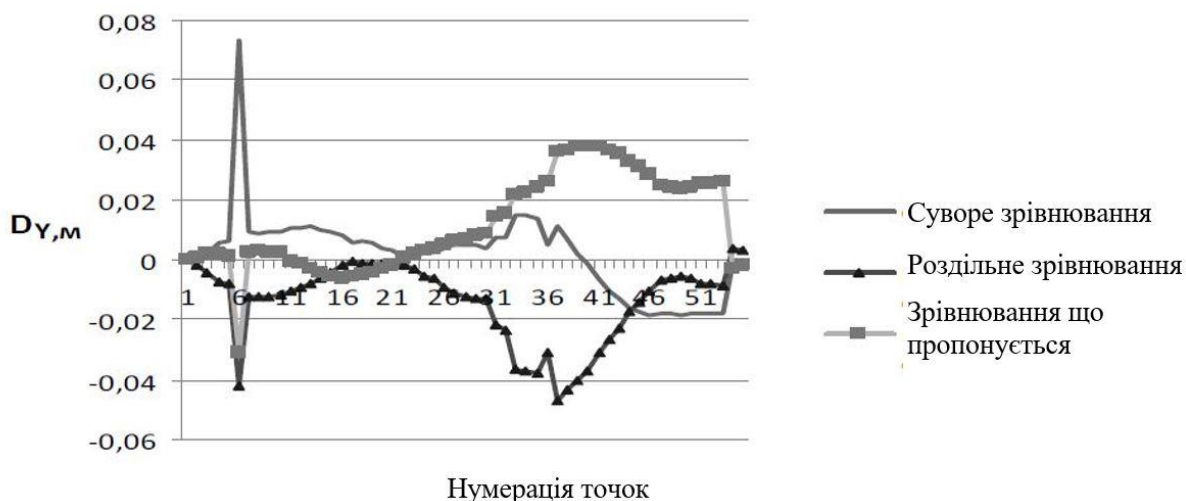


Рисунок 4.3 - Відхилення значень координат Y між способами

Така сама закономірність і при порівнянні результатів різних способів зрівнювання від середніх значень між способами. Найбільш близьким до середнього значення є запропонований спосіб зрівнювання підземних полігонометричних ходів.

Крім порівняння між собою значень координат точок, обчислених під час використання різних способів зрівнювання, було обчислено відносні похибки полігонометричного ходу роздільним способом зрівнювання і запропонованим способом за наведеною нижче формулою

$$f_{\text{отн.}} = \frac{f_l}{P} = \frac{1}{P/f_l}$$

де f_l – лінійна похибка ходу, м; P – периметр ходу, м.

$$f_l = \sqrt{f_x^2 + f_y^2}$$

де f_x , f_y – нев'язки в сумах приростів координат, відповідно, по осях X і Y .

У разі зрівнювання ходу роздільним способом, рекомендованим чинним нормативним документом [1], лінійна похибка ходу $f_l = 0,275\text{м}$. При периметрі ходу P понад 6,6 км відносна похибка $f_{відн.} = 1/24000$. Це задовольняє вимогам точності, що висуваються до ходів підземної маркшейдерської опорної мережі [1, 2] $f_{відн. доп.} = 1/3000$.

При зрівнюванні ходу пропонованим способом лінійна похибка ходу $f_l = 0,006\text{м}$, що за того ж периметра ходу дає відносну похибку $f_{відн.} = 1/1100000$. Очевидно, що пропонований спосіб зрівнювання виміряних горизонтальних кутів у розглянутому підземному маркшейдерському ході значно підвищує точність отримання координат вершин полігона.

Виконані в роботі дослідження показують, що за відсутності достатніх вихідних даних для суворого способу зрівнювання підземних полігонометричних ходів більш раціональним порівняно з роздільним способом є пропонований спосіб. Він полягає також у роздільному зрівнюванні кутів і приростів координат, але при цьому поправки в кутові вимірювання обчислюють прямо пропорційно до обчисленої теоретично можливої похибки вимірювання кута та зворотно пропорційно до суми теоретично можливих похибок усіх кутів ходу.

Слід визнати, що рекомендації щодо використання теодолітів з точністю відлічування $15''$ не забезпечують необхідну точність вимірювань горизонтального кута.

Під час використання теодолітів типу Т15 для вимірювання кута зі сторонами до 20 м слід застосовувати виключно автоматичне центрування теодоліта і сигналів.

Під час вимірювання кутів із центруванням шнуровим виском, методику вимірювання кута слід обирати відповідно з графіком поля похибки.

Будівництво та експлуатація будівель і споруд на територіях залягання корисних копалин здійснюється з обов'язковим гірничо-геологічним обґрунтуванням і дотриманням заходів з охорони від шкідливого впливу гірничих розробок. Невід'ємною складовою такого гірничо-геологічного обґрунтування та основою для вибору відповідних заходів охорони підроблюваних будівель і споруд є розрахунок очікуваних зрушень і деформацій земної поверхні. В теперішній час на вугільних родовищах зрушення і деформації поверхні розраховуються за нормативною методикою [11]. Використання цієї методики має певні обмеження. Зокрема, обов'язковою є умова завершеного процесу зрушення гірських порід и земної поверхні, що в значній мірі звужує можливість прогнозування впливу гірничих розробок на підроблювані об'єкти. Результати розрахунків не дають уяви про тривалість процесу зрушення, не враховують відмінності розвитку деформацій на різних ділянках зони впливу очисних робіт. Самі розрахунки за методикою [11] є громіздкими, незручними та не в повній мірі враховують особливості процесу зрушення в різних гірничо-геологічних умовах відпрацювання вугільних пластів.

В результаті маркшейдерських досліджень на вугільних родовищах розроблені різні способи розрахунку зрушень і деформацій поверхні над очисним вибоєм, що рухається. Основні положення цих способів розрахунку для умов Центрального Донбасу викладені в роботах [2-4], Львівсько-Волинського вугільного басейну – в [5], Західного Донбасу – у [6, 7]. Вказані дослідження виконані для умов стадії синхронного зрушення, коли в мульді сформувалося плоске дно і профіль крила мульди, яке рухається, залишається незмінним і переміщується синхронно з очисним вибоєм. Область формування мульди, яка виникає при відході лави від розрізної печі, залишається маловивченою.

Ґрунтуючись на загальноприйнятих уявленнях про процес зрушення земної поверхні й особливості його розвитку, що встановлені натурними маркшейдерськими спостереженнями на шахтах Західного Донбасу, нами розроблена методика просторово-часового моделювання зрушень земної поверхні [10]. Ця методика дозволяє створити графічну модель розвитку зрушень і деформацій над очисним вибоєм, що рухається, до моменту, поки підробка поверхні стане повною.

Практична побудова просторово-часової моделі процесу зрушення земної поверхні показана на прикладі спостережної станції № 10, що закладена над 530-ю лавою пласта c'_6 шахти «Ювілейна» ВАТ «Павлоградвугілля». На рис. 4.4 показані план станції й графіки осідань земної поверхні вздовж профільної лінії реперів № 1.

Лава 530 почала відпрацьовуватись на глибині 150 м, потужність наносів становить 60 м, відношення потужностей порід наносів і карбону – 0,40, потужність пласта – 1,0 м. Максимальне осідання в мульті $\eta_m = 922$ мм.

При побудові моделі використані результати 11 серій інструментальних спостережень, проведених протягом 2 місяців з початку відпрацьовування лав. Кожне спостереження відображає осідання земної поверхні, що відповідає розміру виробленого простору D_t на дату спостереження t .

З урахуванням глибини розробки H і величини посування очисного вибою D_t на дату спостереження створюється спеціальна система координат (рис.2, а), по осі абсцис якої відкладаються відстані від проекції розрізної печі на земній поверхні, віднесені до глибини H (убік руху очисного вибою зі знаком «плюс», убік масиву – зі знаком «мінус»). По осі ординат відкладаються розміри виробленого простору D_t у напрямку руху

очисного вибою, віднесені до глибини H , тобто положення очисного вибою у часі.

У цій системі координат проводяться горизонтальні лінії з ординатами, що відповідають положенням вибою на дати спостережень.

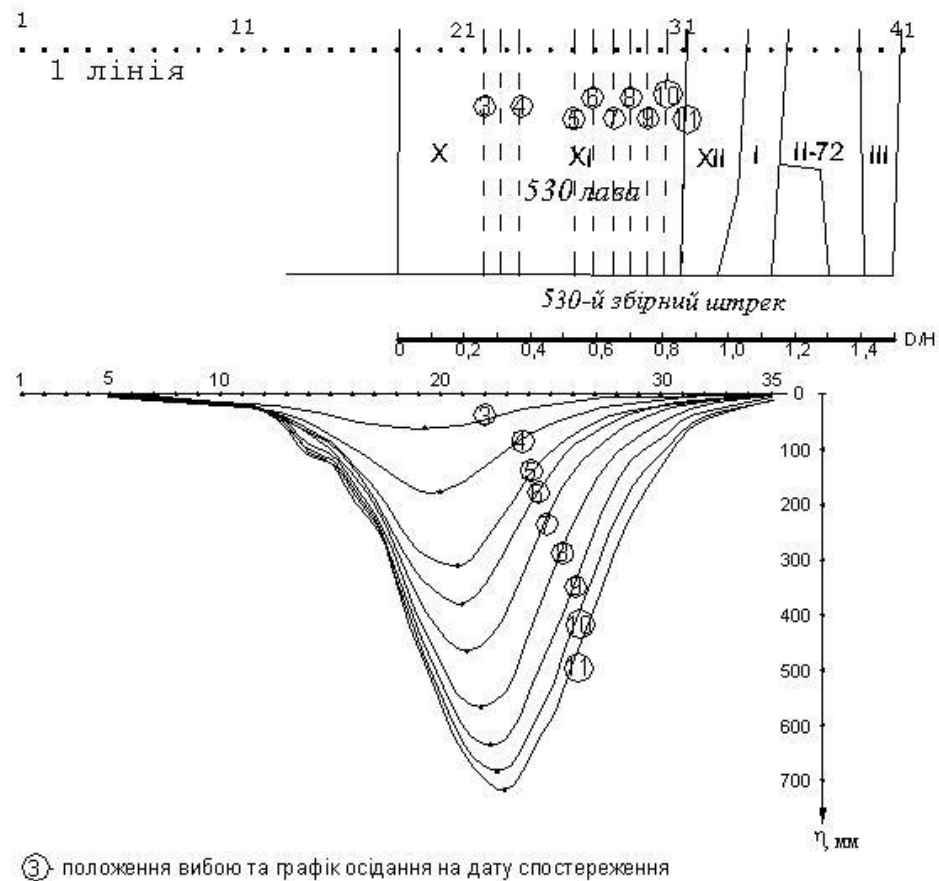


Рисунок 4.4 - План спостережної станції №10 і графіки осідання земної поверхні над 530-ю лавою

Ці лінії повинні відобразити профіль мульди зрушення на земній поверхні вздовж лінії реперів спостережної станції на дату відповідного спостереження. У новій системі координат відбудовуються графіки осідань. При цьому кожен графік має свою локальну систему координат, осями абсцис якої є раніше проведені горизонтальні лінії, а віссю ординат

– вісь осідань η . Прив'язка графіків по горизонталі здійснюється відносно точки «0» (проекція розрізної печі) осі абсцис вихідної системи координат. Якщо врахувати, що поточний розмір виробленого простору D_t є функцією від часу t , то графіки виявляються «рознесеними» у часі. Наступний крок створення моделі процесу зрушення полягає у визначенні на графіках осідань точок з величинами осідання кратними $0,1\eta_m$ (рис. 4.5, а) і перенесенні цих точок з графіків на вісь абсцис відповідної локальної системи координат (рис. 4.5, б). Точки з однаковими відмітками на всіх локальних графіках з'єднуються плавними лініями.

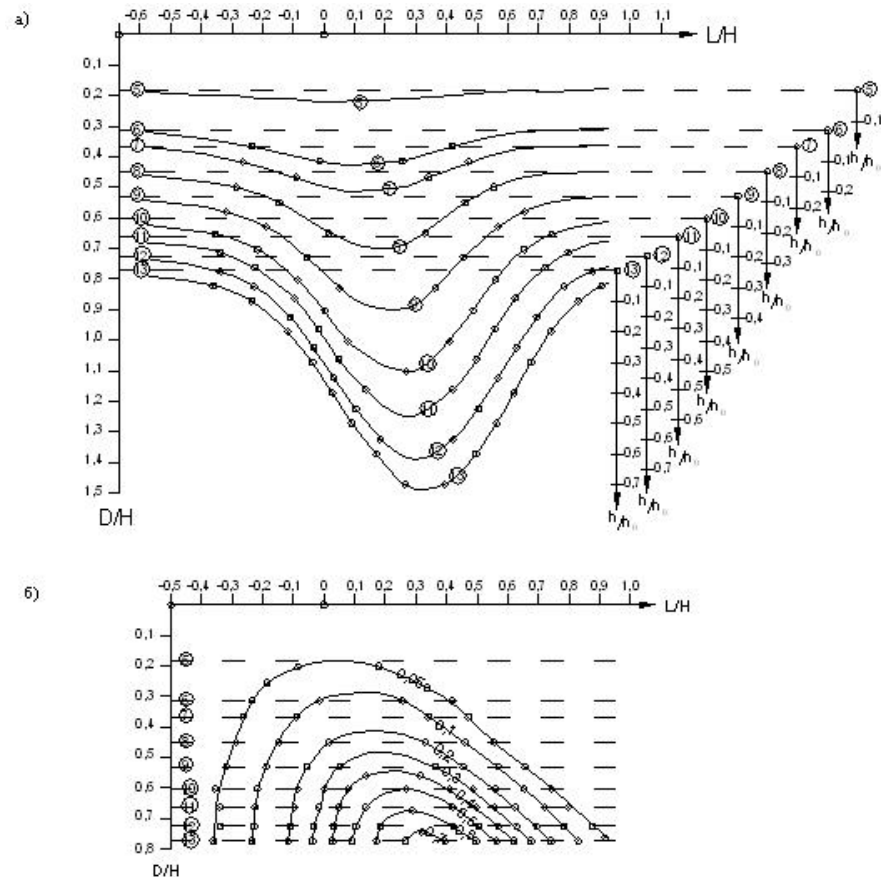


Рисунок 4.5 - Графіки осідання земної поверхні над 530-ю лавою:

- а) – рознесені в часі і розміщені в локальних системах координат;
- б) – представлені ізолініями

Фізичний зміст отриманих ліній полягає в тому, що вони характеризують час утворення й розташування в мульді значень осідань, кратних $0,1 \eta_m$.

У практиці вивчення зрушення земної поверхні над гірничими розробками аналогів отриманих нами ізоліній немає. Виходячи з фізичної сутності, ці ізолінії можуть бути названі «хроноізоосіданнями».

Побудована модель зрушення дозволяє визначити осідання земної поверхні на будь-який довільний момент часу t . Для цього достатньо знати розмір виробленого простору D_t . Здійснюється це в такий спосіб. На графіку рис. 4.5, б проводимо горизонтальну лінію з ординатою D_t / H , знаходимо точки її перетинання з лініями хроноізоосідань і за значеннями цих ізоліній відкладаємо вниз величини осідань. Лінія, що з'єднує кінці відтинків, утворює профіль мульди зрушення на момент часу t .

Аналогічні просторово-часові моделі процесу осідання земної поверхні побудовані по спостережних станціях № 13, 14 (ш. "Степова") і № 9, 12 (ш. "Ювілейна"). Після перетворень, що враховують розходження гірничо-геологічних умов підробки земної поверхні, складено сполучену просторово-часову модель, зображену на рис. 4.6.

Як видно з рис. 4.6, лінії хроноізоосідань з однаковими відмітками по різних спостережних станціях розташовуються близько одна від одної, а в деяких випадках збігаються. Цей факт свідчить про "працездатність" моделі в різних гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу й дає передумови до створення загальної для шахт Західного Донбасу моделі осідання земної поверхні над очисним вибоєм, що рухається.

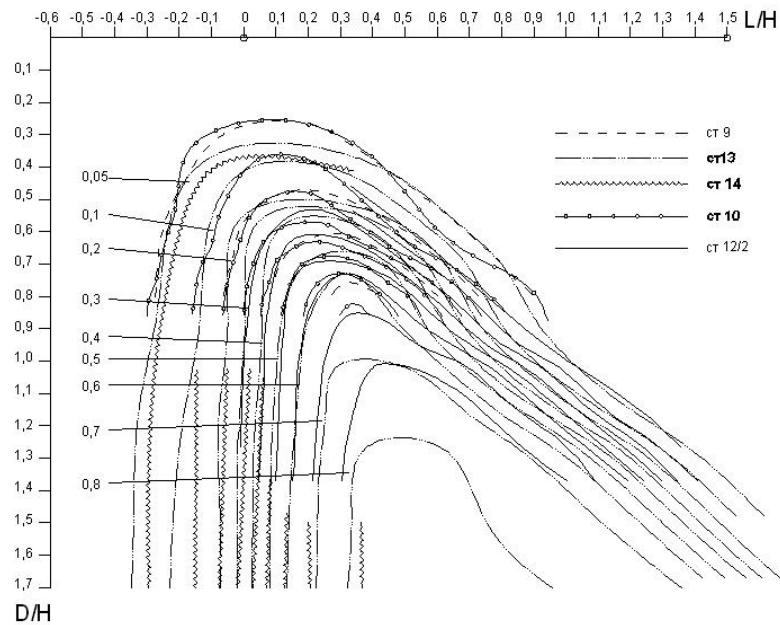


Рисунок 4.6 - Сполучена просторово-часова модель процесу осідання земної поверхні

Фізичний зміст отриманих ліній полягає в тому, що вони характеризують час утворення й розташування в мульді значень осідань, кратних $0,1 \eta_m$.

У практиці вивчення зрушення земної поверхні над гірничими розробками аналогів отриманих нами ізоліній немає. Виходячи з фізичної сутності, ці ізолінії можуть бути названі «хроноізоосіданнями».

Побудована модель зрушення дозволяє визначити осідання земної поверхні на будь-який довільний момент часу t . Для цього достатньо знати розмір виробленого простору D_t . Здійснюється це в такий спосіб. На графіку рис. 2, б проводимо горизонтальну лінію з ординатою D_t / H , знаходимо точки її перетинання з лініями хроноізоосідань і за значеннями цих ізоліній відкладаємо вниз величини осідань. Лінія, що з'єднує кінці відкладених відрізків, утворює профіль мульди зрушення на момент часу t .

Аналогічні просторово-часові моделі процесу осідання земної поверхні побудовані по спостережних станціях № 13, 14 (ш. "Степова") і № 9, 12 (ш. "Ювілейна"). Після перетворень, що враховують розходження гірничо-геологічних умов підробки земної поверхні, складено сполучену просторово-часову модель, зображену на рис. 3.

Як видно з рис. 4.7, лінії хроноізоосідань з однаковими відмітками по різних спостережних станціях розташовуються близько одна від одної, а в деяких випадках збігаються. Цей факт свідчить про "працездатність" моделі в різних гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу й дає передумови до створення загальної для шахт Західного Донбасу моделі осідання земної поверхні над очисним вибоєм, що рухається.

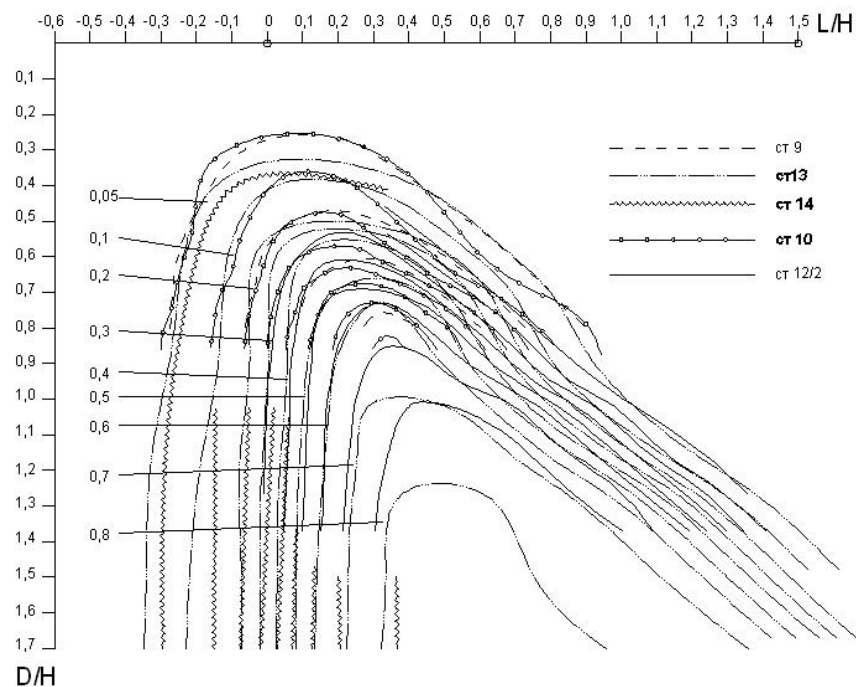


Рисунок 4.7 - Сполучена просторово-часова модель процесу осідання земної поверхні

Висновки:

У результаті виконаних досліджень на підставі аналізу натурних інструментальних маркшейдерських спостережень за зрушенням земної поверхні на вугільних шахтах Західного Донбасу розроблена й апробована просторово-часова модель формування мульди зрушення над очисним вибоєм, що рухається. Ґрунтуючись на отриманих результатах, запропоновано новий тип ізоліній, що характеризують утворення у часі осідань певної величини в головному перетині мульди за напрямком руху очисного вибою. Виходячи з фізичної сутності цих ізоліній, вони названі лініями хроноізоосідань.

Після розширення бази даних натурних спостережень й оцінки їх точності спільний аналіз моделей для різних гірничо-геологічних умов дасть підставу для створення загальної моделі зрушення для умов Західного Донбасу.

Результати виконаних досліджень є оригінальними, не мають аналогів і можуть бути використані для розробки моделі процесу зрушення на вугільних шахтах Львівсько-Волинського родовища та районів Центрального Донбасу з горизонтальним і пологим заляганням вугільних пластів.

Узагальнена модель процесу зрушення призначена для прогнозування зрушень земної поверхні над гірничими розробками вугільних шахт без виконання складних і громіздких обчислень.

5 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО РАЦІОНАЛЬНИХ ТЕХНО-ЛОГІЧНИХ СХЕМ І СТВОРЕННЯ БЕЗПЕЧНИХ УМОВ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

На підставі виконаних в межах науково-дослідної роботи досліджень та виробничого досвіду гірничодобувних підприємств сформульовані рекомендації щодо раціональних технологічних схем і створення безпечних умов руйнування гірських порід при виконанні технологічних процесів. На жаль, за два роки виконання кафедральної теми збільшилася кількість пошкоджених, зруйнованих і захоплених агресором гірничодобувних підприємств різного профілю та технології видобутку. Тому, у значній мірі, рекомендації стануть у нагоді на етапі повоєнної відбудови промисловості України, зокрема, і в першу чергу, гірничодобувної і енергетичної галузей.

1 Використання при механічному руйнуванні порід у підготовчих та очисних вибоях при підземній технології розробки оптимальних для даних гірничо-геологічних умов конструкцій породоріжучого інструменту (різців, коронок тощо) і методики вибору породоріжучого інструменту, заснованій на аналізі статистичних даних з питомих витрат породоруйнівного інструменту прохідницьких комбайнів та інших машин наявного парку у виробках різного призначення, які споруджуються в конкретних гірничо-геологічних умовах.

2 Розробка та впровадження шахтами, шахтоуправліннями, рудниками стандартів підприємства - нормативних документів, заснованих на профільному галузевому стандарті, які розкривають алгоритм вирішення технічної проблеми стосовно умов конкретного виробництва, зокрема, з напрямку технологій руйнування порід у вибоях підготовчих виробок, а також кріплення і підтримання гірничих виробок в частині

контролю за процесами деформації і руйнування приконтурного масиву, а також запобігання цих явищ, до прикладу, тампонажу закріпного простору та механічного зміцнення. Стандарт підприємства являє собою частину СОУ, яка безпосередньо стосується цієї шахти (шахтоуправління). Стандарт підприємства проходить експертизу в організації, яка спеціалізується за відповідним напрямом проектування.

3 Використання при проектуванні і веденні вибухових робіт на кар'єрах обґрунтованих модифікованих перевірених та новітніх методів управління дією вибуху, серед яких, до прикладу, наступні способи підривання високих уступів на залізородних кар'єрах:

а.- руйнування гірських порід методом парно-наближених та похилих свердловинних зарядів; б.- вибух на неприбрану гірську масу; в. - застосування методу котлових зарядів; г. застосування комбінованих свердловинних зарядів; д. - застосування розосереджених зарядів свердловин з повітряними проміжками; е. – застосування технології контурного підривання.

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

розосередження по всій довжині свердловини. Технологія потребує доопрацювання.

4 Для подолання недоліків традиційного вибухового руйнування розроблено декілька сучасних підходів і практичних рішень для руйнування гірських порід за безпечних та екологічно чистих стандартів. Розроблені сучасні методи були впроваджені як нетрадиційні методи руйнування міцних гірських порід і бетону та альтернативи методу вибухових робіт, зокрема спосіб руйнування за допомогою невибухових руйнівних сумішей. Розвинена гірничодобувна галузь є привабливою галуззю для впровадження НРС в Україні. Застосування НРС потенційно можливе у чітко окресленій області використання: при видобутку цінних порід з високими стандартами відносно тріщинуватості (лабрадорити, мармури тощо), вторинному дробленні негабаритних блоків, в комбінаціях з вибуховим способом в умовах необхідності керування напружено-деформованим станом. Проведеними в рамках НДР встановлено, що підвищення температури призводить до прискорення швидкості гідратації невибухових руйнуючих сумішей і може скоротити час руйнування вдвічі. Однак у випадку неконтрольованого росту температури зростає ризик вишпурювання суміші і зниження ефективності руйнування від зменшення розміру тріщин до відсутності руйнації. Критичною температурою, в польовому експерименті стала температура 39°C. Проведені дослідження дозволяють зрозуміти особливості невибухового руйнування в натурних умовах при коливанні температури, що створює основу для проєктування технології невибухового руйнування гірських порід і це є перспективним напрямком.

5 Використання оригінальних результатів виконаних досліджень щодо поліпшення маркшейдерського моніторингу процесів деформації та руйнування гірського масиву. На підставі аналізу натурних

інструментальних маркшейдерських спостережень за зрушенням земної поверхні на вугільних шахтах Західного Донбасу розроблена й апробована просторово-часова модель формування мульди зрушення над очисним вибоєм, що рухається. Ґрунтуючись на отриманих результатах, запропоновано новий тип ізоліній, що характеризують утворення у часі осідань певної величини в головному перетині мульди за напрямком руху очисного вибою. Виходячи з фізичної сутності цих ізоліній, вони названі лініями хроноізоосідань.

Після розширення бази даних натурних спостережень й оцінки їх точності спільний аналіз моделей для різних гірничо-геологічних умов дасть підставу для створення загальної моделі зрушення для умов Західного Донбасу. Результати виконаних досліджень є оригінальними, не мають аналогів і можуть бути використані для розробки моделі процесу зрушення на вугільних шахтах Львівсько-Волинського родовища та районів Центрального Донбасу з горизонтальним і пологим заляганням вугільних пластів. Узагальнена модель процесу зрушення призначена для прогнозування зрушень земної поверхні над гірничими розробками вугільних шахт без виконання складних і громіздких обчислень.

ВИСНОВКИ

Відповідно до змісту другого етапу і науково-дослідної роботи загалом, 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; маркшейдерського моніторингу 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, Богданівський скид тощо. Визначено шляхи підвищення ефективності руйнування за різними технологіями та формування практичних рекомендацій щодо підвищення ефективності руйнування гірських порід у виробничих умовах.

За результатами аналізу та досліджень опубліковані роботи за всіма зазначеними напрямками.

Результати роботи опубліковані в [6 – 8, 10, 11, 17 – 24, 26 – 35].

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Григор'єв Ю. І., Тітов Д. А., Григор'єв І. Є. Робастне управління буро-підривними роботами як підхід до забезпечення прогнозованого гранулометричного складу гірських порід в умовах невизначеності. *Розвиток промисловості та суспільства* : матеріали Міжнародної науково-технічної конференції, м. Кривий Ріг, 28–30 травня 2025 р., Кривий Ріг, 2025. С. 17.

2. Titov D., Zahorsky D., Hryhoriev Y., Balyk S., Kozariz V. Experimental specification of the nature of rock mass fragmentation by blasting of borehole charges of variable length. *Technology Audit and Production Reserves*. 2025. Vol. 3, №1 (83). P. 78–85. DOI: <https://doi.org/10.15587/2706-5448.2025.331974>

3. Sakhno I., Sakhno S. Directional fracturing of rock by soundless chemical demolition agents. *Heliyon*. 2024. Vol. 10(4). № e26068. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e26068>

4. De Graaf W. W., Spiteri W. A preliminary qualitative evaluation of a hydraulic splitting cylinder for breaking rock in deep-level mining. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. Vol. 118. P. 891-897. URI: <http://hdl.handle.net/2263/68429>

5. Невибухова руйнуюча речовина: ТУ У В.2.7-26.5-24478901-004:2007. [На заміну ТУ У БВ 2.7.00030937.089397]. Без обмеження терміну дії. Харків : Держстандарт. Харк. центр стандартизації і метрології, 2007. 14 с.

6. Kostenko V., Liashok I., Bohomaz O., Tavrel M., Kostenko T. Method for limiting the heating of air supplied to deep workings of coal mines. *Rudarsko-geološko-Naftni Zbornik*. 2025. Vol. 40(1). P. 63–73. DOI: <https://doi.org/10.17794/rgn.202>

7. Kostenko V., Bohomaz O., Sidnei S., Udovenko M., Kutniashenko O., Kostenko T., Andrieieva A. Substantiation of parameters of moisture retention in arable land using mining wastes. *Ecological Engineering & Environmental Technology*. 2025. Vol. 26(5). P. 229-236. DOI: <https://doi.org/10.12912/27197050/203220>

8. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Кучин О. С., Криворучко А. О., Іськов С. С. Маркшейдерський моніторинг стану гірничих виробок в умовах розробки зближених вугільних пластів як важливий елемент забезпечення безпеки праці та захисту шахтарів. *Технічна інженерія*. 2025. №2 (94). С. 258–267. DOI: [https://doi.org/10.26642/ten-2024-2\(94\)-258-267](https://doi.org/10.26642/ten-2024-2(94)-258-267)

9. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Новицький Г. А. Моделювання ізоляцій осідання поверхні над очисною виробкою. *International scientific conference “MININGMETALTECH 2024 – The mining and metals sector: integration of business, technology and education”*: conference proceedings (November 28–29, 2024. Riga, the Republic of Latvia). Riga, Latvia : “Baltija Publishing”, 2024. Vol. 1. С. 281-284. DOI: <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-506-8-93>

10. Nazarenko V., Brui H., Kuchin O. Investigation of the rock destruction influence in the increased rock pressure zones on the stability of preparatory mine workings. *Revista Minelor – Mining Revue*. 2024. Vol. 30.P. 1-9. DOI: <https://10.2478/minrv-2024-0034>

11. Nazarenko V., Brui H., Kuchin O., Balafin I. Investigation of reused preparatory workings deformations of as a result of cleaning operations. *Mongolian Geoscientist*. 2025. Vol. 30(60). P. 1–9. DOI: <https://doi.org/10.5564/mgs.v30i60.3592>

12. Назаренко В., Бруй Г. Маркшейдерські спостереження руйнування масиву навкруги підготовчої виробки. *Science and Information Technologies in the Modern World* : proceedings of the 1st International Scientific and Practical Conference, Athens, February 26-28, 2025. Athens, Greece. 2025. P. 92-93. URL: <https://isu->

[conference.com/en/archive/science-and-information-technologies-in-the-modern-world-26-02-25/](https://www.mdpi.com/en/archive/science-and-information-technologies-in-the-modern-world-26-02-25/)

13. Kuchin O., Nazarenko V, Bruy H., Balafin I. Regularities of deformation of preparatory workings for reuse in weak rocks of the Western Donbas. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2025. Vol. 1491. № 012063. DOI: <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1491/1/012063>

14. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Кучин О. С., Третяк А. В. Удосконалення роздільного способу зрівнювання підземних маркшейдерських полігонометричних ходів. *Наукові праці ДонНТУ*. Серія Гірничо-геологічна. 2024. №1-2 (31-32). С. 55-62. DOI: [https://doi.org/10.31474/2073-9575-2024-1\(31\)-2\(32\)-55-62](https://doi.org/10.31474/2073-9575-2024-1(31)-2(32)-55-62).

15. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Волокітін В. С. Розрахунок похибки положення віддаленого пункту підземного полігонометричного ходу. *Енергетика. Екологія. Людина* : збірник наукових праць XVII науково-технічної конференції, м. Київ, 29 квітня 2025 р. Київ, 2025. С. 94-99. URL: <https://power.kpi.ua/issue/view/2025-conference-7-energy-industry-ecology-human/12500>

16. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Новицький Г. А. Осідання земної поверхні при відході лави від розрізної печі. *Енергетика. Екологія. Людина* : збірник наукових праць XVII науково-технічної конференції, м. Київ, 29 квітня 2025 р. Київ, 2025. С. 102-107. URL: <https://power.kpi.ua/issue/view/2025-conference-7-energy-industry-ecology-human/12500>

17. Sakhno I., Sakhno S., Vovna O. Surface Subsidence Response to Safety Pillar Width Between Reactor Cavities in the Underground Gasification of Thin Coal Seams. *Sustainability*. 2025. Vol. 17(6). № 2533. DOI: <https://doi.org/10.3390/su17062533>

18. Sakhno I., Zuievskaya N., Xiao L., Zuievskiy Y., Sakhno S., Semchuk R. Prediction of Water Inrush Hazard in Fully Mechanized Coal Seams' Mining

Under Aquifers by Numerical Simulation in ANSYS Software. *Applied Sciences*. 2025. Vol. 15(8). № 4302. DOI: <https://doi.org/10.3390/app15084302>

19. Костенко В. К., Богомаз О. П., Сідней С. О., Кутняшенко О. І., Таврель М. І., Вірич С. О. Використання відходів гірництва для збереження вологості ріллі. *Вісті Донецького гірничого інституту*. 2024. № 2 (55). С. 48-58. URL: <https://jdmi.donntu.edu.ua/arkhiv-zbirky/№2-2024/vykorystannya-vidhodiv-girnyctva-dlya-zberezhennya-vologosti-rilli/>

20. Сахно І. Г., Сахно С. В., Зуєвська Н. В., Богомаз О. П., Погосян А. В. Дослідження впливу температури на ефективність невибухового руйнування гірських порід на прикладі кар'єру по видобутку гранітоїдів. *Наукові праці ДонНТУ*. Серія Гірничо-геологічна. 2024. №1-2 (31-32). С. 7-16.

21. Hryhoriev Y., Lutsenko S., Hryhoriev I., Shvets Y., Kuropiatnyk I.. Dynamic design of technical and economic indicators of open-pit mining with the help of neuron network technologies. *Збірник наукових праць національного гірничого університету*. 2024. Вип. 76. С. 33-41. DOI: <https://doi.org/10.33271/crpnmu/76.033>

22. Nazarenko V., Brui H., Kryvoruchko A., Levytskyi V. Angular measurement errors in underground mine surveying reference networks. *Technical Engineering*. 2024. Vol. (1(93)). P. 406–414. DOI: [https://doi.org/10.26642/ten-2024-1\(93\)-406-414](https://doi.org/10.26642/ten-2024-1(93)-406-414)

23. Криворучко А. О., Котенко В. В., Горшкальов С. А., Бруй Г. В. Аналіз структурних особливостей та геометризація якісних властивостей габроїдних порід східної частини Володарськ-Волинського масиву основних порід Коростенського плутону. *Технічна інженерія*. 2024. № 2(94). С. 406-414.

24. Криворучко А. О., Куницька М. С., Шишко С. М., Назаренко В. О., Бруй Г. В. Геометризація, моделювання та аналіз просторового розподілу основних показників, що характеризують якість щебеневої сировини, в

межах кар'єру ПРАТ «ТНК «ГРАНІТ». *Технічна інженерія*. 2025. №2 (94). С. 238–248. DOI: [https://doi.org/10.26642/ten-2024-2\(94\)-238-248](https://doi.org/10.26642/ten-2024-2(94)-238-248)

25. Пілюгин В. І., Каменець В. І. Розробка технологічних стандартів підприємств з питань кріплення гірничих виробок. *Науковий Журнал Метінвест Політехніки*. Серія: Технічні науки. 2025. № 3. С. 216-222. DOI: <https://doi.org/10.32782/3041-2080/2025-3-29>.

26. Hryhoriev Y., Lutsenko S., Hryhoriev I., Rybalkina I. Systematization of adaptation tools for mining enterprises to changes in the economic environment. *Geo-Technical Mechanics*. 2024. Issue 169. P. 171–179. DOI: <https://doi.org/10.15407/geotm2024.169.171>

27. Григор'єв Ю. І., Куроп'ятник І. П. Григор'єв І. Є. Наукове обґрунтування нейромережевого моделювання показників роботи гірничо-видобувного кластеру. *Комплексне забезпечення якості технологічних процесів та систем (КЗЯТПС – 2024)* : тези доповідей XIV Міжнародної науково-практичної конференції, м. Чернігів, 23–24 травня 2024 р. Чернігів, 2024. Т. 2. С. 190.

28. Главатських К. М., Богомаз О. П. Вплив затопленої шахти «Південна» (м. Торецьк, Донецька область) на річку Клебан Бик (селище Клебан-Бик). *Комплексне використання ресурсів довкілля* : зб. матер. II Всеукр. наук.-практ. конф., м. Дрогобич, 20 листопада 2024 р. Дрогобич, 2024. С. 161-165. URL: https://donntu.edu.ua/wp-content/uploads/2024/12/2_vseukr.n-p.k._kompl.vykor.res.dovk.pdf

29. Єльнікова Я. С., Богомаз О. П. Сталий розвиток та адаптація до змін клімату. *Комплексне використання ресурсів довкілля* : зб. матер. II Всеукр. на-ук.-практ. конф., м. Дрогобич, 20 листопада 2024 р. Дрогобич, 2024. С. 39-42. URL: https://donntu.edu.ua/wp-content/uploads/2024/12/2_vseukr.n-p.k._kompl.vykor.res.dovk.pdf

30. Nazarenko V., Brui H., Kuchin O., Mamuzić I. Surveying instrumental observations of displacement of mine workings contours. *2025-Materials and*

Metallurgy : book of abstracts 18th International Symposium of Croatian Metallurgical Society. 2025. Vol. 64. № 1-2. P. 233.

31. Назаренко В. О., Бруй Г. В., Новицький Г. А. Моделювання ізоляції осідання поверхні над очисною виробкою . International scientific conference “MININGMETALTECH 2024 – The mining and metals sector: integration of business, technology and education” : conference proceedings (November 28–29, 2024. Riga, the Republic of Latvia). Riga, Latvia : “Baltija Publishing”, 2024. Vol. 1. 281-284.

32. Назаренко В., Бруй Г. Маркшейдерські спостереження руйнування масиву навкруги підготовчої виробки. Science and Information Technologies in the Modern World : proceedings of the 1st International Scientific and Practical Conference, Athens, February 26-28, 2025. Athens, Greece, 2025. P. 92-93. URL: <https://isu-conference.com/en/archive/science-and-information-technologies-in-the-modern-world-26-02-25/>

33. Главатських К., Богомаз О. П. Дослідження впливу затоплення вугільних шахт на якісний і кількісний стан водних ресурсів Донецької області. *Екологічні проблеми сучасності* : матер. III Міжнар. наук.-практ. конф., м. Дрогобич, 20 травня 2025 р. Дрогобич, 2025. С. 4-6.

34. Богомаз О. П. Обмеження нагріву повітря, що подається в глибокі виробки вугільних шахт, задля підвищення безпечності роботи гірників. *Екологічні проблеми сучасності* : матер. III Міжнар. наук.-практ. конф., м. Дрогобич, 20 травня 2025 р. Дрогобич, 2025. С. 31-33.

35. Романенко О. В., Сахно І. Г. Фрикційний анкер підвищеної несучої здатності. *Сучасний стан і перспективи розвитку геотехнічної інженерії* : матеріали Міжнародної науково-технічної конференції, м. Київ, 04 – 05 червня 2025 р. Київ, 2025. С. 1-5.

36. Paramonov G. P., Isheysky V. A. Influence of power characteristics of explosives on strength properties of pieces of the blown-up mountain weight.

Physical Problems of Rock Destruction : proceedings of the 8th International Conference. Songzhuyuan, China. 2014. P. 161-165.

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

38. Kononenko M., Khomenko O. New theory for the rock mass destruction by blasting. *Mining of Mineral Deposits*. 2021. Vol. 15(2). P. 111–123. DOI: <https://doi.org/10.33271/mining15.02.111>

39. Leng Z., Fan Y., Gao Q., Hu Y. Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes in open-pit mine. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 30(3). P. 373–380. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.03.010>

40. Elbeih A., Elshenawy T., Amin H., Hussein A. K., Hammad S. M. Preparation and Characterization of a New High-Performance Plastic Explosive in Comparison with Traditional Types. *International Journal of Chemical Engineering*. 2019. P. 1-6.

41. Young C. Controlled-foam injection for hard rock excavation. *Engineering, Environmental Science*. 1999. P. 7–9.

42. US3988037A. Method of breaking a hard compact material, means for carrying out the method and application of the method / Denisart J-P., Barry E., Institute C. S., Vaud S. L. B. Institut Cerac SA, 1976.

43. De Graaf W. W, Spiteri W. A preliminary qualitative evaluation of a hydraulic splitting cylinder for breaking rock in deep-level mining. *J South African Inst Min Metall*. 2018. Vol. 118(8). P. 891–897.

44. 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. Vol. 478. P. 95–109. DOI: https://doi.org/10.2208/jscej.1993.478_91

45. Arshadnejad S, Goshtasbi K, Aghazadeh J. A model to determine hole spacing in the rock fracture process by non-explosive expansion material. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*. 2011. Vol. 18(5). P. 509–514. DOI: <https://doi.org/10.1007/s12613-011-0470-5>

46. 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. Vol. 110. P. 117–127. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2016.02.016>

47. De Silva V. R. S., Ranjith P. G., Perera M. S. A. An alternative to conventional rock fragmentation methods using SCDA: a review. *Energies*. 2016. Vol. 9(11). P. 958. DOI: <https://doi.org/10.3390/en9110958>.

48. Levit V., Kamenets V., Chebotenko D. 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*. 2023. Vol. 2. №1 (70). P. 35-42. DOI: <https://doi.org/10.15587/2706-5448.2023.280103>

49. Левіт В. В., Каменець В. І., Мукомел Ю. В. Перспективи використання новітніх технологій спорудження стволів та свердловин для повоєнної розбудови вугільної галузі України. *Наукові праці ДонНТУ. Серія Гірничо-геологічна*. 2023. №1 (29). С. 98-116. DOI: [https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1\(29\)-98-116](https://doi.org/10.31474/2073-9575-2023-1(29)-98-116)