

НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»  
МІНІСТЕРСТВА ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Кваліфікаційна наукова  
праця на правах рукопису

**КОНОНЕНКО МАКСИМ МИКОЛАЙОВИЧ**

УДК 622.235: 622.06

**ДИСЕРТАЦІЯ**

**ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ  
ПІДЗЕМНОЇ ІНФРАСТРУКТУРИ ПРИ ВИДОБУВАННІ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ  
ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН**

Спеціальності: 05.15.09 – геотехнічна і гірнична механіка  
05.15.04 – шахтне та підземне будівництво

Подається на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

  
\_\_\_\_\_ М.М. Кононенко

Дніпро – 2022

## АНОТАЦІЯ

Кононенко М.М. Геомеханічне обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням емульсійних вибухових речовин. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальностями 05.15.09 «Геотехнічна і гірнична механіка» та 05.15.04 «Шахтне та підземне будівництво». – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка» МОН України, м. Дніпро, 2022.

Представлена дисертація є завершеною науково-дослідницькою роботою, в якій вирішена актуальна науково-практична проблема з геомеханічного обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізних руд із застосуванням емульсійних вибухових речовин на основі встановлених закономірностей формування зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення навколо зарядної порожнини (шпур або свердловина), що утворюються в масиві порід під дією вибуху в залежності від діаметрів порожнини та заряду, детонаційних характеристик вибухової речовини, межі міцності порід на розтягання-стискання, їх тріщинуватості і ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, а також встановлених закономірностей зміни густини та швидкості детонації емульсійних вибухових речовин за довжиною сформованої колонки заряду при різних кутах нахилу свердловин. Визначені закономірності покладені в основу методик розрахунку параметрів буропідливних робіт для створення підземної інфраструктури при видобуванні руд, а також розрахунку працездатності як емульсійних, так і інших промислових вибухових речовин за ступенем реалізації швидкості детонації.

Під терміном підземна інфраструктура шахти розуміють мережу підземних гірничих виробок, до якої відносяться всі розкривальні, підготовчо-нарізні та очисні виробки з розташованими в них обладнанням та комунікаціями, що забезпечують доступ до корисної копалини та її видобування. Досвідом підземної розробки родовищ за допомогою буропідливного способу руйнування масиву встановлено,

що для проведення гірничих виробок і відбивання руд використовують до 84% безтротилових та емульсійних вибухових речовин від загальних річних витрат. Аналізом використання сучасних емульсійних вибухових речовин при підземному видобуванні руд виявлено проблему, яка полягає у визначенні параметрів буропідричних робіт, як при проведенні гірничих виробок, так і при відбиванні масиву, а також недосконалу автоматизацію розрахунку при проектуванні буропідричних робіт. Діючи методики визначення параметрів буропідричних робіт складаються з емпіричних формул з багатьма поправними коефіцієнтами, які використовуються тільки в окремих умовах, а результати потребують постійних корегувань. Також встановлено, що всі офіційно діючи методики розроблені для розсіпних вибухових речовин, тому вони не враховують детонаційних характеристик емульсійних вибухових речовин, що призводить до отримання некоректних результатів з відхиленням  $\pm 50\%$ . Аналізом теорій визначення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини під дією вибуху, встановлено емпіричний характер більшості методик, які отримано для конкретних гірничо-геологічних умов. Також у деяких формулах розрахунку радіусів зон наводиться коефіцієнт працездатності вибухової речовини лише для механічних вибухових сумішей. Запропоновані методики призначені для розрахунку радіусів лише двох зон – зминання та тріщиноутворення. Зона інтенсивного подрібнення, у межах якої продовжується дія тиску продуктів вибуху не розглядалася.

Тому метою дисертаційної роботи є геомеханічне обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням емульсійних вибухових речовин на підставі встановлених закономірностей параметрів зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини у залежності від властивостей вибухової речовини, динаміки вибуху та зміни показників гірського масиву у просторі.

Результатом математичного моделювання механізму утворення зон руйнування масиву порід вибухом, стали аналітичні моделі радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, в яких комплексно враховано окрім діаметру зарядної порожнини, детонаційних характеристик вибухової речовини, міцності

порід на розтягання-стискання, ще їх тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху і діаметр заряду вибухової речовини. Порівнянням результатів дослідження математичних моделей радіусів зон з відомими теоріями, встановлено збіжність радіусів зон зминання та тріщиноутворення – 98%, а інтенсивного подрібнення – 92%.

Чисельним моделюванням за допомогою скінченно-елементного аналізу руйнування масиву моделі під дією енергії вибуху встановлено степеневі залежності зміни радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення від діаметру зарядної порожнини, детонаційних характеристик вибухової речовини та межі міцності порід на розтягання-стискання. Порівнянням результатів дослідження математичних моделей радіусів цих зон з результатами чисельного моделювання для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву встановлено розбіжність результатів у межах 4 – 8%, що вказує на високу достовірність отриманих результатів і придатність аналітичних моделей до визначення радіусів цих зон.

Моделюванням процесу утворення воронки викиду методом скінченних елементів за головним напруженням розтягання моделі, отримано степеневу залежність зміни лінії найменшого опору від діаметру зарядної порожнини, щільності та швидкості детонації вибухової речовини, межі міцності порід на розтягання-стискання. Запропоновано аналітичні формули зміни лінії найменшого опору за радіусами зон інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення. Порівнянням точності цих формул встановлено розбіжність результатів у межах 1 – 9%, а зіставленням величини лінії найменшого опору за радіусами зон тріщиноутворення та інтенсивного подрібнення виявлено найбільш точну формулу розрахунку лінії найменшого опору, якою є аналітична залежність за зоною інтенсивного подрібнення.

Максимальна швидкість детонації та відносна працездатність вибухової речовини досягається при певній щільності заряджання. Особливо це стосується наливних емульсійних вибухових речовин, в яких за довжиною заряду зростає гідростатичний тиск, що збільшує їх густину у нижній частині заряду, за рахунок зменшення розмірів газових пор. У свою чергу це призводить до зниження



чутливості, а детонаційна хвиля стає переривчастою, аж до повного її згасання. Тому за допомогою загальновідомих законів гідростатики та газової динаміки розроблено методику розрахунку перерозподілу густини емульсійної вибухової речовини у зарядних порожнинах з різними кутами нахилу. Встановлено степеневі залежності зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною сформованої колонки заряду до 55 м у залежності від її початкової густини та кута нахилу свердловини від 0 до 90°. Натурними експериментами, що виконані за допомогою реостатного методу, встановлено степеневі залежності зміни швидкості детонації наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 від діаметру заряду та густини. Врахуванням цих залежностей визначено раціональну початкову густину емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2, що змінюється у межах 800 – 1000 кг/м<sup>3</sup> і при цьому зберігається рівномірна швидкість детонації за довжиною колонки заряду до 35 м при різних кутах нахилу свердловин. Отримані залежності стали підґрунтям для розробки та впровадження програмного продукту «Густина та швидкість детонації», що дозволяє розрахувати густину та швидкість детонації вздовж сформованої колонки заряду для наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 як у висхідних, так і у низхідних свердловинах з різними кутами їх нахилу. Також врахування цих залежностей дозволило розробити методику розрахунку коефіцієнту працездатності за ступенем реалізації швидкості детонації для всіх промислових вибухових речовин, що дозволяє комплексно врахувати теплоту й об'єм газів вибуху, їх щільність і швидкість детонації.

На шахтах ПрАТ «ЗЗРК» впроваджено розроблену методику розрахунку параметрів буропідричних робіт при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок, в основу якої закладено принцип розміщення груп шпурів за площами, що вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами. Визначення лінії найменшого опору шпуру виконується за радіусом зони інтенсивного подрібнення, яка залежить від діаметрів шпуру та заряду, щільності та швидкості детонації вибухової речовини, межі міцності порід на стискання, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. За радіусами зон зминання та інтенсивного подрібнення масиву порід навколо зарядної порожнини

запропоновано методики розрахунку параметрів буропідривних робіт для проведення підняттяєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів. У основу методик закладено розрахунок мінімальної кількості шпурів або свердловин у врубі та визначення відстані між ними за радіусом зони зминання. Розташування контурних шпурів або свердловин визначається за радіусом зони інтенсивного подрібнення. Для автоматизації проектування паспортів буропідривних робіт при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок, розроблено комп'ютерну програму побудови паспорту буропідривних робіт «Україніт – проходка».

На шахтах Криворізького басейну впроваджено удосконалену діючу галузеву методику розрахунку параметрів буропідривних робіт за рахунок визначення коефіцієнту працездатності за ступенем реалізації швидкості детонації для всіх типів промислових вибухових речовин. В умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» апробовано методику розрахунку параметрів буропідривних робіт для відбивання руди за зоною інтенсивного подрібнення. Для розробки родовищ «Гурванбулаг» і «Дорнод» за допомогою систем з магазинуванням у ДУЕК «Мон-Атом» впроваджено методику розрахунку параметрів буропідривних робіт для відбивання масиву за кондиційним куском руди. За зміною густини та швидкості детонації вздовж заряду наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2, встановлено раціональні місця розташування патронів-бойовиків і розроблено конструкції зарядів у висхідних і низхідних свердловинах довжиною до 15 м і більше. Для зменшення трудомісткості заряджання та зниження витрат при виконанні буропідривних робіт за рахунок виключення спеціальних засобів утримання зарядів емульсійних вибухових речовин у свердловинах, розроблено технологічні схеми відбивання руди за допомогою низхідних віял свердловин при виконанні очисних робіт у камерах для покладів потужністю у понад 5 м. Для автоматизації проектування підсікання руди у блоках розроблено комп'ютерну програму розробки проекту на підсікання блоку «Україніт – підсічка», що повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та складання проекту для підсікання запасів руди у блоці воронками або траншеями.

Визначенням економічної ефективності при проведенні гірничих виробок і виконанні очисних робіт встановлено, що на собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> виробки або 1 м<sup>3</sup> відбитої руди, впливає не тільки тип вибухової речовини та гірниче обладнання, а й параметри буропідривних робіт, що розраховано за розробленими методиками. Результатом розрахунку собівартості проведення гірничих виробок і відбивання масиву встановлено експонентні залежності зміни собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> виробки та відбивання 1 м<sup>3</sup> руди від межі міцності порід або руди на стискання при використанні вітчизняного та закордонного обладнання із застосуванням тротиловмісних та емульсійних вибухових речовин. Впровадженням в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» розробленої методики розрахунку параметрів буропідривних робіт при проведенні підготовчих виробок отримано економічну ефективність використання наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 у розмірі до 700 грн на 1 м, що призвело до зниження собівартості – до 7%. Впровадженням в умовах шахт ПрАТ «Суша Балка» методики розрахунку параметрів буропідривних робіт та технології відбивання руди за допомогою наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 за 2020 рік отримано економічний ефект розміром 29,88 млн грн та знижено собівартість відбивання руди до 28%.

Екологічна оцінка використання емульсійних вибухових речовин при підземному видобуванні руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» протягом 12 років дозволила встановити, що при застосуванні у 2020 році 78% емульсійних вибухових речовин типу «Україніт» і 22% тротиловмісних вибухових речовин від загальних річних витрат, знизило коефіцієнт екологічної небезпеки у середньому для оксиду вуглецю в 5,3 рази, а оксиду та діоксиду азоту в 1,25 разів у порівнянні з використанням у 2008 році тротиловмісних вибухових речовин, що зменшило індекс небезпеки в 1,5 рази (до 36%).

*Ключові слова:* гірський масив, емульсійна вибухова речовина, зарядна порожнина, зона інтенсивного подрібнення, густина емульсійної вибухової речовини, швидкість детонації, лінія найменшого опору

## Список публікацій здобувача за темою дисертації

в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Горовая А.И., Миронова И.Г., Кононенко М.Н., Павличенко А.В. Технология повышения экологической безопасности при добыче железных руд подземным способом : монография. Днепропетровск : Литограф, 2014. 136 с.
2. Khomenko O., Rudakov D., Kononenko M. Automation of drill and blast design. *Technical And Geoinformational Systems In Mining*. 2011. P. 271–275. DOI: 10.1201/b11586-45 (*Scopus, Web of Science*)
3. Vladyko O., Kononenko M., Khomenko O. Imitating modeling stability of mine workings. *Geomechanical processes during underground mining*. 2012. P. 147–150. DOI: 10.1201/b13157-26. (*Scopus, Web of Science*)
4. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere. *Annual Scientific-Technical Colletion – Mining of Mineral Deposits*. 2013. P. 231–235. DOI: 10.1201/b16354-43. (*Scopus*)
5. Khomenko O., Kononenko M., Petlyovanyy M. Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers. *Progressive Technologies Of Coal, Coalbed Methane, And Ores Mining*. 2014. P. 241–245. DOI: 10.1201/b17547-43. (*Scopus*)
6. Khomenko O., Kononenko M., Petlovanyi M. Analytical modeling of the back-fill massif deformations around the chamber with mining depth increase. *New Developments In Mining Engineering 2015*. 2015. P. 265–269. DOI: 10.1201/b19901-47. (*Scopus*)
7. Khomenko O., Kononenko M., Netecha M. Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 1. P. 50–56. DOI: 10.15407/mining10.01.050. (*Scopus, Web of Science*)
8. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 2. P. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040. (*Scopus, Web of Science*)
9. Kononenko M., Khomenko O., Sudakov A., Drobot S., Lkhagva Ts. Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 3. P. 101–106. DOI: 10.15407/mining10.03.101. (*Scopus, Web of Science*)

10. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Дронов А.П. Лабораторные исследования зонального структурирования массива вокруг горных выработок. *Физико-технические проблемы горного производства*. 2016. № 18. С. 103–111.
11. Khomenko O., Kononenko M., Astafiev D. Effectiveness of geo-energy usage during underground mining of deposits. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 22. P. 100–106. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.22.100.
12. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Ecologic-and-technical aspects of iron-ore underground mining. *Mining of mineral deposits*. 2017. Vol. 11, № 2. P. 59 – 67. DOI: 10.15407/mining11.02.059. (*Scopus, Web of Science*)
13. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Миронова И.Г., Юрченко К.О. Пути снижения техногенной нагрузки на горнодобывающие регионы Украины. *Збірник наукових праць НГУ*. 2017. № 51. С. 77–83.
14. Khomenko O., Kononenko M., Bilegsaikhan J. Classification of theories about rock pressure. *Solid State Phenomena*. 2018. Vol. 277. P. 157–167. DOI: 10.4028/www.scientific.net/ssp.277.157. (*Scopus*)
15. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Феномен капсулювання підземної виробки: виявлення, моделювання, використання. *Збірник наукових праць НГУ*. 2017. № 52. С. 166–177.
16. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 25. P. 71–79. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.25.71.
17. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Ляшенко В.И. Эволюция принципов поддержания подземных выработок. *Збірник наукових праць НГУ*. 2018. № 53. С. 113–127.
18. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Технологии добычи камнесамоцветного сырья в условиях энергетического нарушения недр. *Физико-технические проблемы горного производства*. 2017. № 19. С. 131–141.
19. Khomenko O.Y., Kononenko M.M., Myronova I.G., Sudakov A.K. Increasing ecological safety during underground mining of iron-ore deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2018. № 2. P. 29–38.

DOI: 10.29202/nvngu/2018-2/3. (*Scopus*)

20. Khomenko O., Kononenko M., Kovalenko I., Astafiev D. Self-regulating roof-bolting with the rock pressure energy use. *E3S Web of Conferences*. 2018. Vol. 60. P. 00009. DOI: 10.1051/e3sconf/20186000009. (*Scopus*)

21. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. P. 12–21. DOI: 10.29202/nvngu/2019-3/3. (*Scopus*)

22. Kononenko M., Khomenko O., Savchenko M., Kovalenko I. Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives. *Mining Of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, № 3. P. 22–30. DOI: 10.33271/mining13.03.022. (*Scopus, Web of Science*)

23. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I., Savchenko M. Application of the emulsion explosives in the tunnels construction. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 123. P. 01039. DOI: 10.1051/e3sconf/201912301039. (*Scopus*)

24. Кононенко М.М., Нечит О.В. Раціональні параметри буропідричних робіт при проведенні виробок в умовах ПрАТ «Запорізький ЗРК». *Фізико-технічні проблеми горного виробництва*. 2020. № 22. С. 46–56. DOI: 10.37101/ftpgp22.01.004.

25. Kononenko M., Khomenko O., Kovalenko I., Savchenko M. Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. № 2. P. 69–75. DOI: 10.33271/nvngu/2021-2/069. (*Scopus*)

26. 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: 10.33271/mining15.02.111. (*Scopus, Web of Science*)

27. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Коробка Є.О. Параметри буропідричних робіт для проведення гірничих виробок. *Фізико-технічні проблеми горного виробництва*. 2021. № 23. С. 54–71. DOI: 10.37101/ftpgp23.01.004.

28. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Коваленко І.Л., Миронова І.Г. Дослідження густини та швидкості детонації емульсійних вибухових речовин. *Збірник наукових*

*праць НГУ*. 2022. № 68. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/68.043

29. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I., Kovalenko I. Economic and environmental aspects of using mining equipment and emulsion explosives for ore mining. *Mining Machines*. 2022. Vol.40, № 2, P. 88–97. DOI: 10.32056/KOMAG2022.2.4.

30. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Чисельне моделювання лінії найменшого опору при підриванні зарядів. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 69. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/69.043.

31. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Миронова І.Г. Спосіб видобування корисних копалин буропідривним методом : пат. 101217 Україна : МПК E21C 41/22. № a201104028 ; заявл. 04.04.2011; опубл. 11.03.2013, Бюл. №5.

32. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Миронова І.Г., Мальцев Д.В. Спосіб видобування корисних копалин буропідривним методом : пат. 108639 Україна : МПК E21C 41/22. № a201211588 ; заявл. 08.10.2012; опубл. 25.05.2015, Бюл. №10.

33. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Хорольський А.О., ТОВ «ІСТ-ФОРТ». Свідоцтво про реєстрацію авторського права на твір № 98464 Україна. Комп'ютерна програма «Програма побудови паспорту буропідривних робіт «Україніт – проходка». опубл. 30.09.2020, Бюл. № 60.

34. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., ТОВ «ІСТ-ФОРТ». Свідоцтво про реєстрацію авторського права на твір № 110658 Україна. Комп'ютерна програма «Програма побудови проекту підсікання запасів руди у блоці «Україніт – підсічка». опубл. 31.01.2022, Бюл. № 68.

*які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:*

35. Хоменко О.Є., Рудаков Д.В., Кононенко М.Н. Автоматизация проектирования паспортов буровзрывных работ путем оптимизации размещения шпуров. *Форум гірників-2011* : Міжн. наук.-техн. конф. Дніпропетровськ: РВК ДВНЗ «НГУ» 2011. С. 39–43.

36. Владыко А.Б., Кононенко М.Н., Литвинюк Е.А. Имитационное моделирование работы проходческого оборудования при проведении горных выработок. *Школа підземної розробки* : Матеріали VI міжнар. наук.-практ. конф. Дніпропетровськ : НГУ, 2012. С. 284–293.

37. Хоменко О., Кононенко М., Данильченко М. До обґрунтування параметрів підготовки запасів руд при камерних системах розробки. *Школа підземної розробки* : між нар. наук.-практ. конф., 15–18 серпня 2016 р. Бердянськ, 2016. С. 85–86.

38. Кононенко М., Данильченко М. Удосконалення підготовчих робіт при камерних системах розробки. *Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі* : між нар. наук.-практ. конф., 14 грудня 2016 р. Кривий Ріг, 2016. С. 102.

39. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Energy efficiency and energy saving 2017* : Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro: NMU, 2017. P. 24.

40. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Миронова І.Г. Екологічна безпека видобування залізних руд. *Школа підземної розробки* : між нар. наук.-практ. конф., 4–8 серпня 2018 р. Бердянськ, 2018. С. 79–80.

41. Кононенко М.М., Коваленко І.Л., Хоменко О.Є. Енергетичний підхід до впровадження сучасних нітратних енергоконденсованих систем. *Сучасні енергоекологічні технології* : XX Українська конференція з неорганічної хімії, тези доп. Дніпро, ДВНЗ УДХТУ, 2018. С. 203.

42. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I. Parameters of drilling-and-blasting operations for the use emulsion explosives. *Physical & Chemical Geotechnologies* : Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro : DUT, 2018. P. 39–40.

43. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian Shield. *Physical & Chemical Geotechnologies* : Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro : DUT, 2018. P. 65–66.

44. Миронова И.Г., Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Снижение экологической опасности добычи руд в Украине. *Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр* : материалы XVII международной конференции. Актау : КГУТИ им. Ш. Есенова, 2018. С. 49–51.

45. Kononenko M., Khomenko O. New theory of rock massif fragmentation by using explosion energy. *Physical & Chemical Geotechnologies* : Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro : DUT, 2020. P. 29–30.



46. Кононенко М., Хоменко О. Моделювання зон змінання та подрібнення масиву порід під дією енергії вибуху. *Український гірничий форум – 2021* : Міжн. наук.-техн. конф. Дніпро: РВК НТУ «ДП» 2021. С. 53–64.

47. Kononenko M., Khomenko O. Mathematic simulation for the rock mass destruction by blasting. *Physical and Chemical Geotechnologies* : Collection of scientific works from Scientific and Practical Conference. Dnipro : DUT, 2021. P. 27–37. DOI: 10.15407/pcgt.21.05.

*які додатково відображають наукові результати дисертації:*

48. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие. Днепропетровск : НГУ, 2011. 448 с.

49. Горнорудное дело Украины в сети Интернет : справочник / Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Владико А.Б., Мальцев Д.В. Днепропетровск : ГВУЗ «НГУ», 2011. 288 с.

50. Далд уурхайн өрмийн машин, тоног төхөөрөмж: лавлах бичиг / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев и др. Улаанбаатар, 2013. Д. 1. 190 х.

51. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Усатий В.Ю. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ. Дніпропетровськ : НГУ, 2013. 217 с.

52. Симанович Г.А., Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Руйнування гірських порід вибухом. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 207 с.

53. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Савченко М.В. Технологія підземної розробки рудних родовищ. Дніпро : НТУ «ДП», 2018. 450 с. DOI: 10.33271/dut.001.

54. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Косенко А.В. Процеси підземної розробки рудних родовищ. Дніпро: НТУ «ДП», 2022. 206 с. DOI: 10.33271/dut.002.

## ABSTRACT

*Kononenko M.M.* Geomechanical substantiation of underground infrastructure parameters during iron-ore mining with the application of emulsion explosives. – Qualifying scientific work on manuscript rights.

Dissertation for obtaining the scientific degree of Doctor of Technical Sciences in the specialties 05.15.09 “Geotechnical and Mining Mechanics” and 05.15.04 “Mining and Underground Construction”. – Dnipro University of Technology, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2022.

The presented dissertation is a completed scientific research work in which the actual scientific and practical problem of geomechanical substantiation of underground infrastructure parameters during the extraction of iron-ores with application of emulsion explosives based on the established patterns of formation of crushing zones, intensive crumpling and cracking around the charging cavity (blast hole or borehole), formed in a mass of rocks under the action of an explosion, depending on the diameters of the cavity and the charge, the detonation characteristics of the explosive, the limits of the tensile-compressive strength of the rocks, their cracking and compaction under the action of rock pressure and the explosion, as well as establishing the regularities of changes in density and detonation velocities of emulsion explosives along the length of the formed column of charge at different angles of inclination of the boreholes. The determined regularities are the basis of methods for calculating the parameters of drilling-and-blasting operations for the creation of underground infrastructure during ore extraction, as well as for calculating the efficiency of both emulsion and other industrial explosives according to the degree of realization of the detonation velocity.

The term of underground mine infrastructure means the network of underground mine workings, which includes all opening, preparatory cutting and stoping workings with the equipment and communications located in them, which provide access to the mineral and its extraction. The experience of underground mining of deposits with the help of the blasting method of destruction of the mass has established that up to 84% of TNT-free and emulsion explosives from the total annual costs are used for mining and ore breaking. The analysis of the application of modern emulsion explosives in underground mining of ores revealed a problem, which consists in determining the parameters of drilling-and-blasting operations, both during mining operations conducting and mass breakage, as well as imperfect automation of calculation in the design of drilling-and-blasting operations. Currently, methods for determining the parameters of drilling-and-blasting operations

consist of empirical formulas with many correction factors, which are applied only in certain conditions, and the results require constant adjustments. It was also established that all officially operating methods were developed for bulk explosives, therefore they do not take into account the detonation characteristics of emulsion explosives, which leads to incorrect results with a deviation of  $\pm 50\%$ . The analysis of the theories of determining the destruction zones of the mass around the charging cavity under the action of the explosion established the empirical nature of most of the methods, which were obtained for specific mining-and-geological conditions. Also, in some formulas for calculating zone radius, the efficiency coefficient of the explosive substance is given only for mechanical explosive mixtures. The proposed methods are designed to calculate the radius of only two zones – crumpling and cracking. The zone of intensive grinding, within which the effect of the pressure of the explosion products continues, was not considered.

Therefore, the purpose of the dissertation is the geomechanical substantiation of the parameters of underground infrastructure during iron-ore mining with the application of emulsion explosives on the basis of the established patterns of parameters of the zones of destruction of the mass around the charging cavity, the dynamics of the explosion and changes in the mining mass range in space.

The result of mathematical modeling of the mechanism of the formation of rock mass destruction zones by explosion was analytical models of the radius of crumpling zones, intensive grinding and crack formation, which comprehensively took into account the diameter of the charging cavity, the detonation characteristics of the explosive substance, the tensile-compressive strength of the rocks, as well as their cracking and compaction under the action of rock pressure, explosion and diameter of the explosive charge. By comparing the results of the research of mathematical models of the radius of the zones with the well-known theories, the convergence of the radius of the crumpling and cracking zones was established on a level of 98%, and intense grinding on a level of 92%.

Numerical modeling by means of finite-element analysis of the destruction of the model under the action of explosion energy has established the degree dependences of changes in radius of zones of fluctuation, intensive grinding and cracks from the diameter of the charging cavity, detonational characteristics of the explosive and the strength of the

rocks. Comparison of the results of mathematical models examination of radius of these zones with the results of numerical modeling for the marginal conditions of the monolithic non-cracking mass established the discrepancy between 4 – 8%, which indicates the high accuracy of the obtained results and the suitability of analytical models to determine the radius of these zones.

By modeling the process of formation of the ejection funnel with application of the finite element method based on the main tensile stress of the model, a power-law dependence of the change in the line of least resistance on the diameter of the charging cavity, the density and detonation velocity of the explosive substance, and the limit of tensile-compressive strength of rocks was obtained. Analytical formulas for the change in the line of least resistance based on the radius of the zones of intense grinding and cracking are proposed. By comparing the accuracy of these formulas, the discrepancy between the results was established within 1 – 9%, and by comparing the value of the line of least resistance by the radius of the zones of crack formation and intensive grinding, the most accurate formula for calculating the line of least resistance was revealed, which is the analytical dependence on the zone of intensive grinding.

The maximum rate of detonation and the relative performance of the explosive is achieved at a certain charging density. This is especially related to the bulk emulsion explosives, in which hydrostatic pressure increases in length, which increases their density at the bottom of the charge, by reducing the size of gas pores. In turn, this leads to decreasing in sensitivity, and the detonation wave becomes intermittent, up to its complete extinction. Therefore, with the help of well-known laws, hydrostatics and gas dynamics, a method of calculating the redistribution of the density of the emulsion explosive in charging cavities with different angles of inclination have been developed. The degree dependences of the change in density of the bulk emulsion explosive of Ukrainit-PP-2 were established by the length of the formed column of the charge up to 55 m, depending on its initial density and the angle of inclination of the borehole from 0 to 90°. In full experiments, performed by the rheostat method, the degree dependences of the change in the rate of detonation of the salting emulsion explosive of Ukrainit-PP-2 from the diameter of charge and density were established. By taking into account these dependencies, the rational initial density of the

emulsion explosive of Ukrainit-PP-2 is determined, which changes within 800 – 1000 kg/cu.m and while maintains a uniform rate of detonation at the length of the charge column up to 35 m at different angles of inclination of boreholes. The obtained dependencies became the basis for the development and implementation of the software “Density and Detonation Velocity”, which allows to calculate the density and detonation velocity along the formed column of charge for the bulk emulsion explosive of Ukrainit-PP-2 both in ascending and descending boreholes with different angles of their inclination. Also, with taking into account these dependencies it made possible to develop a method of calculating the factor of performance by the degree of realization of detonation velocity for all industrial explosives, which allows to comprehensively take into account the heat and volume of the gases of the explosion, their density and detonation velocity.

At the mines of PJSC “Zaporizkyi iron-ore plant”, a developed method of calculating the parameters of drilling-and-blasting operations during horizontal and inclined mining operations has been implemented, which is based on the principle of placing groups of boreholes according to the areas they occupy in the workings and their location along the cutting contours. The line of least resistance of the hole is determined by the radius of the intensive grinding zone, which depends on the diameters of the hole and the charge, the density and detonation velocity of the explosive, the compressive strength limit of rocks, their cracking and compaction under the influence of rock pressure and explosion. According to the radius of the zones of crumpling and intensive crushing of the mass of rocks around the charging cavity, methods of calculating the parameters of drilling-and-blasting for uplift workings drivage by the methods of blast hole and borehole charges are proposed. The basis of the methods is the calculation of the minimum number of blast holes or boreholes in the cut and the determination of the distance between them according to the radius of the crumpling zone. The location of contour blast holes or boreholes is determined by the radius of the intensive grinding zone. The computer program for building blasting passports “Ukrainit – Construction” was developed to automate its design during horizontal and inclined mining operations.

The mines of the Kryvyi Rih basin introduced an advanced current industry methodology for calculating the parameters of drilling-and-blasting operations by

determining the factor of performance alongside the degree of realization of the detonation velocity for all types of industrial explosives. In the conditions of the mine “N.a. Ordzhonikidze” PJSC “CGZK”, the method of calculating the parameters of drilling-and-blasting operations for reflection of ore in the area of intensive grinding have been tested. SUEC “Mon-Atom” introduced the method of calculating the parameters of the drilling-and-blasting operations for reflection of the mass on the ore conditioning for mining of “Gurvanbulah” and “Dornod” deposits with the help of storage systems. By changing the density and detonation velocity along the charge of the emulsion explosive of Ukrainit-PP-2, the rational location of the primed-cartridges was installed and the structures of charges in ascending and descending boreholes up to 15 m or more were developed. In order to reduce the complexity of charging and reduce costs during drilling-and-blasting operations conducting due to the exclusion of special means of holding charges of emulsion explosives in boreholes, technological schemes for reflecting ore with the application downward fans of boreholes during stoping operations in deposit chambers with a capacity of more than 5 m have been developed. The computer program for the development of a project for cutting a block “Ukrainit – Undercut” has been developed for automation design of ore cutting in blocks, which fully automates the process of calculation, construction and drawing up of a project for cutting ore reserves in a block with funnels or trenches.

The determination of the economic efficiency of mining and stoping operations has established that the cost of producing 1 cu.m of mining or 1 cu.m of mined ore is affected not only by the type of explosives and mining equipment, but also by the parameters of drilling-and-blasting operations, which are calculated according to the developed methods. As a result of the calculation of the cost of mining and breaking the mass, the exponential dependence of the change in the cost of conducting 1 cu.m of mining and breaking 1 cu.m of ore from the compressive strength of rocks or ore during application of domestic and foreign equipment with the application of TNT-containing and emulsion explosives was established. The economic efficiency of the application of bulk emulsion explosives was obtained by implementing in the conditions of the mines of PJSC “Zaporizskiyi iron-ore plant”, the developed methodology for calculating the parameters of drilling-and-blasting

operations during preparatory workings drivage of Ukraine-PP-2 in the amount of up to UAH 700 per 1 m, which led to a decrease in cost-up to 7%. Introduction in the conditions of Mines of PJSC “Sukha Balka” by methods of calculating the parameters of drilling-and-blasting operations and technology of reflection of ore by means of bulk emulsion explosive substance Ukrainit-PP-2 for 2020 received an economic effect of UAH 29.88 million and reduced the cost of reflection of ore up to 28%.

The ecological assessment of the application of emulsion explosives at underground extraction of ore in the conditions of PJSC “Zaporizkyi iron-ore plant” during 12 years allowed to establish that with the application of 78% of emulsion explosive of “Ukrainit” type and 22% of TNT-containing explosives from the total annual costs, decreases the environmental hazard ratio on average for carbon oxide in 5.3 times, nitrogen oxide and nitrogen dioxide is 1.25 times compared to the application in 2008 of the TNT-containing explosives, which reduced the hazard index by 1.5 times totally (up to 36%).

*Keywords:* rock mass, emulsion explosive, charging cavity, zone of intensive grinding, emulsion explosive density, detonation velocity, line of least resistance.

### **List of publisher publications**

*in which the main scientific results of the dissertation were published:*

1. Gorovaya A.I., Mironova I.G., Kononenko M.N., Pavlichenko A.V. Tekhnologiya povysheniya ekologicheskoy bezopasnosti pri dobyche zheleznykh rud podzemnym sposobom : monografiya. Dnepropetrovsk : Litograf, 2014. 136 s.

2. Khomenko O., Rudakov D., Kononenko M. Automation of drill and blast design. *Technical And Geoinformational Systems In Mining*. 2011. P. 271–275. DOI: 10.1201/b11586-45 (*Scopus, Web of Science*)

3. Vladyko O., Kononenko M., Khomenko O. Imitating modeling stability of mine workings. *Geomechanical processes during underground mining*. 2012. P. 147–150. DOI: 10.1201/b13157-26. (*Scopus, Web of Science*)

4. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere. *Annual Scientific-Technical Colletion – Mining of Mineral Deposits*. 2013. P. 231–235. DOI: 10.1201/b16354-43. (*Scopus*)

5. Khomenko O., Kononenko M., Petlyovanyy M. Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers. *Progressive Technologies Of Coal, Coalbed Methane, And Ores Mining*. 2014. P. 241–245. DOI: 10.1201/b17547-43. (*Scopus*)
6. Khomenko O., Kononenko M., Petlovanyi M. Analytical modeling of the back-fill massif deformations around the chamber with mining depth increase. *New Developments In Mining Engineering 2015*. 2015. P. 265–269. DOI: 10.1201/b19901-47. (*Scopus*)
7. Khomenko O., Kononenko M., Netecha M. Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 1. P. 50–56. DOI: 10.15407/mining10.01.050. (*Scopus, Web of Science*)
8. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 2. P. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040. (*Scopus, Web of Science*)
9. Kononenko M., Khomenko O., Sudakov A., Drobot S., Lkhagva Ts. Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 3. P. 101–106. DOI: 10.15407/mining10.03.101. (*Scopus, Web of Science*)
10. Khomenko O.E., Kononenko M.N., Dronov A.P. Laboratornye issledovaniya zonalnogo strukturirovaniya massiva vokrug gornyykh vyrabotok. *Fiziko-tekhnicheskie problemy gornogo proizvodstva*. 2016. № 18. S. 103–111.
11. Khomenko O., Kononenko M., Astafiev D. Effectiveness of geo-energy usage during underground mining of deposits. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 22. P. 100–106. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.22.100.
12. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Ecologic-and-technical aspects of iron-ore underground mining. *Mining of mineral deposits*. 2017. Vol. 11, № 2. P. 59 – 67. DOI: 10.15407/mining11.02.059. (*Scopus, Web of Science*)
13. Khomenko O.E., Kononenko M.N., Mironova I.G., Yurchenko K.O. Puti snizheniya tekhnogennoy nagruzki na gornodobyvayushchie regiony Ukrainy. *Zbirnyk naukovykh prats' NHU*. 2017. № 51. S. 77–83.
14. Khomenko O., Kononenko M., Bilegsaikhan J. Classification of theories about rock pressure. *Solid State Phenomena*. 2018. Vol. 277. P. 157–167.



DOI: 10.4028/www.scientific.net/ssp.277.157. (*Scopus*)

15. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M. Fenomen kapsuliuvannia pidzemnoi vyrobky: vyjavlennia, modeliuvannia, vykorystannia. *Zbirnyk naukovykh prats NHU*. 2017. № 52. S. 166–177.

16. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 25. P. 71–79. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.25.71.

17. Khomenko O.E., Kononenko M.N., Lyashenko V.I. Evolyutsiya printsipov podderzhaniya podzemnykh vyrabotok. *Zbirnyk naukovykh prats NHU*. 2018. № 53. S. 113–127.

18. Khomenko O.E., Kononenko M.N. Tekhnologii dobychi kamnesamotsvetnogo syrva v usloviyakh energeticheskogo narusheniya neдр. *Fiziko-tekhnycheskie problemy gornogo proizvodstva*. 2017. № 19. S. 131–141.

19. Khomenko O.Y., Kononenko M.M., Myronova I.G., Sudakov A.K. Increasing ecological safety during underground mining of iron-ore deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2018. № 2. P. 29–38. DOI: 10.29202/nvngu/2018-2/3. (*Scopus*)

20. Khomenko O., Kononenko M., Kovalenko I., Astafiev D. Self-regulating roof-bolting with the rock pressure energy use. *E3S Web of Conferences*. 2018. Vol. 60. P. 00009. DOI: 10.1051/e3sconf/20186000009. (*Scopus*)

21. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. P. 12–21. DOI: 10.29202/nvngu/2019-3/3. (*Scopus*)

22. Kononenko M., Khomenko O., Savchenko M., Kovalenko I. Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives. *Mining Of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, № 3. P. 22–30. DOI: 10.33271/mining13.03.022. (*Scopus, Web of Science*)

23. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I., Savchenko M. Application of the emulsion explosives in the tunnels construction. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 123. P. 01039. DOI: 10.1051/e3sconf/201912301039. (*Scopus*)

24. Kononenko M.M., Nechyt O.V. Ratsionalni parametry buropidryvnykh robot pry provedenni vyrobok v umovakh PrAT «Zaporizkyi ZRK». *Fiziko-tekhniche problemy gornogo proizvodstva*. 2020. № 22. S. 46–56. DOI: 10.37101/ftpgp22.01.004.

25. Kononenko M., Khomenko O., Kovalenko I., Savchenko M. Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. № 2. P. 69–75. DOI: 10.33271/nvngu/2021-2/069. (*Scopus*)

26. 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: 10.33271/mining15.02.111. (*Scopus, Web of Science*)

27. Kononenko M.M., Khomenko O.Ye., Korobka Ye.O. Parametry buropidryvnykh robot dlia provedennia hirnychkykh vyrobok. *Fiziko-tekhniche problemy gornogo proizvodstva*. 2021. № 23. S. 54–71. DOI: 10.37101/ftpgp23.01.004.

28. Kononenko M.M., Khomenko O.Ye., Kovalenko I.L., Myronova I.H. Doslidzhennia hustyny ta shvydkosti detonatsii emulsiinykh vybukhovyykh rehovyn. *Zbirnyk naukovykh prats NHU*. 2022. № 68. S. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/68.043.

29. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I., Kovalenko I. Economic and environmental aspects of using mining equipment and emulsion explosives for ore mining. *Mining Machines*. 2022. Vol.40, № 2, P. 88–97. DOI: 10.32056/KOMAG2022.2.4.

30. Kononenko M.M., Khomenko O.Ye., Kosenko A.V. Chyselne modeliuвання linii naimenshoho oporu pry pidryvanni zariadiv. *Zbirnyk naukovykh prats NHU*. 2022. № 69. S. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/69.043.

31. Kononenko M.M., Khomenko O.Ye., Myronova I.H. Sposib vydobuvannia korysnykh kopalyn buropidryvnym metodom : pat. 101217 Ukraina : MPK E21C 41/22. № a201104028 ; zaiavl. 04.04.2011; opubl. 11.03.2013, Biul. №5.

32. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., Myronova I.H., Maltsev D.V. Sposib vydobuvannia korysnykh kopalyn buropidryvnym metodom : pat. 108639 Ukraina : MPK E21C 41/22. № a201211588 ; zaiavl. 08.10.2012; opubl. 25.05.2015, Biul. №10.

33. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., Khorolskyi A.O., TOV «IST-FORT». Svidotstvo pro reiestratsiiu avtorskoho prava na tvir № 98464 Ukraina. Komp'uterna

prohrama «Prohrama pobudovy pasportu buropidryvnykh robot «Ukrainit – prokhodka». opubl. 30.09.2020, Biul. № 60.

34. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., TOV «IST-FORT». Svidotstvo pro reiestratsiiu avtorskoho prava na tvir № 110658 Ukraina. Komp'uterna prohrama «Prohrama pobudovy proektu pidsikannia zapasiv rudy u blotsi «Ukrainit – pidsichka». opubl. 31.01.2022, Biul. № 68.

*which certify the approbation of the dissertation materials:*

35. Khomenko O.E., Rudakov D.V., Kononenko M.N. Avtomatizatsiya proektirovaniya pasportov burovzryvnykh robot putem optimizatsii razmeshcheniya shpurov. *Forum hirnykiv-2011* : Mizhn. nauk.-tehn. konf. Dnipropetrovsk: RVK DVNZ «NHU» 2011. S. 39–43.

36. Vladyko A.B., Kononenko M.N., Litvinyuk E.A. Imitatsionnoe modelirovanie raboty prokhodcheskogo oborudovaniya pri provedenii gornykh vyrabotok. *Shkola pidzemnoi rozrobky* : Materialy VI mizhnar. nauk.-prakt. konf. Dnipropetrovsk : NHU, 2012. S. 284–293.

37. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Do obgruntuvannia parametriv pidhotovky zapasiv rud pry kamernykh systemakh rozrobky. *Shkola pidzemnoi rozrobky* : mizh nar. nauk.-prakt. konf., 15–18 serpnia 2016 r. Berdiansk, 2016. S. 85–86.

38. Kononenko M., Danylchenko M. Udoskonalennia pidhotovchykh robot pry kamernykh systemakh rozrobky. *Innovatsiinyi rozvytok hirnychodobuvnoi haluzi* : mizh nar. nauk.-prakt. konf., 14 hrudnia 2016 r. Kryvyi Rih, 2016. S. 102.

39. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Energy efficiency and energy saving 2017* : Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro: NMU, 2017. P. 24.

40. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., Myronova I.H. Ekolohichna bezpeka vydobuvannia zaliznykh rud. *Shkola pidzemnoi rozrobky* : mizh nar. nauk.-prakt. konf., 4–8 serpnia 2018 r. Berdiansk, 2018. S. 79–80.

41. Kononenko M.M., Kovalenko I.L., Khomenko O.Ye. Enerhetychnyi pidkhid do vprovadzhennia suchasnykh nitratnykh enerhokondensovanykh system. *Suchasni enerhoekolohichni tekhnolohii* : XX Ukrainaska konferentsiia z neorhanichnoi khimii, tezy

dop. Dnipro, DVNZ UDKhTU, 2018. S. 203.

42. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I. Parameters of drilling-and-blasting operations for the use emulsion explosives. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro : DUT, 2018. P. 39–40.

43. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian Shield. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro : DUT, 2018. P. 65–66.

44. Mironova I.G., Khomenko O.E., Kononenko M.N. Snizhenie ekologicheskoy opasnosti dobychi rud v Ukraine. *Resursovoproizvodyashchie, malootkhodnye i prirodookhrannye tekhnologii osvoeniya nedr : materialy XVII mezhdunarodnoy konferentsii*. Aktau : KGUTI im. Sh. Esenova, 2018. S. 49–51.

45. Kononenko M., Khomenko O. New theory of rock massif fragmentation by using explosion energy. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro : DUT, 2020. P. 29–30.

46. Kononenko M., Khomenko O. Modeliuvannia zon zmynannia ta podribnennia masyvu porid pid diieiu enerhii vybukhu. *Ukrainskyi hirnychi forum – 2021 : Mizhn. nauk.-tekhn. konf. Dnipro: RVK NTU «DP» 2021*. S. 53–64.

47. Kononenko M., Khomenko O. Mathematic simulation for the rock mass destruction by blasting. *Physical and Chemical Geotechnologies : Collection of scientific works from Scientific and Practical Conference*. Dnipro : DUT, 2021. P. 27–37. DOI: 10.15407/pcgt.21.05.

*which additionally reflect the scientific results of the dissertation:*

48. Khomenko O.E., Kononenko M.N., Maltsev D.V. Gornoe oborudovanie dlya podzemnoy razrabotki rudnykh mestorozhdeniy: spravochnoe posobie. Dnepropetrovsk : NGU, 2011. 448 s.

49. Gornorudnoe delo Ukrainy v seti Internet : spravochnik / Khomenko O.E., Kononenko M.N., Vladiko A.B., Maltsev D.V. Dnepropetrovsk : GVUZ «NGU», 2011. 288 s.

50. Mashiny i oborudovanie dlya podzemnykh gornykh rabot: spravochnik / O.E. Khomenko, M.N. Kononenko, D.V. Maltsev i dr. Ulan-Bator, 2013. T. 1. 190 s.

51. Kononenko M.M., Khomenko O.Ye., Usatyi V.Yu. Vybir i rozrakhunok system pidzemnoi rozrobky rudnykh rodovyshch. Dnipropetrovsk : NHU, 2013. 217 s.

52. Symanovych H.A., Khomenko O.Ye., Kononenko M.M. Ruinuvannia hirskykh porid vybukhom. Dnipropetrovsk : NHU, 2014. 207 s.

53. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., Savchenko M.V. Tekhnolohiia pidzemnoi rozrobky rudnykh rodovyshch. Dnipro : NTU «DP», 2018. 450 s. DOI: 10.33271/dut.001.

54. Khomenko O.Ye., Kononenko M.M., Kosenko A.V. Protsesy pidzemnoi rozrobky rudnykh rodovyshch. Dnipro: NTU «DP», 2022. 206 s. DOI: 10.33271/dut.002.

## ЗМІСТ

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ .....	29
ВСТУП .....	30
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ ОБ’ЄКТУ, ПРЕДМЕТУ ТА НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ, ФОРМУЛЮВАННЯ МЕТИ І ПОСТАНОВКА ЗАВДАНЬ ДОСЛІДЖЕННЯ .....	40
1.1. Аналіз підземного видобування руд буропідривним способом .....	40
1.2. Проблематика використання емульсійних вибухових речовин при підземному видобуванні руд .....	48
1.3. Аналіз методик розрахунку параметрів буропідричних робіт при проведенні гірничих виробок та відбиванні руд .....	63
1.4. Систематизація гіпотез щодо механізму руйнування гірських порід вибухом .....	81
1.5. Узагальнення теорій визначення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини .....	90
1.6. Формулювання мети та постановка завдань дослідження .....	100
РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ЗОН ЗМИНАННЯ ТА ПОДРІБНЕННЯ МАСИВУ ПОРІД НАВКОЛО ЗАРЯДНОЇ ПОРОЖНИНИ .....	104
2.1. Систематизація зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини .....	104
2.2. Математичне моделювання механізму утворення зон змінання та подрібнення навколо зарядної порожнини .....	108
2.3. Узгодження математичних моделей радіусів зон змінання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення з відомими теоріями .....	123
2.4. Скінченно-елементний аналіз руйнування масиву гірських порід навколо зарядної порожнини .....	134
2.5. Моделювання лінії найменшого опору через утворення воронки викиду при підриванні зарядів .....	156
2.6. Висновки .....	168

РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ДЕТОНАЦІЙНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН І ВИЗНАЧЕННЯ ЇХ ПРАЦЕЗДАТНОСТІ .....	170
3.1. Дослідження зміни густини емульсійних вибухових речовин від нахилу зарядної порожнини .....	170
3.2. Визначення експериментальної швидкості детонації емульсійної вибухової речовини .....	179
3.3. Визначення працездатності промислових вибухових речовин за ступенем реалізації швидкості детонації .....	191
3.4. Висновки .....	199
РОЗДІЛ 4. ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ПІДГОТОВЧО-НАРІЗНИХ ВИРОБОК .....	201
4.1. Розробка методики визначення параметрів буропідливних робіт для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок .....	201
4.2. Розробка методики визначення параметрів буропідливних робіт для проведення вертикальних гірничих виробок .....	215
4.3. Створення програмного продукту для автоматизованої побудови паспортів буропідливних робіт .....	228
4.4. Висновки .....	234
РАЗДЕЛ 5. ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ВІДБИВАННІ РУДИ .....	236
5.1. Удосконалення діючої методики розрахунку параметрів буропідливних робіт за працездатністю вибухової речовини .....	236
5.2. Розробка методики розрахунку параметрів буропідливних робіт за параметрами зони інтенсивного подрібнення .....	242
5.3. Розробка методики розрахунку параметрів буропідливних робіт за кондиційним куском руди .....	264
5.4. Створення програмного продукту для автоматизованої побудови проектів на підсікання блоку .....	270
5.5. Висновки .....	277

РОЗДІЛ 6. ЕКОНОМІКО-ЕКОЛОГІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ	
ВИКОРИСТАННЯ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ	
РЕЧОВИН ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУВАННІ РУД .....	280
6.1. Методика розрахунку економічної ефективності видобування руди .....	280
6.2. Результати розрахунку економічної ефективності	
при проведенні гірничих виробок .....	287
6.3. Результати розрахунку економічної ефективності	
при виконанні очисних робіт .....	298
6.4. Екологічна оцінка використання емульсійних вибухових речовин	
при видобуванні руди підземним способом .....	311
6.5. Висновки .....	319
ВИСНОВКИ .....	321
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ .....	326
ДОДАТКИ:	
А. ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ	
ПРАКТИЧНУ ЦІННІСТЬ .....	351
Б. ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ	
ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ .....	356



## ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ

- БПР – буропідривні роботи  
ВМ – вибухові матеріали  
ВР – вибухова речовина  
ГГД – газогенеруюча добавка  
ГДК – гранично допустима концентрація  
ДШ – детонувальний шнур  
ЗЗМ – змішувально-зарядна машина  
ЗЗС – змішувально-зарядний стенд  
ЗЗТ – змішувально-зарядна техніка  
ЗІ – засоби ініціювання  
ЕВР – емульсійна вибухова речовина  
ЕД – електродетонатор  
КВШ – коефіцієнт використання шпурів  
ЛНО – лінія найменшого опору  
МСЕ – метод скінченних елементів  
НСІ – неелектричні системи ініціювання  
П-Б – патрон-бойовик  
ПВР – промислова вибухова речовина  
СЕА – скінченно-елементний аналіз

## ВСТУП

**Обґрунтування теми дослідження.** Україна володіє 10-ю частиною світових запасів залізних руд, з яких третина – це сучасний об'єм видобутку. Підземна розробка залізних руд у повному обсязі реалізується буропідривному роботами (БПР) із застосуванням промислових вибухових речовин (ПВР), з яких на сьогодні 58% – це емульсійні. Впровадження емульсійних вибухових речовин (ЕВР), розпочате у 2009 році, розкрило недосконалість існуючих методик визначення параметрів БПР. Методики, що офіційно діють у галузі з 80-х років минулого століття, не враховують фізико-хімічні особливості та детонаційні характеристики ЕВР, тріщинуватість порід та їх ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. Це призводить до використання некоректних параметрів БПР із зниженням їх ефективності.

Під терміном підземна інфраструктура шахти розуміють мережу підземних гірничих виробок, до якої відносяться всі розкривальні, підготовчо-нарізні та очисні виробки з розташованими в них обладнанням та комунікаціями, що забезпечують доступ до корисної копалини та її видобування. Дослідники з України, Польщі, Сербії, Німеччини, Швеції, Китаю, США, Австралії та інших країн дослідили механізм руйнування порід вибухом та запропонували виробничникам значну кількість методик розрахунку параметрів БПР для проведення виробок і відбивання масиву. Однак, більшість з цих методик має емпіричну основу, яка ґрунтується на використанні поправних коефіцієнтів, а меншість – аналітичну, що базується на визначенні зон руйнування масиву.

Всі означені методики не розглядають зону інтенсивного подрібнення, радіус якої є вирішальним при визначенні суттєвої характеристики – лінії найменшого опору (ЛНО). Тому, при визначенні розмірів зон, що утворюються навколо заряду під дією вибуху, необхідне врахування окрім діаметру зарядної порожнини (шпур або свердловина), детонаційних характеристик вибухових речовин (ВР) та міцності порід, ще їх тріщинуватість, ущільнення під дією гірського тиску та вибуху і діаметр самого заряду ВР. Не врахування цих показників при визначенні ЛНО для шпурів і свердловин є некоректним, що збільшує витрати на проведення виробок до 18%, а на відбивання масиву до 50%. Окрім того, для зберігання рівномірної швидкості

детонації у наливних ЕВР, потрібне врахування зміни густини за довжиною заряду та її контроль відносно критичної величини.

Отже необхідність геомеханічного обґрунтування параметрів, що суттєво підвищують ефективність створення підземної інфраструктури при видобуванні руд із застосуванням ЕВР, шляхом параметризації зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення у масиві порід є актуальною науково-технічною *проблемою*.

**Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.** Дисертаційна робота виконана відповідно до Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року, що затверджена Законом України № 3268-VI від 21.04.2011. Також дисертація пов'язана з координаційними планами Міністерства освіти і науки України за фундаментальним напрямком «Гірничі науки» на 2000 – 2020 рр. та з планами держбюджетних робіт за темами «Фундаментальні основи видобування, переробки та оцінки об'єктів надр з каменесамоцвітною сировиною» (ДР 0111U002811, 2011 – 2013 рр.); «Обґрунтування комплексу геотехнологічних модулів з використанням природно-техногенного ресурсу родовищ корисних копалин України» (ДР 0115U002300, 2015 – 2016 рр.); «Обґрунтування новітніх технологічних рішень освоєння родовищ корисних копалин у контексті сталого розвитку гірничодобувних регіонів» (ДР 0120U102078, 2020 – 2022 рр.).

**Мета і завдання дослідження.** Мета дослідження – геомеханічне обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням ЕВР на підставі встановлених закономірностей параметрів зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини у залежності від властивостей ВР, динаміки вибуху та зміни показників гірського масиву у просторі.

Поставлена мета досягається шляхом вирішення наступних **завдань дослідження**:

1. Виявити з використанням математичного моделювання закономірності утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються в масиві порід навколо зарядної порожнини під дією енергії вибуху ЕВР.

2. Виконати скінченно-елементний аналіз руйнування масиву гірських порід навколо зарядної порожнини та встановити закономірності зміни радіусів зон зминання та подрібнення в залежності від фізико-механічних властивостей породного масиву і тиску продуктів вибуху.

3. Змоделювати за допомогою скінченно-елементного методу параметри воронки викиду та виявити особливості зміни ЛНО в залежності від діаметру зарядної порожнини, тиску продуктів вибуху і міцнісних характеристик породного масиву.

4. Дослідити зміну густини ЕВР за довжиною заряду спираючись на закони гідростатики та газової динаміки й встановити експериментальні закономірності зміни швидкості детонації ЕВР у залежності від її густини та діаметру зарядної порожнини, а також визначити працездатність ПВР.

5. Обґрунтувати доцільні параметри БПР при проведенні підготовчо-нарізних виробок за працездатністю ВР, радіусами зон зминання та інтенсивного подрібнення гірських порід.

6. Обґрунтувати технологічні параметри БПР при відбиванні масиву за працездатністю ВР, радіусом зони інтенсивного подрібнення та кондиційного куска руди.

7. Визначити економічну ефективність видобування руд із використанням розроблених методик розрахунку параметрів БПР і провести екологічну оцінку стану атмосферного повітря при використанні ЕВР.

*Ідея роботи* полягає у використанні встановлених нових закономірностей радіусів зон руйнування масиву навколо заряду, що комплексно враховують фізико-механічні властивості порід та характеристики ЕВР, для геомеханічного обґрунтування параметрів створення підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди.

*Об'єкт дослідження* – процес руйнування масиву порід із застосуванням ЕВР для створення підземної інфраструктури при підземній розробці залізородних родовищ.

*Предмет дослідження* – закономірності формування радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення породного масиву навколо заряду залежно від його фізико-механічних властивостей та характеристик ЕВР.

*Методи дослідження.* Для вирішення поставлених завдань було використано системний підхід, що включав аналіз результатів науково-дослідних і проектно-конструкторських робіт із застосуванням БПР при підземному видобуванні руд з використанням ПВР, аналіз параметрів та методик розрахунку технології БПР при проведенні гірничих виробок і відбиванні масиву, існуючих уявлень щодо механізму руйнування порід вибухом і теоретичних підходів визначення зон деформації масиву навколо заряду, а також аналітичне та комп'ютерне моделювання й натурні експерименти. Аналітичні дослідження виконані на основі фундаментальних положень механіки твердого тіла, а комп'ютерне моделювання з використанням скінченно-елементного аналізу, в натурних експериментах використаний реостатний метод.

*Достовірність отриманих результатів і висновків* підтверджується застосуванням апробованих методів дослідження, задовільним співпаданням результатів теоретичних та емпіріоаналітичних досліджень параметрів зон руйнування масиву порід (92 – 98%); високою збіжністю аналітичних досліджень та чисельного моделювання радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення (92 – 96%) і натурних експериментів з вимірювання швидкості детонації ЕВР (95%); апробацією розроблених методик на реальних об'єктах.

### **Наукова новизна отриманих результатів.**

#### *1. Уперше:*

– обґрунтовані аналітичні моделі радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються у масиві порід навколо заряду при вибуховому навантаженні, які комплексно враховують діаметри зарядної порожнини та заряду ЕВР, детонаційні характеристики ВР, міцність порід, а також тріщинуватість і ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, що збільшує точність визначення області руйнування масиву на 48%;

– за законами гідростатики та газодинаміки визначено перерозподіл густини наливних ЕВР у зарядних порожнинах з різними кутами нахилу та встановлено закономірності зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною

сформованої колонки заряду до 55 м у залежності від її початкової густини та кута нахилу свердловини у діапазоні від 0 до 90°;

– встановлено степеневі залежності зміни швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 від її густини та діаметру зарядної порожнини, що дозволило визначити раціональну початкову густину ЕВР Україніт-ПП-2 для відбивання масиву, яка дорівнює  $800 - 1000 \text{ кг/м}^3$  і при цьому зберігається швидкість детонації за довжиною колонки заряду до 35 м при різних кутах нахилу свердловин;

– отримано залежність ЛНО шпуру від радіусу зони зминання, діаметру шпуру та діаметру самого заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, межі міцності порід на стискання, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, що дозволило обґрунтувати параметри БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок з розміщенням груп шпурів за площами, які вони займають у вибої та їх розташуванням за відбійними контурами;

– встановлено залежність ЛНО свердловин від комплексних характеристик, що враховують радіус зони зминання, діаметр свердловини, щільність та швидкість детонації ВР, межу міцності руди на стискання, її тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, що дозволило обґрунтувати параметри БПР для відбивання масиву за зоною інтенсивного подрібнення.

## *2. Набула подальшого розвитку*

– аналітична модель зони зминання зі встановленням ступеневі залежності показників ЛНО, що враховують її радіус, діаметр свердловини, щільність та швидкість детонації ВР, межу міцності руди на стискання, її тріщинуватість, ущільнення під дією гірського тиску та вибуху і розміру кондиційного куска руди;

– параметризація закономірностей зміни швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 в залежності від її густини та діаметру зарядної порожнини, що дозволило визначати коефіцієнт працездатності для ПВР, який комплексно враховує теплоту й об'єм продуктів вибуху, їхню густину (щільність) та швидкість детонації.

*3. Удосконалено* відому ступеневу залежність визначення ЛНО свердловин для відбивання масиву через уточнення коефіцієнту відносної працездатності ПВР, що враховує ступінь реалізації швидкості детонації ВР.

### ***Наукові положення, що виносяться на захист:***

1. Радіуси зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються при вибуховому руйнуванні гірського масиву, змінюються за степеневою залежністю від діаметру заряду ВР, тиску продуктів вибуху у зарядній порожнині, міцності порід на розтягання-стискання, коефіцієнтів структурного ослаблення та ущільнення, що підвищує точність оцінки параметрів руйнування гірського масиву до 48%.

2. Початкова густина наливної ЕВР Україніт-ПП-2 у сформованій колонці заряду змінюється під дією гідростатичного тиску за степеневою залежністю від її довжини та кута нахилу зарядної порожнини у діапазоні 0 – 90°, що дозволяє за зміною швидкості детонації визначати місця розташування патронів-бойовиків (П-Б) і запропонувати конструкції зарядів у свердловинах.

3. Розрахунок параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок з використанням ЕВР Україніт-ПП-2 базується на принципі розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибої виробки, та розташуванням їх за відбійними контурами, а ЛНО шпуру визначається радіусом зони інтенсивного подрібнення. Показники зон руйнування масиву є основою нової методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняткових виробок методами шпурових і свердловинних зарядів.

4. Підвищення ефективності БПР зі зменшенням витрат на проведення виробок до 18%, а відбивання масиву порід до 50% досягається використанням ЛНО, що змінюється за степеневою залежністю від радіусу зони зминання, щільності та швидкості детонації ВР, діаметру шпуру або свердловини, межі міцності порід на стискання, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, а при патронованій ВР ще й від діаметру заряду.

**Наукове значення роботи** полягає у встановлених нових закономірностях формування радіусів зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини залежно від густини і швидкості детонації ЕВР, міцності порід, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху, що дозволило обґрунтувати параметри підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди.

### **Практичне значення роботи:**

1. Методика розрахунку густини наливних ЕВР за довжиною заряду під дією гідростатичного тиску при різних кутах нахилу висхідних і низхідних свердловин і створено програму-калькулятор «Густина та швидкість детонації», яка дозволяє розрахувати густину та швидкість детонації вздовж колонки заряду для наливної ЕВР Україніт-ПП-2.

2. Методика розрахунку коефіцієнту відносної працездатності ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації.

3. Нова методика розрахунку параметрів БПР при проведенні виробок, в основу якої закладено принцип розміщення груп шпурів за площами, розташування шпурів – за відбійними контурами, а ЛНО шпурів – за радіусом зони інтенсивного подрібнення.

4. Комп'ютерна програма побудови паспорту БПР «Україніт – проходка», яка повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та формування паспорту при проведенні виробок прямокутно-склепінчастої, аркової та прямокутної форм.

5. Удосконалена галузева методика розрахунку параметрів БПР для відбивання масиву шляхом уточнення коефіцієнту працездатності ПВР із врахуванням ступеня реалізації швидкості детонації.

6. Методики розрахунку параметрів розташування свердловин за радіусом зони інтенсивного подрібнення та розміру кондиційного куска руди.

7. Рекомендації щодо раціональних місць розташування П-Б і розроблено конструкції зарядів ЕВР для висхідних і низхідних свердловин за зміною густини та швидкості детонації вздовж заряду наливної ЕВР з використанням прямого, зворотного, прямого з дублюванням та зустрічного ініціювання.

8. Технологічні схеми відбивання руди за допомогою низхідних віял свердловин із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю понад 5 м.

9. Комп'ютерна програма побудови проекту на підсікання запасів у блоці «Україніт – підсічка», що автоматизує процес розрахунку, побудови та формування воронок або траншей.



10. Результати дослідження використано у навчальному процесі шляхом видання 3-х довідників і 2-х навчальних посібників, 2-х підручників, а також 9-ти матеріалів методичного забезпечення.

#### **Реалізація результатів дослідження.**

1. Спосіб розробки запасів на рудниках «Гурванбулаг» і «Дорнод» використано у ДУЕК «Мон-Атом» (Улан-Батор, рекомендації від 10.09.2013 і 25.10.2013, відповідно).

2. Спосіб збереження стійкості нарізних виробок при поверхово-камерних системах розробки впроваджено на шахтах АТ «КЗРК» (Кривий Ріг, рекомендації від 14.10.2012).

3. Обґрунтування параметрів БПР при відбиванні руди здійснено для умов шахт ПрАТ «Суша Балка» (Кривий Ріг, рекомендації від 10.03.2020).

4. Розроблений програмний продукт «Густина та швидкість детонації» (Density and speed detonation «DSD») з розрахунку густини та швидкості детонації за довжиною колонки заряду при заряджанні свердловин з різним кутом нахилу наливною ЕВР Україніт-ПП-2 використано у ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро, акт впровадження від 16.11.2020).

5. Контроль густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2Б за довжиною заряду при заряджанні висхідних і низхідних свердловин прийнятий у ТОВ «ЕККОМ», (Дніпро, рекомендації від 25.05.2021).

6. Параметри БПР при проведенні підготовчих і нарізних виробок прийняті для умов шахт ПрАТ «ЗЗРК» (Дніпрорудне, рекомендації від 26.05.2021).

7. Конструкції зарядів ЕВР Україніт-ПП-2Б при заряджанні висхідних і низхідних свердловин впроваджено у ТОВ «ІСТ-ФОРТ», (Харків, рекомендації від 01.07.2021).

8. Наливна ЕВР Україніт-ПП-2 при видобуванні руд використана на шахтах ПрАТ «Суша Балка» (Харків, акт впровадження від 30.12.2021).

9. Навчальні програми підготовки бакалаврів і магістрів з дисциплін «Особливості підземної розробки рудних родовищ», «Гірничі машини для підземної розробки рудних родовищ», «Вибухові роботи», «Процеси підземної розробки рудних родовищ», «Технологія підземної розробки рудних родовищ», «Проектування рудних шахт» та «Цифрові технології при руйнуванні геоматеріалів

вибухом» впроваджені у Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка» (Дніпро, 2010 – 2022 рр.).

**Особистий внесок здобувача** полягає у визначенні наукової проблеми, постановці мети та формулюванні завдань дослідження, розробці методики дослідження, проведенні натурних експериментів, аналітичного та чисельного комп'ютерного моделювання, обробки і оцінки отриманих результатів, формулюванні наукових положень, апробації результатів досліджень на наукових конференціях і технічних нарадах, а також впровадженні технологічних рішень.

*Особистий внесок автора в роботи, що опубліковані у співавторстві*, полягає в наступному: [4, 5, 11, 39, 154, 175 – 178, 192, 196, 199, 200, 215, 216, 222, 235, 236, 240 – 242, 245 – 247, 261, 263 – 267, 270, 275] – проведення досліджень і оформлення результатів; [1, 152, 153, 156, 157, 162, 166, 248, 249, 268, 269, 271, 272] – постановка завдань та аналіз результатів дослідження; [10, 155, 158, 159, 163 – 165, 168, 169,] – підготовка матеріалів.

**Апробація роботи.** Матеріали дисертаційної роботи доповідалися та обговорювалися на міжнародних наукових конференціях: «Форум гірників» (Дніпро, 2011), «Школа підземної розробки» (Бердянськ, 2012, 2016, 2018), «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі» (Кривий Ріг, 2016), «Energy efficiency and energy saving» (Дніпро, 2017), «Physical & Chemical Geotechnologies» (Дніпро, 2018, 2020, 2021), «XX Українська конференція з неорганічної хімії» (Дніпро, 2018), «Жер қойнауын игерудің ресурстық-репродукциялық, аз қалдықты және экологиялық технологиялары» (Актау, 2018), «Український гірничий форум» (Дніпро, 2021), і технічних нарадах АТ «КЗРК» (Кривий Ріг, 2012 – 2019), ПрАТ «Суша Балка» (Кривий Ріг, 2019 – 2020), ПрАТ «ЗЗРК» (Дніпрорудне, 2011 – 2021), ПрАТ «ЦГОК» (Кривий Ріг, 2020), ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро, 2018 – 2021), ТОВ «ІСТ-ФОРТ» і ТОВ «Укрвибухтехнологія» (Харків, 2018 – 2021).

**Публікації.** За результатами досліджень опубліковано 54 друковані праці, з яких: 1 монографія, 18 статей у наукових фахових виданнях України та 3 у міжнародних рецензованих виданнях, 17 робіт у наукометричних базах Scopus і Web of Science, 2 свідоцтва про реєстрацію авторського права на твір, 2 патенти на

винаходи, 13 статей і тез доповідей у матеріалах конференцій, 2 посібника, 2 підручника і 3 довідника: з них 1 – за кордоном.

**Структура і обсяг роботи.** Дисертаційна робота складається зі вступу, 6-ти розділів, висновків; містить 79 рисунків, 55 таблиць, список використаних джерел з 275 найменувань на 25-ти сторінках і 2 додатки на 15-ти сторінках. Загальний обсяг роботи – 365 сторінок.

**Автор висловлює щиросердечну подяку** науковим консультантам доктору технічних наук, професору Хоменку Олегу Євгеновичу, доктору технічних наук, професору, Заслуженому діячу науки і техніки України, Лауреату державної премії України в галузі науки і техніки Садовенку Івану Олександровичу та доктору технічних наук, професору, Лауреату державної премії України в галузі науки і техніки Соболеву Валерію Вікторовичу за допомогу у виконанні та захисті роботи; Лауреатам державної премії України в галузі науки і техніки, доктору хімічних наук, професору Купріну Віталію Павловичу, доктору технічних наук, професору Коваленку Ігорю Леонідовичу та кандидату технічних наук Савченку Миколі Васильовичу за допомогу у проведенні натурних експериментів; доктору технічних наук, професору Рудакову Дмитру Вікторовичу за допомогу в обґрунтуванні параметрів БПР при створенні підземної інфраструктури.

## РОЗДІЛ 1

### АНАЛІЗ ОБ'ЄКТУ, ПРЕДМЕТУ ТА НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ, ФОРМУЛЮВАННЯ МЕТИ І ПОСТАНОВКА ЗАВДАНЬ ДОСЛІДЖЕННЯ

#### 1.1. Аналіз підземного видобування руд буропідривним способом

Однією з найбільш розвинених галузей промисловості України є чорна металургія, у зародженні та становленні якої відіграла наявність сировинної бази залізних і марганцевих руд, розробку яких розпочато наприкінці XIX ст. кількома десятками шахт і кар'єрів [1].

ПАТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат», одне з найбільших у світі підприємств з видобування та переробки марганцевої руди, яке розробляє Грушевсько-Басанську ділянку на сході Нікопольського родовища. Розробка ведеться підземним (80%) і відкритим способами (20%). Для видобування марганцевої руди на шахтах використовують механічний спосіб відбивання руди, тому зупинимось на рудних шахтах, які використовують БПР [2].

Україна має значні запаси залізних руд, більша частина з яких розташована у межах Українського кристалічного щита. Станом на 1 січня 2019 року об'єм видобутку залізних руд в Україні складав 4% від світового. У порівнянні, найбільші запаси залізних руд знаходяться в таких країнах як Бразилія – 18% світових запасів, Росія – 18%, Австралія – 14%, Україна – 11%, Китай – 9%, Канада – 8%, США – 7%, інші країни – 15%. Всього відомо 5 основних залізородних басейнів і районів України: Криворізький басейн і Білозірський район багатих гематит-мартитових і магнетитових руд та магнетитових кварцитів; Кременчуцький і Приазовський райони магнетитових кварцитів, Керченський басейн бурих залізнякаів. На сьогодні у Керченському басейні та Приазовському районі родовища не експлуатуються. Криворізький басейн і Кременчуцький район утворюють єдину Криворізько-Кременчуцьку зону, а разом з Білозірським районом – Великий Кривий Ріг, на який припадає основний обсяг видобутку залізних руд. Станом на 01.01.2018 Державним балансом запасів корисних копалин України враховано 60 родовищ залізних руд, з

яких 25 перебувають у стадії розробки. Загальні балансові запаси залізних руд становили за категоріями А+В+С<sub>1</sub> – 19711,8 млн т, С<sub>2</sub> – 7447,3 млн т, позабалансові – 5085,5 млн т. Експлуатаційні роботи проводились шахтами та кар'єрами, перелік яких подано у табл. 1.1. Крім того в кількості 652,5 тис. т видобувались руди, які були раніше втрачені: 580,4 тис. т товарних втрачених руд родовища «Саксаганське» (кар'єр Північний) та 72,1 тис. т поля шахти «Тернівська» [3].

Таблиця 1.1 – Гірничо-збагачувальні залізородні підприємства України

№ з/п	Назва надрокористувача	Назва родовища
1	ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»	Шахтне поле «Ім. Артема»
		«Новокриворізьке» (південна ділянка)
		«Валявкінське» (кар'єр № 3)
2	ПАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча»	«Саксаганське» (кар'єр Північний)
3	ПрАТ «Суша Балка»	Шахтне поле «Ювілейна»
		Шахтне поле «Ім. Фрунзе»
4	ПрАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат»	«Велика Глеюватка»
		Шахтне поле «Ім. Орджонікідзе»
		«Петрівське»
		«Артемівське»
5	ПАТ «Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат»	«Інгулецьке» (ділянки 12, 12П)
6	ПАТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат»	«Скелеватсько-Магнетитове»
7	ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»	«Первомайське»
		«Ганівське»
8	АТ «Криворізький залізородний комбінат»	Шахтне поле «Тернівська»
		Шахтне поле «Козацька»
		Шахтне поле «Покровська»
		Шахтне поле «Криворізька»
9	ПрАТ «Запорізький залізородний комбінат»	«Південно-Білозірське»
		«Переверзівське»
10	ПрАТ «Полтавський ГЗК»	«Горішне-Плавнінсько-Лавриківське»
11	ТОВ «Єристівський ГЗК»	«Єристівське»

На території Криворізького залізорудного басейну на сьогодні діють 8 шахт. До структури Акціонерного товариства «Криворізький залізорудний комбінат» (АТ «КЗРК») входять шахти «Криворізька», «Покровська», «Козацька» і «Тернівська», до Приватного акціонерного товариства «Суша Балка» (ПрАТ «Суша Балка») – «Ювілейна» та «Ім. Фрунзе», до Публічного акціонерного товариства «АрселорМіттал Кривий Ріг» (ПАТ «АМ КР») – «Ім. Артема», а до Приватного акціонерного товариства «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат» (ПрАТ «ЦГЗК») – «Ім. Орджонікідзе». До структури Приватного акціонерного товариства «Запорізький залізорудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК»), що веде розробку багатих залізних руд Південно-Білозірського родовища (Білозірський залізорудний район, Запорізька область), входять шахти «Експлуатаційна» та «Прохідницька».

Аналізом експлуатації родовищ шахтами Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК», що подано у табл. 1.2, встановлено, що підземне видобування руд міцністю 30 – 200 МПа здійснюється за допомогою наступних систем розробки [4, 5]: поверхово-камерної – 46 %, підповерхово-камерної – 21 %, підповерхового обвалення – 22 % та підповерхово-камерної із закладанням – 11 % [6, 7]. На сьогодні на шахтах глибина проведення гірничо-капітальних робіт сягає 1500 м, а очисних – 1400 м [8, 9]. Саму технологію підземного видобування залізних руд в умовах шахт Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК» у повному обсязі подано у роботах [6, 7].

Для виконання підривних робіт при проведенні гірничих виробок та відбиванні руди залізорудними шахтами України використовуються наступні ПВР: тротиловімісні – Амоніт № 6 ЖВ і Грамоніт 79/21, безтротилові – Грануліт К, Україніт-АНФО (КМ-1) і АНФО, а також патроновані та наливні ЕВР – Грануліт ВМ, Україніт-П і Україніт-ПП-2, річні витрати яких за гірничорудними підприємствами протягом 2020 року подано у табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Показники виробничої діяльності залізрудних шахт України

Показник	АТ «КЗРК»				ПрАТ «Суша Балка»		ПАТ «АМ КР»	ПрАТ «ЦГЗК»	ПрАТ «ЗЗРК»	
	«Криворізька»	«Покровська»	«Козацька»	«Тернівська»	«Ювілейна»	«Ім. Фрунзе»	«Ім. Артема»	«Ім. Орджонікідзе»	«Експлуатаційна» «Проходницька»	
Глибина розвіданих запасів, м	1465	2015	1990	1955	2060	1500	2000	1500	1200	
Форма покладу	пласто- подібна	стовпо- пласто- гніздо- подібна	стовпо- пласто- подібна	стовпо- подібна	стовпо- пласто- подібна	стовпо- пласто- гніздо- подібна	пласто- подібна	стовпо- пласто- подібна	стовпо- пласто- подібна	
Довжина покладу	до 880	60 – 1450	100 – 700	50 – 300	до 1700	100 – 600	до 1700	520 – 910	до 2240	
Кут падіння покладу, град	36 – 57	46 – 53	55 – 65	54 – 60	48 – 56	50 – 65	35 – 50	55 – 60	60 – 70	
Горизонтальна потужність покладу, м	8 – 110	17 – 30	10 – 25	10 – 30	10 – 55	15 – 43	10 – 120	63 – 189	10 – 115	
Міцність руди, МПа	70 – 80	50 – 60	80 – 160	50 – 70	30 – 160	30 – 160	40 – 80	100 – 200	30 – 120	
Міцність порід висячого боку, МПа	100 – 140	100 – 140	100 – 130	160 – 180	140 – 170	90 – 130	40 – 100	70 – 180	50 – 160	
Міцність порід лежачого боку, МПа	170 – 180	100 – 140	70 – 90	120 – 200	120 – 170	70 – 180	80 – 120	70 – 180	60 – 120	
Глибина головного стволу, м	1580	1524	1440	1441	1530	1370	1135	680	1170	
Висота поверху, м	75	80	80	75	80	75	90	80	100	
Річна продуктивність, млн т/рік	1,75	1,08	1,33	1,54	2,25	1,05	0,67	1,60	4,50	
Горизонт проведення робіт, м	гірничо- капітальні	1390	1420	1430	1425	1420, 1500	1285, 1360	1135	607	1040, 1140
	очисні	1315	1280, 1340	1350	1275, 1350	1260, 1340	1135, 1210	1045	527, 607	640, 740, 840, 940
Система розробки, %	Поверхово- камерна	0	29	70	85	67	65	0	100	0
	Підповерхово- камерна	50	71	0	0	33	35	0	0	0
	Підповерхового обвалення	50	0	30	15	0	0	100	0	0
	Підповерхово- камерна із закладанням	0	0	0	0	0	0	0	0	100
Витрата ВР, т/рік	Амоніт № 6 ЖВ	0				0		50,7	78,5	31,4
	Грамоніт 79/21	0				49,4		143,6	447,7	657,7
	Грануліт ВМ	892,83				0		0	0	0
	Т-600Г-Ш	0				0		0	0	25,5
	Україніт-АНФО (КМ-1)	0				398,9		0	0	305,5
	АНФО	994,9				0		0	0	0
	Грануліт К	0				0		168,0	660,1	0
	Анемікс	1,97				0		0	0	0
	Україніт-П	839,8				483,5		61,6	59,2	665,3
	Україніт-ПП-2	31,7				1093,9		0	6,0	1483,7
Всього:	2761,2				2025,7		423,9	1251,5	3169,1	

Аналізом технічних показників виробничої діяльності залізорудних шахт України, встановлено розподіл відсотків річної витрати ВР, що подано на рис. 1.1.

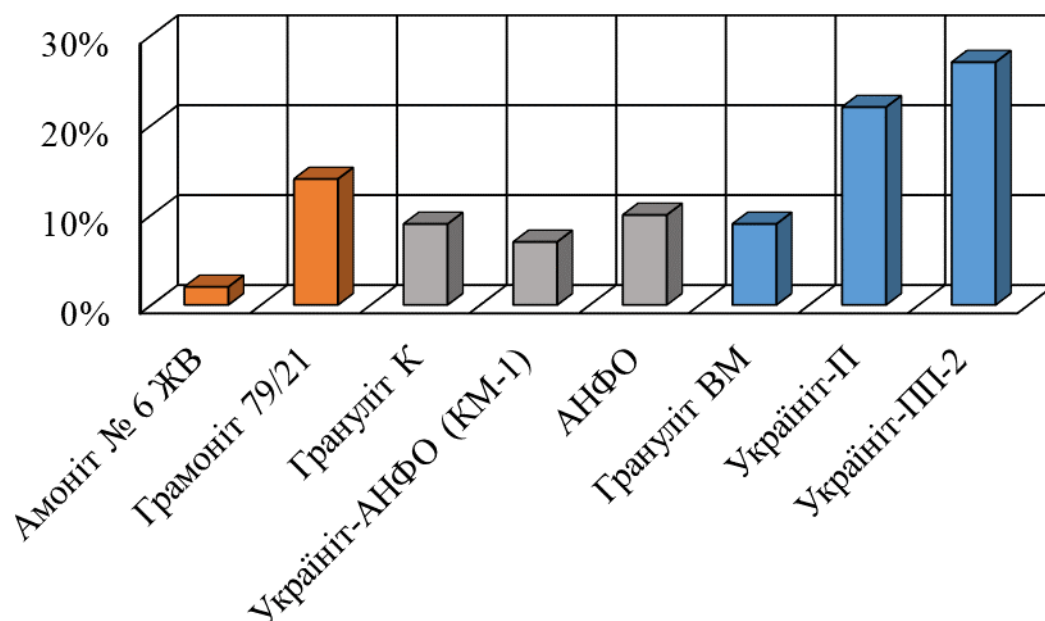


Рисунок 1.1 – Розподіл відсотків річної витрати ВР у 2020 році залізорудними шахтами України

Подальшим аналізом виробничої діяльності залізорудних шахт встановлено, що при проведенні підготовчих і нарізних виробок за допомогою БПР застосовують шпури діаметром 0,04, 0,043, 0,045 і 0,051 м, для буріння яких використовують різноманітні бурильні установки як вітчизняного, так і закордонного виробництва, що входять до складу різних гірничопрохідницьких комплексів. Для встановлення складів гірничопрохідницьких комплексів, що застосовуються при проведенні горизонтальних і похилих підготовчо-нарізних виробок було проаналізовано використання бурильних установок та навантажувальних машин в умовах рудних шахт, що подано в табл. 1.3, технічну характеристику яких наведено в роботах [10, 11].

Як видно з табл. 1.3 в умовах шахт Криворізького басейну набули поширення гірничопрохідницькі комплекси, до складу яких належать бурильні установки типу



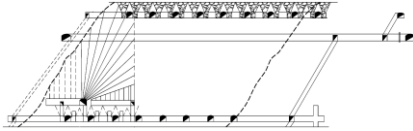
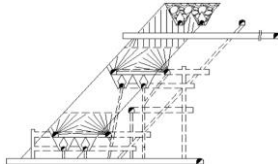
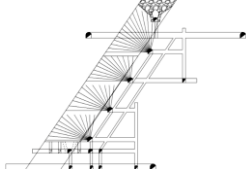
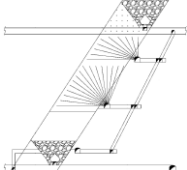
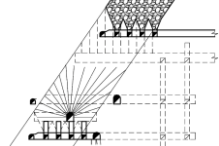
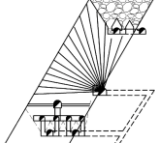
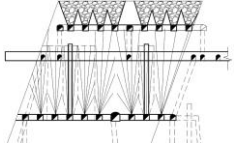
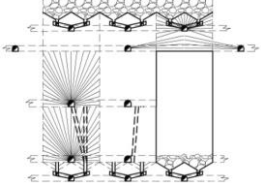
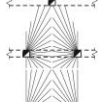
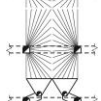
УБШ і навантажувальні машини ППН, а в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» – бурильні установки Boomer або DD з вантажно-даставними машинами ST і EST або LH.

Таблиця 1.3 – Бурильні установки та навантажувальні машин, що використовуються для проведення виробок в умовах залізрудних шахт України

Гірниче обладнання	Країна виробник	АТ «КЗРК»	ПрАТ «Суша Балка»	ПАТ «АМ КР»	ПрАТ «ЦГЗК»	ПрАТ «ЗЗРК»
Установка бурильна шахтна	Швеція	Boomer S1D	Boomer T1D	-	Boomer T1D	Boomer S1D
	Фінляндія	DD210V	-	-	-	DD310-40 DD311D-40
	Україна	УБШ-207 УБШ-221П УБШ-236	УБШ-207 УБШ-208	УБШ-227 УБШ-236	-	УБШ-207 УБШ-227
Бурильна машина	Швеція	COP MD20	COP1838	-	COP1838	COP MD20
	Фінляндія	HL510	-	-	-	HLX5
	Україна	Б106	Б106	Б106 Б140	Б106	Б106, Б140
Навантажувальна машина	Швеція	ST-2D EST-3,5	ST-2D EST-3,5	-	EST-3,5	EST-3,5, ST-3,5
	Фінляндія	LH203E LH307	-	-	-	LH306E, LH307, LH400E
	Словаччина	-	-	-	-	PNE-1700 PNE-2500
	Україна	ППН-3А МППЗ	ППН-3А МППЗ	ППН-1с ППН-3А МППЗ	ППН-3А	ППН-3А

Підземна експлуатація родовищ пов'язана з відбиванням великих об'ємів руди із застосуванням БПР. Аналізом використання різних схем розташування свердловин для відбивання руди в умовах залізрудних шахт України, що подано в табл. 1.4, встановлено, що при виконанні очисних робіт набула найбільшого поширення віялова схема розташування свердловин. Подальшим аналізом технологічних схем відбивання руди встановлено, що на шахтах Криворізького басейну для ведення очисних робіт використовують висхідні віяла свердловин [7, 12], а на шахтах ПрАТ «ЗЗРК» – кругові [13].

Таблиця 1.4 – Схеми розташування свердловин для відбивання руди  
в умовах залізорудних шахт України

Комбінат (рудник)	Шахта	Схема розташування свердловин при відбиванні руди
АТ «КЗРК»	«Криворізька»	
	«Покровська»	
	«Козацька»	
	«Тернівська»	
ПрАТ «Суша Балка»	«Ювілейна»	
	«Ім. Фрунзе»	
ПАТ «АМ КР»	«Ім. Артема»	
ПрАТ «ЦГЗК»	«Ім. Орджонікідзе»	
ПрАТ «ЗЗРК»	«Експлуатаційна»	
	«Прохіднича»	

Відбивання руди на залізорудних шахтах України здійснюється за допомогою свердловин діаметром 0,089, 0,102, 0,105 і 0,110 м, для буріння яких застосовують бурові верстати [9, 10]. Ці свердловини заряджають за допомогою спеціальних зарядних машин [9, 10]. Аналіз гірничого обладнання, що застосовується для виконання робіт, пов'язаних з відбиванням руди, подано у табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Бурові верстати та зарядні машини, що використовуються для відбивання руди в умовах залізорудних шахт України

Гірниче обладнання	Країна виробник	АТ «КЗРК»	ПрАТ «Суша Балка»	ПАТ «АМ КР»	ПрАТ «ЦГЗК»	ПрАТ «ЗЗРК»
Буровий верстат	Швеція	-	Simba L3C	-	Simba H1250	Simba H1254
	Фінляндія	-	-	-	DL421	DL321
	Україна	НКР-100 МПА	НКР-100 МПА	НКР-100 МПА	НКР-100 МПА	НКР-100 МПА
Зарядна машина	Польща	-	-	-	-	RTCh-23
	Україна	МТЗ-3 ПЗМК-500	МТЗ-3 ПЗМК-500	МТЗ-3	МТЗ-3 ПЗМК-500	МТЗ-3 ПЗМК-500

Як видно з табл. 1.5, на шахтах Криворізького басейну для буріння свердловин діаметром 0,105 і 0,110 м використовують бурові верстати НКР-100 МПА, а для заряджання цих свердловин, зарядні машини при застосуванні розсипних ВР – МТЗ-3, а для наливних ЕВР – ПЗМК-500. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» для буріння свердловин діаметром 0,089 і 0,102 м використовують бурові верстати Simba і DL, а для свердловин діаметром 0,105 і 0,110 м – НКР-100 МПА. Для заряджання свердловин розсипними ВР застосовують зарядні машини МТЗ-3, а для наливних ЕВР – RTCh-23 або ПЗМК-500.

Аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки залізорудних родовищ України, а також досвід підземного видобування руд буропідривним способом, дозволив зробити наступні висновки:

– міцність залізних руд при розробці Криворізького басейну та Південно-Білозірського родовища коливається від 30 до 200 МПа, порід висячого боку – 40 – 180 МПа, а порід лежачого боку – 60 – 200 МПа, що обумовлює використання

залізорудними шахтами буропідривного способу проведення гірничих виробок і відбивання масиву;

– при проведенні гірничих виробок використовують шпури діаметром 0,040, 0,043, 0,045 та 0,051 м, із гірничопрохідницькими комплексами, до складу яких входять бурильна установка УБШ, Boomer або DD та навантажувальні машини типів ППН, ST, EST, LH і PNE. Для відбивання руди при веденні очисних робіт застосовують штангові шпури діаметром 0,065 м та свердловини – 0,089, 0,102, 0,105 і 0,110 м. Таке різноманіття діаметрів пов'язано з використанням на гірничих роботах досить різноманітного бурового обладнання;

– використання наливних і патронованих ЕВР при виконанні підривних робіт сягає 58%, безтротилових – 26%, а тротиловмісних – 16% від загальної річної витрати ВР залізорудними шахтами України. Це вказує, що залізорудні шахти зменшують обсяги використання небезпечного тротилу.

## **1.2. Проблематика використання емульсійних вибухових речовин при підземному видобуванні руд**

У гірничій справі застосування ВР розпочалося на початку XVII ст. Поштовх до розвитку підривних робіт пов'язують з появою у першій половині та на початку другої половини XIX ст. нових ВР і засобів ініціювання (ЗІ), що в основному обумовлено швидким розвитком гірничодобувної промисловості в світі. На початку XX ст. гірнича справа отримала нову ВР – тринітротолуол (тротил, тол), яка стала наймасовішою ВР. До сьогодні гірничорудними підприємствами тротил використовується у вигляді тротиловмісних ВР. Відомо, що після підривних робіт із використанням цих ВР у атмосферу в значних обсягах надходять шкідливі речовини у вигляді оксидів азоту та оксиду вуглецю, що завдає істотної шкоди, як здоров'ю людини, так і довкіллю. Тому практично у всьому світі тротил заборонено для використання у промислових цілях. Прямою альтернативою заміщення тротиловмісних ВР слугують аналоги місцевого приготування, до яких відносяться

безтротилові ВР та ЕВР. Останні є безпечні при транспортуванні й зберіганні, екологічно чисті та економічно вигідні [14, 15].

Згідно Цільової регіональної програми переходу гірничо-збагачувальних комбінатів на безтротилові екологічно чисті ВР, яка спільними зусиллями гірничих підприємств Кривого Рогу була розроблена та започаткована у 1999 році, з 2004 року рудні та нерудних кар'єри почали переходити на використання нових безтротилових ВР. І вже у 2011 році використання цих ВР на гірничих підприємствах з відкритим способом розробки досягло 99%. Це призвело до того, що за останні роки в Україні відбулися зміни у техніці та технології виконання підричних робіт, збільшився різновид ВР і виробів на їх основі, у тому числі, що отримані у результаті утилізації боєприпасів і твердого ракетного палива. Особливо зросла номенклатура та збільшився обсяг споживання ВР, які виготовляються з невибухових матеріалів безпосередньо на місці виконання підричних робіт. На деяких гірничодобувних підприємствах побудовані власні виробництва ЕВР із використанням вітчизняних або закордонних технологій та обладнання. Це дозволило суттєво підвищити рівень екологічної безпеки та підняти ефективність ведення підричних робіт у різних гірничо-геологічних умовах. Однак на гірничорудних підприємствах, які видобувають руду підземним способом в основному використовувалися тротилові ВР. Тому, з 2012 року Цільову регіональну програму переходу гірничодобувних підприємств на безтротилові екологічно чисті ВР почали реалізовувати і для цих гірничих підприємств.

На гірничих підприємствах з підземним способом розробки руд, спроби замінити тротилові ВР найпростішими сумішевими складами, до основи яких належить гранульована аміачна селітра та вуглеводневе паливо, не вирішують проблеми в цілому. Тому, що в цих ВР якість вибуху повністю залежить від розміру та структури частинок аміачної селітри, які утворюються у результаті руйнування гранул селітри при пневматичну зарядженні шпурів або свердловин [16–19]. Підвищення міцності гранул аміачної селітри призводить до різкого зростання критичного діаметру ВР, у результаті чого знижується працездатність та виникають відмови зарядів. Навпаки, надмірне подрібнення аміачної селітри збільшує пилоутворення у робочій зоні при

пневматичну зарядженні. Також були спроби при пневматичному зарядженні вводити 3 – 5% води, це перешкоджає утворенню і накопиченню статичної електрики та забезпечує необхідний рівень безпеки, але, вода, створюючи плівку на поверхні гранул, перешкоджає їх запаленню, знижуючи детонаційну спроможність та чутливість ВР. Як показує досвід провідних світових виробників ВР, таких як «Orica» (Австралія), «AEL», «BME» (ПАР), «Dyno Nabil», «Dyno Mainer» (Швеція), найбільш безпечними та ефективними безтротилловими ВР для умов рудних шахт є наливні та патроновані ЕВР. Але при цьому основним стримуючим фактором для переходу рудних шахт на ЕВР є висока вартість та відсутність спеціалізованої змішувально-зарядної техніки (ЗЗТ), яка дозволяє з невибухових компонентів механізовано виготовляти ВР та формувати заряди, як в шпурах (довжиною до 5 м), так і у висхідних свердловинах діаметром до 110 мм та довжиною до 60 м. Крім цього, незважаючи на успішний досвід застосування наливних ЕВР (Україніт, Емоніт, ЕРА, Анемікс) на відкритих гірничих роботах [20], ці марки ВР вимагають доопрацювання рецептурного складу в частині підвищення чутливості, стабільності та в'язкості. Не менш важливим є і розробка нормативно-технічної документації, яка б забезпечувала безпечне та ефективне впровадження ЕВР на заміну штатних тротилловмісних ВР. Це можливо за рахунок складання нових паспортів БПР і проектів на масові вибухи, які б враховували фізико-хімічні особливості та детонаційні характеристики ЕВР, вибір оптимальних інтервалів уповільнення, використання неелектричних систем ініціювання (НСІ), а також розробки відповідних інструкцій для підривників і їх професійне навчання. Так за останні роки в Україні постійно зростають об'єми застосування ЕВР, які виготовляються на місцях ведення підривних робіт та скорочення витрат ВР, що мають у своєму складі тротил. Це пов'язано з тим, що до складу ЕВР не входять вихідні матеріали, які класифікуються як ВР. ЕВР набувають вибухових властивостей лише на кінцевій стадії приготування та практично не чутливі до випадкового ініціювання від тертя, механічних впливів або вогню і є безпечнішими у виробництві, ніж інші ПВР. Крім того, ці речовини не містять у своєму складі високотоксичні складові. Основним представником ЕВР, яка широко впроваджується та використовується на підприємствах з підземним видобутком

залізних руд в Україні є вітчизняна ЕВР типу «Україніт», яка була розроблена виключно для використання у підземних умовах і не містить у своєму складі тротилу. Але незважаючи на хороші результати використання ЕВР «Україніт» в підземних умовах, гірничі підприємства зіткнулися з багатьма проблемами у впровадженні та використанні ЕВР замість тротиловмісних аналогів. Тому, розглянемо ці проблеми та шляхи їх вирішення при впровадженні та використанні ЕВР на залізорудних шахтах України. За характером походження, проблеми можна поділити на 4 класи: технологічні, організаційні, навчальні та проектні.

До класу *технологічних проблем* належать: розробка нових рецептур та видів ЕВР, ЗЗТ для проведення очисних і прохідницьких робіт, логістика транспортування та доставки ЕВР з поверхні до місця проведення підричних робіт, а також утримання заряду ЕВР у шпурах і свердловинах. Так, наприкінці 2008 року, підприємствами України, які належать до груп компаній, що пов'язані з виробництвом ЕВР типу «Україніт», розпочато експериментальні роботи зі створення рецептур основних компонентів ЕВР, які придатні для застосування у підземних умовах, а також проектно-конструкторські роботи з розробки обладнання для приготування та механізованого заряджання шпурів і свердловин при проведенні гірничих виробок і відбиванні руди на очисних роботах [21].

За розробку нової рецептури наливної ЕВР «Україніт», що придатна для застосування у підземних умовах, взялося ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро). За прототип розробки нової ЕВР було обрано запатентовані в Україні ЕВР Україніт ПП-1 [22], у якій було обґрунтовано вибір високоенергетичних компонентів ЕВР та Україніт-ПП-2 [23], у якій розроблено систему пероксидної сенсibiliзації емульсійної композиції. На початку 2009 року, було розроблено та запатентовано нову ЕВР Україніт-ПП-2Б [24], яка відрізнялася від попередніх, оптимізованим розчином окиснювача та мала критичний діаметр детонації до 30 – 35 мм, що дозволяло використання її при заряджанні шпурів та свердловин. Так, наливна ЕВР Україніт-ПП-2Б включає емульсійну композицію, котра містить водні розчини нітратів амонію та кальцію, а також емульгатор «Україніт», і газогенеруючу добавку ГГД-У. У порівнянні з ЕВР Україніт-ПП-2, емульсійна композиція додатково

містить нітрат натрію та оксид кальцію при наступному співвідношенні компонентів: нітрат амонію 42,0 – 49,0%, нітрат кальцію 15,0 – 32,5%, нітрат натрію 0,5 – 10,0%, емульгатор «Україніт» 7,0 – 9,0%, оксид кальцію 0,1 – 1,0%, вода 15,5 – 18,0%, сумарний вміст нітрату кальцію та натрію складає не менше 25% за масою. При цьому співвідношення складових ЕВР Україніт-ПП-2Б становить: емульсійна композиція 98,5 – 99,5%, добавка газогенеруюча 0,5 – 1,5%. Підвищення чутливості ЕВР досягається за рахунок зменшення відносної щільності внаслідок більш повного розкладу перекису водню при введенні до складу емульсії оксиду кальцію, який має у водному розчині лужну реакцію. Крім того, на значення критичного діаметру детонації впливає дисперсність емульсії. У результаті проведених досліджень встановлено, що при сумісному введенні до складу емульсії нітратів натрію та кальцію розмір частинок дисперсної фази (окисника) зменшується в 2 – 3 рази у порівнянні з емульсією, яка містить тільки нітрата амонію і кальцію [25]. Сумарним вмістом нітратів кальцію та натрію забезпечують достатньо високий вміст кисню для отримання максимальної теплоти вибуху.

Для забезпечення потреб гірничих підприємств у патронуванні ВР у 2011 році ТОВ «ЕККОМ» та ТОВ «Укрвибухтехнологія» (Харків), розроблено та запатентовано патронувану ЕВР Україніт-П [26], яка має стабільні пружно-пластичні властивості за рахунок суттєвого підвищення в'язкості системи при забезпеченні високих вибухових характеристик протягом тривалого терміну зберігання. Це дозволило підвищити безпеку підривних робіт, виключити «відмови» зарядів, які пов'язані з ненадійною фіксацією капсуля-детонатора у патроні.

Одночасно з початком розробки рецептури наливної ЕВР Україніт-ПП-2, за допомогою фінансової підтримки ТОВ «Укрвибухтехнологія», ТОВ «НТТ Технотрон» (Жовті Води) почало роботи з розробки та виготовлення змішувально-зарядного стенду (ЗЗС) для приготування та механізованого заряджання шпурів і свердловин [21, 27].

Для проведення дослідно-експериментальних підривних робіт, в якості базового підприємства, було обрано залізорудний комбінат з найбільш сучасною технікою та технологією видобування руди, яким є ПрАТ «ЗЗРК» (Дніпрорудне).



Так, вже у березні 2009 р., на горизонті 940 м у вибою порожнякового квершлягу на шахті «Прохідницька» (ПрАТ «ЗЗРК») був проведений перший в Україні вибух з використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та отримані добрі результати, а саме – високий ступінь подрібнення гірської маси, коефіцієнт використання шпурів до 0,95, а також значне зменшення об'ємів токсичних газів, які утворюються після підричних робіт. Після чого, продовжувались випробування ЗЗС при механізованому заряджанні шпурів діаметром від 36 до 51 мм та глибиною від 1,5 до 2,8 м у десяти вибоях з різноманітними гірничо-геологічними умовами, де також були отримані позитивні результати підричання [21]. Після вдалої спроби використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 на прохідницьких роботах, за допомогою ЗЗС були розпочати випробування із заряджання, як низхідних, так і висхідних свердловин для відбивання масиву при відпрацюванні запасів камери 1/9 пн у поверсі 740 – 840 м. І вже у жовтні 2013 р. було виконано перший масовий вибух для відбивання залізної руди у камері, де також були отримані позитивні результати підричання. Відпрацювання технології заряджання шпурів за допомогою ЗЗС дозволила створити серію переносних малогабаритних зарядників – ЗЕП-10 та ЗЕП-15 [28, 29].

Проте, вище зазначена зарядна техніка не дозволяла заряджання висхідних та крутоспадних свердловин. Як показує досвід провідних закордонних компаній, особливо австралійської транснаціональної корпорації «ORICA», формування та утримання заряду ЕВР у свердловинах діаметром у понад 90 мм практично неможливо [30–32]. Одним із шляхів вирішення задачі утримання заряду ЕВР у висхідних і крутоспадних свердловинах є підвищення в'язкості емульсійної матриці ВР, а це у свою чергу вимагало зміни підходу до технології емульгування [33]. Для вирішення цієї задачі, у 2012 році був розроблений та запатентований апарат статичного емульгування, який принципово відрізняється від відомих аналогів [34]. Використання цього апарату дозволило отримувати емульсійні композиції заданої в'язкості та дисперсності, що у поєднанні з обґрунтованим добром паливної фази, забезпечувало високу енергонасиченість емульсійної матриці ВР [35]. Ще однією проблемою формування заряду ЕВР у висхідних свердловинах була недостатня

швидкість газогенерації в'язкої емульсії. Тому, при розробці технології приготування та заряджання свердловин наливною ЕВР Україніт-ПП-2, проблема підвищення швидкості газогенерації була вирішена за допомогою форсунки спеціальної конструкції. Ця форсунка забезпечувала рівномірне змішування емульсії та ГГД з додатковим збільшенням дисперсності та в'язкості кінцевої ЕВР. Кінцевий результат досягається за рахунок великих зсувних зусиль, які виникають на виході зі сопла самої форсунки. Це рішення дозволило реалізувати заряджання висхідних свердловин будь-якого діаметру. Також конструкція форсунки дозволяє розміщувати на ній П-Б, що забезпечує зворотне ініціювання заряду ЕВР [30, 33]. Крім цього для формування та утримання заряду ЕВР у конструкції заряду висхідних свердловин використовувались запірні пристрої – спеціальні пижі та йоржі, які розроблені ТОВ «НТТ Технотрон». Використання цих запірних пристроїв, а також досвід заряджання ЕВР як висхідних, так і низхідних свердловин, дозволив розробити конструкції зарядів із використанням ЕВР Україніт-ПП-2 для кругового віяла свердловин (рис. 1.2).

Весь цей проведений комплекс дослідно-конструкторських і науково-дослідних робіт дозволив розробити принципову технологічну схему змішувально-зарядної машини (ЗЗМ) для заряджання свердловин у підземних умовах. Базуючись на цьому, було розроблено технічне завдання, на підставі якого за замовленням ПрАТ «ЗЗРК» компаніями «ExploMineTech» (Німеччина) та «Ruda» (Польща) у 2014 році виготовлено та впроваджено першу самохідну ЗЗМ RTCh-23, яка призначена для механізованого та автоматизованого заряджання віял свердловин наливною ЕВР Україніт-ПП-2. Експлуатація ЗЗМ RTCh-23 в умовах шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК» показали дуже хороші результати. ЗЗМ має високу мобільність і продуктивність, що дозволяє заряджати до 70 кг ЕВР на хвилину. Привід машини може здійснюватися як від шахтної електромережі, так і від дизельного двигуна, що дозволяє виконувати заряджання свердловин у віддалених місцях, де відсутні електромережі, без прокладки кабельних ліній.

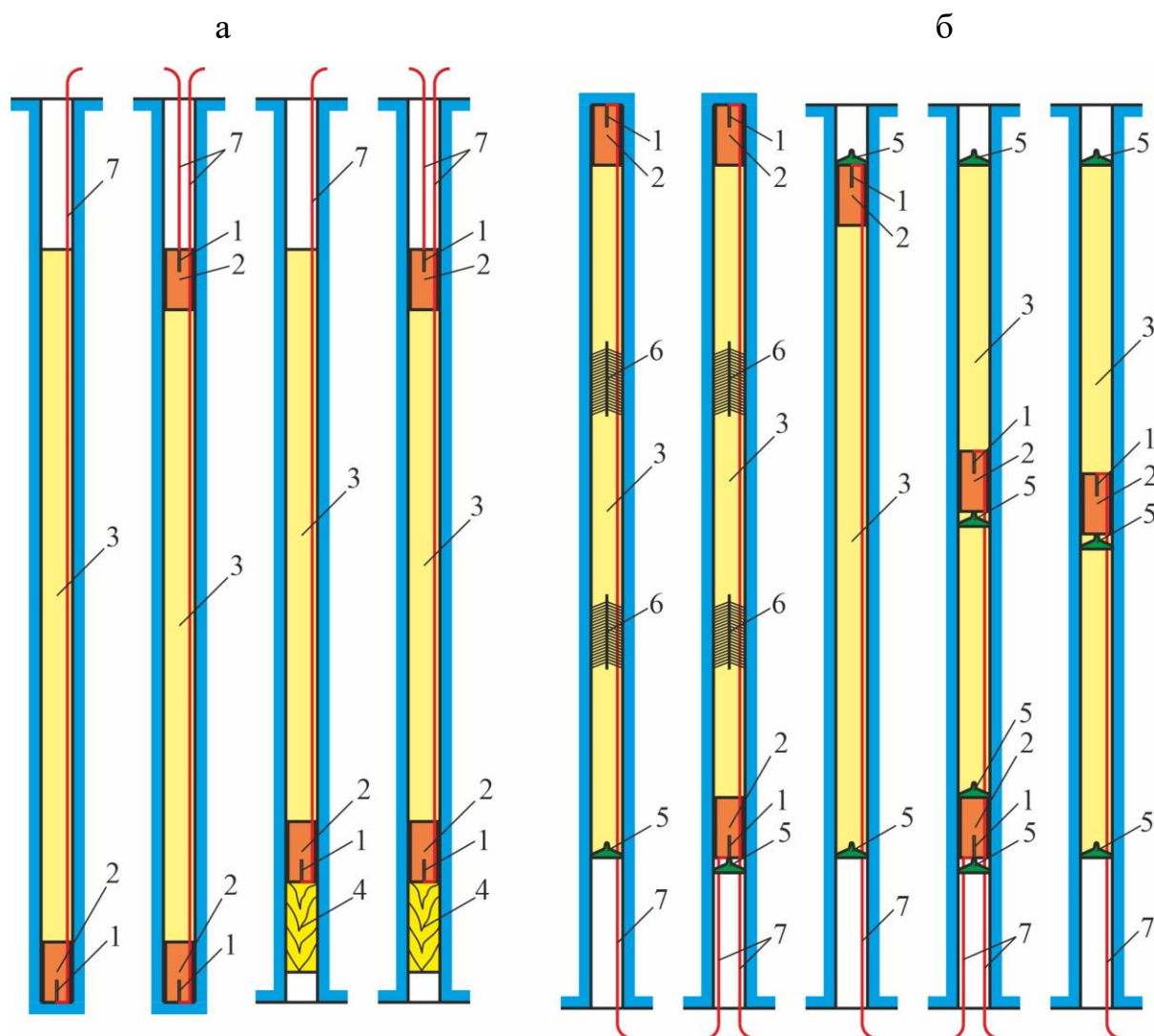


Рисунок 1.2 – Конструкції зарядів низхідних (а) та висхідних (б) свердловин із використанням ЕВР Україніт-ПП-2: 1 – капсуль-детонатор НСІ; 2 – П-Б; 3 – ЕВР Україніт-ПП-2; 4 – дерев’яна пробка; 5 – пиж спеціальний типу ПС; 6 – йорж спеціальний типу ЕС; 7 – хвилевід НСІ

Слід зазначити, що виробник ЗЗМ RTCh-23 при розробці машини врахував усі особливості технологічного процесу ПрАТ «ЗЗРК», особливо заряджання кругового віяла обводнених глибоких свердловин діаметром 89, 102 і 105 мм при підготовці масових вибухів. Отже, 22 серпня 2016 р. ПрАТ «ЗЗРК» придбав ще одну ЗЗМ RTCh-23. При виготовленні другої машини виробник врахував всі побажання та зауваження, які були виявлені у процесі експлуатації першого дослідно-експериментального зразка, зокрема внесені зміни до конструкції робочої частини, а саме зарядного обладнання для приготування та подачі ЕВР. Проте ця самохідна

зарядна техніка не може бути використана у бурових виробках відкотних горизонтів. Для вирішення цієї проблеми фахівцями ТОВ «ІСТ-ФОРТ» був розроблений підземний зарядний модульний комплекс ПЗМК-500 на колісно-рейковому ході, який призначений для виготовлення ЕВР Україніт-ПП-2 і заряджання віял свердловин на відкотних горизонтах з будь-яким кутом нахилу і глибиною до 60 м, які знаходяться на відстані до 500 м від місця розташування зарядного комплексу.

Перший ПЗМК-500 до ПрАТ «ЗЗРК» надійшов у травні 2018 р. Розробники зарядного комплексу зазначили, що за своїми технічними характеристиками він не поступається ЗЗМ RTCh-23. Тим паче, принцип заряджання використовується ідентичний. Протягом двох років підричники шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК» на практиці активно випробовували ПЗМК-500, провівши попередні, а потім приймальні випробування. Також слід зазначити, що фахівці фірми-виробника не тільки проводили теоретичне навчання принципам роботи на ПЗМК-500, а й протягом першого року експлуатації контролювали процеси заряджання свердловин із застосуванням комплексу. Так, з початку випробувань за допомогою ПЗМК-500 було здійснено заряджання ЕВР у 2018 році – 88 т, а в 2019 році – 210 т. Інтерес до технічної новинки серед фахівців галузі був настільки великий, що вже через кілька місяців до ПрАТ «ЗЗРК» прибули представники чотирьох споріднених підприємств з Кривого Рогу (АТ «КЗРК», ПрАТ «Суша Балка», ПАТ «Арселор Міттал» і шахти «Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК»), щоб ознайомитись з роботою цього зарядного комплексу. І вже наприкінці 2018 року цей комплекс почав проходити приймальні випробування на шахтах ПрАТ «Суша Балка», а також на шахті «Криворізька» АТ «КЗРК». З 2019 року підземний зарядний модульний комплекс ПЗМК-500 проходить випробування на шахті «Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК».

Ще не менш важлива проблема, яке виникла при заряджанні ЕВР за допомогою самохідної ЗЗМ та ПЗМК, це питання, що пов'язані з логістикою доставки ЕВР з поверхні до місць заряджання. Виходячи з цього, особливу увагу було приділено розробці технічних засобів доставки невибухових компонентів ЕВР Україніт-ПП-2. Так фахівцями ТОВ «НТТ Технотрон» був розроблений та виготовлений вагон-

доставщик ВДЕК-3. Від якого, до зарядної камери прокладається продуктопровід, а потім за допомогою мембранного насосу, на відстань до 100 м, перекачується емульсія низької в'язкості [33].

Доставка з поверхні у шахту ЕВР за допомогою ВДЕК-3 здійснюється наступним чином. На поверхні шахти, з доставщика або ЗЗМ у вагон-доставщик завантажують емульсією низької в'язкості. Потім у кліті по стволу шахти ВДЕК-3 опускають на відкотний горизонт, де по виробкам за допомогою електровозу він транспортується до підземного складу вибухових матеріалів (ВМ). Сам вагон обладнаний рівнеміром, який контролює завантаження та розвантаження емульсійної композиції, також вагон має на завантажувальному патрубку фільтр грубого очищення, на розвантажувальному патрубку – фільтр тонкого очищення. Після проведення випробувань і деяких доробок, на сьогоднішній день для потреб шахт ПрАТ «ЗЗРК» виготовлено та уведено в експлуатацію 13 вагонів ВДЕК-3 [33]. Безпосередньо у шахті вагон, за допомогою гвинтового насосу, розвантажується у поліетиленові баки ємністю 30 л, які самохідним обладнанням доставляються у прохідницькі вибої. Крім цього, при підготовці масових вибухів, для доставки емульсійної композиції до місць зарядання свердловин ЗЗМ RTCh-23, ТОВ «НТТ Технотрон» розроблено та виготовлено касету для перевезення та зберігання емульсійної композиції КЕК-3м. Для доставки касети використовується допоміжна самохідна машина Multimes 6600. До складу касети входять: платформа, ємність емульсійної композиції, пристрій для укладення шлангу, гвинтовий перекачувальний насос, пневматичний пульт керування, гідравлічне та електричне обладнання [33].

Подальші випробування в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» комплексу ПЗМК-500 та обладнання для доставки емульсійної композиції, показали дуже хороші результати використання ЕВР Україніт-ПП-2 для видобування руди. І вже 4 червня 2020 р. на ПрАТ «ЗЗРК» надійшов другий зарядний комплекс ПЗМК-500. Новий комплекс на відміну від першого використовується на базі самохідної машини, а не на рейковому ході. Крім того, в цей комплекс внесені деякі зміни та поліпшено його програмне забезпечення. Новий ПЗМК-500 задіяний для потреб шахти «Прохідницька», а саме

для ведення гірничих робіт на підповерххах при видобуванні залізних руд родовища «Переверзівське». При цьому в комплексі з ПЗМК-500 на самохідній платформі буде використовуватися касета КЕК-3м. Все це дозволить забезпечити високий рівень безпеки та механізації на всіх стадіях виробничого процесу від доставки ЕВР до заряджання. Досвід впровадження ЕВР «Україніт» та технології заряджання шпурів і свердловин шахтами України наведено у роботах [36–38]. Динаміка зростання річних обсягів споживання, безтритилової ВР типу «Україніт» для потреб шахт ПрАТ «ЗЗРК» протягом 2009 – 2020 рр., подано на рис. 1.3.

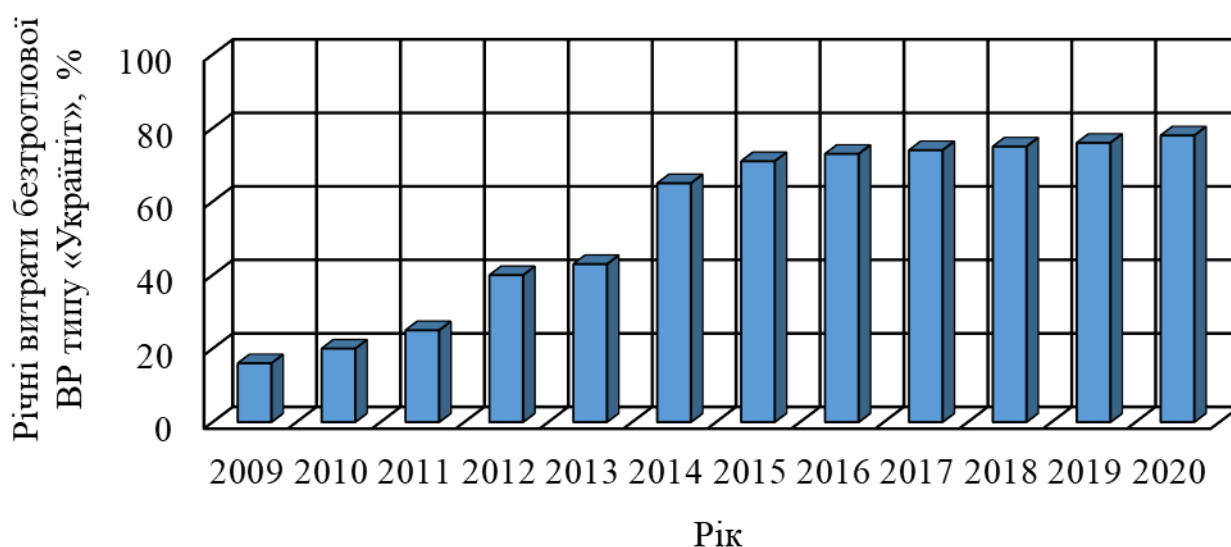


Рисунок 1.3 – Динаміка річних витрат безтритилової ВР типу «Україніт» для потреб шахт ПрАТ «ЗЗРК» протягом 2009 – 2020 рр.

До *організаційних проблем* слід віднести порядок підготовки до проведення масових вибухів з висадження руди. Тобто, порівняння проектних і фактичних параметрів БПР для організації проведення заряджання та підривання масиву. Так, в умовах ПрАТ «ЗЗРК» організація підготовки до масових вибухів виконується наступним чином. Згідно проекту на масовий вибух виконується буріння віял свердловин. Для очищення цих свердловин від бурового дрібняка їх продувають, а потім заміряють їх довжину. За результатами вимірювання довжини свердловин, виконують порівняння проектних і фактичних розмірів. Ця процедура також

необхідна для визначення чи не забиті, задавлені або зрізані свердловини, чи не збиті вони між собою або з очисним простором, тому що це впливає на подальше формування конструкції заряду при заряджанні свердловин. Після цього за допомогою ЗЗМ приступають до заряджання віял свердловин ЕВР. Слід зазначити, що для підтримки річної продуктивності ПрАТ «ЗЗРК» у експлуатації знаходяться десятки камер. У зв'язку з цим, згідно ухваленим порядком організації праці, комплекси робочих процесів, що пов'язані з бурінням, підготовкою до заряджання, безпосередньо заряджанням та висадженням руди, виконуються послідовно один-за-одним [39]. На залізорудних шахтах Криворізького басейну, організація праці при виконанні масових вибухів дещо інакша. Після буріння невеликої кількості експлуатаційних свердловин, зразу переходять до їх заряджання ЕВР та висадження. Тому, це у деяких випадках призводить до перевитрати ЕВР. Виходячи з цього, фахівцями шахт Криворізького басейну піднімається питання переймання отриманого досвіду організації робіт при заряджанні свердловин ЕВР в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК».

До класу *навчальних проблем* відноситься теоретичне та практичне навчання підрильників заряджанню ЕВР. В умовах ПрАТ «ЗЗРК» ці проблеми вирішені наступним чином. Перед отриманням у 2014 році ЗЗМ RTCh-23, керівництвом ПрАТ «ЗЗРК» чотири підрильника було відряджено до компанії-виробника ЗЗМ «Ruda» (Польща). Там, протягом одного місяця, фахівцями компанії, було здійснено теоретичне та практичне навчання навичкам заряджання свердловин за допомогою ЗЗМ RTCh-23. Після повернення до ПрАТ «ЗЗРК», навчені підрильники почали передавати отриманий досвід експлуатації ЗЗМ RTCh-23 своїм колегам, вже безпосередньо у підземних умовах при заряджанні свердловин ЕВР Україніт-ПП-2. Також на ПрАТ «ЗЗРК» було налагоджено теоретичне навчання підрильників у навчально-курсівому комбінаті, а практичне навчання підрильників при заряджанні ЕВР в підземних умовах здійснюється на дільниці підрильних робіт. Як було вище зазначено, при отриманні у 2018 році ПрАТ «ЗЗРК» зарядного комплексу ПЗМК-500, фахівці фірми-виробника протягом року провели теоретичне та практичне навчання принципам роботи комплексу ПЗМК-500. Подальше впровадження цього зарядного комплексу на шахтах ПрАТ «Суша Балка», шахті

«Криворізька» АТ «КЗРК» та шахті «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» супроводжується теоретичним і практичним навчанням фахівцями фірми-виробника.

До *проектних проблем*, які з'явилися при впровадженні ЕВР «Україніт» у підземних умовах, відносяться: визначення параметрів БПР, як при проведенні гірничих виробок, так і при відбиванні руди, зміна щільності та швидкості детонації за довжиною заряду ЕВР, а також автоматизація розрахунку та проектування БПР. У роботі [21] здійснено теоретичне обґрунтування та вдосконалення параметрів БПР із використанням ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні горизонтальних виробок на діючих шахтах Криворізького басейну. Встановлено, що при застосування в якості основного заряду для комплексу шпурів ЕВР Україніт-ПП-2 призведе до здешевлення проведення підричних робіт до 21%, за рахунок застосування комплексу шпурів зі збільшеною глибиною. Подальші дослідження, результати яких наведено у роботах [40, 41], за допомогою комп'ютерного моделювання напружено-деформованого стану привибійного масиву гірських порід, дозволили встановити зони розтягання та стискання. На підставі чого встановлено довжину зони пластичних деформацій розтягування за площиною вибою горизонтальної виробки. Завдяки чому, запропоновано спосіб формування шпурового заряду з урахуванням довжини зони напружено-деформованого стану за площиною вибою та обґрунтовано основні умови заповнення шпуру ЕВР Україніт-ПП-2. Також надано рекомендації стосовно раціональної щільності заряду ЕВР Україніт-ПП-2 у шпурах, яка не повинна перевищувати  $1410 \text{ кг/м}^3$ , бо це може призвести до затухання детонації та відмов.

Авторами у роботі [42] подано методику розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди віялами свердловин за допомогою ЕВР Україніт-ПП-2 в умовах ПрАТ «ЗЗРК». У запропонованій методиці на першому етапі визначають питому витрату ЕВР за віялами свердловин, при постійних параметрів БПР, а саме ЛНО та відстані між вибоями свердловин. Зменшення або збільшення питомої витрати ЕВР за існуючими віялами, запропоновано робити шляхом диференційованого недозаряджання свердловин, що розраховано за приведеними питомими витратами ВР у виділених радіальних секторах віяла. Також подано алгоритм розрахунку параметрів БПР за міцністю порід та встановленого коефіцієнту працездатності ЕВР



Україніт-ПП-2. Коефіцієнт працездатності ЕВР пропонується визначати як відношення максимальної швидкості детонації ЕВР до еталонної ВР Амоніт № 6 ЖВ. Подальші розрахунки параметрів БПР виконуються на підставі методики Капленка Ю.П., яка у повному обсязі подана у роботі [43]. Представлена методика не враховує всіх енергетичних і детонаційних характеристик ЕВР Україніт-ПП-2, а саме ступеня завершеності хімічної реакції при використанні ЕВР.

Ще не менш важливою проблемою, яка виникає сьогодні, є автоматизація проектування параметрів БПР з використанням ЕВР, як при проведенні гірничих виробок, так і при веденні очисних робіт. З огляду на постійне збільшення глибини гірничих робіт і пов'язане з цим погіршення гірничо-геологічних умов, зміна властивостей гірських порід, а також застосування різних типів ВР, паспорт БПР потребує постійного уточнення, а за результатами пробних підривань ще й коригування. У роботах [44, 45], авторами наведено комп'ютерну програму «HOLLSET», яку розроблено для автоматизованого проектування паспортів БПР при проведенні гірничих виробок. Вона дозволяє розраховувати заряди ВР для відбійних і контурних шпурів, проводити автоматизоване розташування шпурів у обраному перерізі виробки, здійснювати графічне коригування розташування шпурів, змінювати конструкцію зарядів. Але ця програма передбачає використання лише тротиловмісних ВР та не розрахована на використання ЕВР. Авторами у роботі [46] подано результати використання програмного забезпечення «Singleblast» для автоматизованого проектування ведення очисних робіт в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК». Розробка програмного забезпечення проводилась поетапно починаючи з 2000 року, і зараз дозволяє здійснювати обробку маркшейдерських даних і побудову об'ємної моделі очисної камери з усіма підготовчими та нарізними виробками. За відомою ЛНО програма дозволяє розробляти проект на масовий вибух. Отримані результати конвертуються у програму «AutoCAD». Недоліком програмного забезпечення є те, що воно не розраховує параметри БПР, а лише тільки виконує графічну побудову результатів автоматичного проектування.

Аналізом використання ЕВР при підземному видобуванні руд, систематизовано проблеми впровадження ЕВР та результати їх вирішення, які подано в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Систематизація проблем при впровадженні ЕВР

Проблема	Характер	Результат	Висновок
Технологічна	Нові рецептури та види ЕВР		Вирішено
	Зарядно-змішувальні машини для заряджання свердловин ЕВР		Вирішено
	Зарядні машини для заряджання шпурів ЕВР		Вирішено
	Логістика доставки емульсійної матриці ВР з поверхні		Вирішено
	Утримання заряду ЕВР у зарядній порожнині (конструкції заряду)		Вирішено
Організаційна	Порівняння проектних і фактичних параметрів БПР для організації заряджання та підривання масиву		Вирішено
Навчальна	Теоретичне навчання підричників у навчально-курсних комбінатах		Вирішено
	Практичне навчання підричників при заряджанні ЕВР в підземних умовах		Вирішено
Проектна	Параметри БПР із використанням ЕВР при проведенні гірничих виробок	Відсутній	Не вирішено
	Параметри БПР із використанням ЕВР при відбиванні руди	Відсутній	Не вирішено
	Визначення зміни густини та швидкості детонації за довжиною заряду ЕВР	Відсутній	Не вирішено
	Автоматизація проектування параметрів БПР з використанням ЕВР при проведенні гірничих виробок	Відсутній	Не вирішено
	Автоматизація проектування параметрів БПР з використанням ЕВР при відбиванні руди		Частково вирішено

### **1.3. Аналіз методик розрахунку параметрів буропідричних робіт при проведенні гірничих виробок та відбиванні руд**

#### **1.3.1. Методики розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок**

БПР – це сукупність робочих процесів, що пов'язані з відділенням гірських порід від масиву за допомогою дії енергії вибуху. Сам термін БПР виник з метою підкреслення нерозривності, взаємозв'язку та взаємозалежності таких робочих процесів як буріння, заряджання та безпосередньо підривання. В залежності від того, наскільки раціонально розраховані параметри БПР, вони можуть вагомо змінювати техніко-економічні показники підземних гірничих робіт [47]. На теперішній час існує багато різноманітних методик розрахунку параметрів БПР, як при проведенні гірничих виробок, так і при веденні очисних робіт. Ці методики мають більш-менш складні алгоритми розрахунку та нерідко демонструють абсолютно різні результати. Тому розглянемо та систематизуємо деякі з існуючих методик, які запропоновані провідними вченими різних країн.

На сьогодні відомо більше 20 різноманітних формул розрахунку кількості шпурів на вибій виробки. Всі ці формули можна відокремити у наступні 2 класи: засновані на визначенні питомої витрати ВР та визначенні зон, які утворюються у масиві навколо зарядної порожнини. За шляхом отримання всі формули можна поділити на 3 групи: емпіричні, аналітичні й аналітико-емпіричні. Тому необхідно розробити загальну класифікацію методик розрахунку БПР, яку буде виконано після проведення аналізу найбільш поширених методик.

Перший клас методик, що передбачають першочергове визначення питомої витрати ВР, яка визначається за даними практики, розраховується за емпіричними формулами або приймають за табличними даними, які наведені у довідниках. На підставі визначеної питомої витрати ВР розраховується кількість шпурів у вибою виробки, а далі наступні параметри БПР. Суттєвим недоліком такого підходу є те, що коефіцієнти, які використовуються при розрахунках мають вельми широкий

діапазон значень, прийняття яких залежить від кваліфікації проектувальника. В результаті параметри БПР встановлюють за усередненими значеннями, а це в свою чергу негативно позначиться на ефективності підривних робіт, а саме призводить до проведення додаткових експериментальних підривань для уточнення раціональних параметрів БПР.

За методикою проф. Протод'яконова М.М. [48], питомі витрати ВР [49] при проведенні горизонтальних і похилих виробок у монолітних породах зі слабкою тріщинуватістю та міцністю  $\geq 30$  МПа становлять

$$q = 0,4 \cdot \left( \sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \text{ кг/м}^3;$$

або

$$q = 1,1 \cdot e \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ кг/м}^3,$$

де  $e$  – коефіцієнт, що враховує працездатність ВР;  $f$  – коефіцієнт міцності порід за шкалою проф. Протод'яконова М.М.;  $S$  – площа поперечного перерізу виробки у проходці, м<sup>2</sup>.

При проведенні виробок у монолітних породах зі слабкою тріщинуватістю міцністю  $\geq 30$  МПа, проф. Протод'яконов М.М. [50] пропонував приблизну кількість шпурів на вибій виробки розраховувати за формулами

$$N = 2,7 \cdot S \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт.}; \quad (1.1)$$

або

$$N = S \cdot \left( \sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \text{ шт.}$$

Формулу (1.1) уточнив Богомолів В.І. та запропонував визначати кількість шпурів на вибій виробки за виразом

$$N = 2,3 \cdot S \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт.} \quad (1.2)$$

За даними практики, при проведенні виробок у гірських породах з межею міцності більше 100 МПа близькими до фактичних значень є результати, що

розраховані за формулою (1.1), а при міцності менше 100 МПа – за виразом (1.2) [51].

Найбільшого поширення отримала методика проф. Покровського М.М. Методика проф. Покровського М.М. використовується для суцільних та уступних вибоїв горизонтальних, похилих і вертикальних гірничих виробок з різною площею поперечного перерізу [52].

Згідно цієї методики, спочатку визначають питомі витрати ВР

$$q = q_1 \cdot f_1 \cdot k \cdot e, \text{ кг/м}^3,$$

де  $q_1$  – нормальні витрати ВР, що дорівнює  $q_1 = 0,1f$ , кг/м<sup>3</sup>;  $f_1$  – коефіцієнт, який враховує структуру породи: для щільних дрібношаруватих порід дорівнює 0,8, для крихких – 1,1, для сланцевих із дрібною тріщинуватістю – 1,3, для в'язких та пористих – 2,0;  $k$  – коефіцієнт затиску породи, при двох поверхнях відслонення дорівнює 1,2 – 1,5, при одній поверхні відслонення складає

$$k = \frac{6,5}{\sqrt{S}}. \quad (1.3)$$

Розрахувавши питомі витрати ВР, визначають кількість шпурів на вибій виходячи з межі можливого їх заповнення зарядом

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зан}}, \text{ шт.},$$

де  $\Delta$  – щільність ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $d$  – діаметр заряду ВР, м;  $k_{зан}$  – коефіцієнт заповнення шпуру ВР, який змінюється у межах 0,3 – 0,8.

Остаточну кількість шпурів приймають після вибору типу врубу та ухваленого розташування шпурів у вибою виробки.

Кількість контурних шпурів визначається за виразом

$$N_k = \frac{c \cdot \sqrt{S} - B}{b} + 1, \text{ шт.},$$

де  $B$  – ширина виробки у проходці, м;  $c$  – коефіцієнт, який залежить від форми поперечного перерізу виробки, для виробок квадратної форми  $c = 4$ , для трапецієподібної форми  $c = 4,2$ , а для виробок склепінчастої форми  $c = 3,86$ ;  $b$  – середня відстань між контурними шпурами, яка змінюється у межах 0,75 – 0,80 м.

Кількість допоміжних (відбійних) і шпурів підосви виробки

$$N_{від} = N - N_{ер} - N_{к}, \text{ шт.},$$

де  $N_{ер}$  – кількість шпурів у прийнятому врубі, шт.

Допоміжні шпури розташовують на відстані, що не перевищує діаметр врубової порожнини.

На підставі експериментальних досліджень і даних практики проф. Мінделі Е.О. запропонував визначати питомі витрати ВР з урахуванням площі поперечного перерізу виробки, глибини її закладання, діаметру заряду ВР, міцності порід, потужності ВР та глибини шпурів [50, 53, 54]. Питомі витрати ВР [50] для виробок площею поперечного перерізу 5 – 20 м<sup>2</sup>, межею міцністю порід на стискання 60 – 200 МПа та глибиною закладання виробки > 500 м становлять

$$q = e \cdot \left( 2,92 + 0,135 \cdot f + \frac{5,4}{S} - 0,004 \cdot d_з - 2,22 \cdot \eta - 0,48 \cdot l_{ш} + 0,096 \cdot l_{ш}^2 + \right. \\ \left. + 8 \cdot 10^{-5} \cdot H + 3 \cdot 10^{-7} \cdot H^2 \right), \text{ кг/м}^3,$$

де  $d_з$  – діаметр заряду, мм;  $l_{ш}$  – глибина шпурів, м;  $\eta$  – коефіцієнт використання шпурів (КВШ), який змінюється у межах 0,85 – 0,95;  $H$  – глибина закладання виробки, м.

Кількість шпурів на вибій [49] визначається за виразом

$$N = \frac{q \cdot S \cdot l_n}{m_n \cdot k_{зан}} + N_{\partial}, \text{ шт.},$$

де  $l_n$  – довжина одного патрону ВР, м;  $m_n$  – маса одного патрону ВР, кг;  $N_{\partial}$  – кількість додаткових шпурів для оконтурювання виробки, шт.

Згідно методики [49, 50], яку запропонував проф. Суханов А.Ф., розрахунок питомої витрати ВР необхідно проводити за еталонним показником витрат ВР з урахуванням кількості відкритих поверхонь за формулою

$$q = q_1 \cdot e \cdot k_s \cdot k_2 \cdot k_{фз} \cdot k_n, \text{ кг/м}^3,$$

де  $k_s$  – коефіцієнт впливу площі поперечного перерізу виробки;  $k_2$  – коефіцієнт, що враховує глибину шпуру;  $k_{фз}$  – коефіцієнт, який враховує форму заряду;  $k_n$  – коефіцієнт, який враховує кількість відкритих поверхонь у вибою.

Кількість шпурів у вибою виробки [50] пропонується визначати за залежністю

$$N = S \cdot (1,67 + 0,17 \cdot f - S \cdot (0,0037 \cdot f + 0,027)), \text{ шт.}$$

Ібраєв Ш.І. [48, 49] рекомендує визначати питомі витрати ВР за виразом

$$q = \frac{\sqrt{f} - a \cdot \sqrt{S}}{b}, \text{ кг/м}^3,$$

де  $a$  – коефіцієнт, що залежить від виду виробки: для горизонтальних – 0,25 – 0,30, для стволів шахт – 0,12 – 0,15, менші значення коефіцієнту приймаються при більшому перерізі виробок;  $b$  – коефіцієнт, що враховує потужність ВР.

Кількість шпурів у вибою виробки Ібраєв Ш.І. [50] пропонує розраховувати за формулою

$$N = \frac{41 \cdot \sqrt{f} - a \cdot \sqrt{f}}{k_{BP} \cdot d_3}, \text{ шт.},$$

де  $k_{BP}$  – коефіцієнт, який враховує потужність і щільність ВР.

Так у своїх роботах [55, 56] проф. Таранов П.Я. запропонував удосконалити формулу проф. Протод'яконова М.М. для визначення питомої витрати ВР, у зв'язку з тим, що в ній не враховано працездатність ВР і подрібнення порід.

Питомі витрати ВР проф. Таранов П.Я. рекомендує визначати за формулою

$$q = 0,4 \cdot \left( \sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3,$$

де  $k$  – коефіцієнт, який враховує додаткові витрати ВР для подрібнення породи.

Лангефорс У. [57], для розрахунку питомої витрати ВР пропонує користуватися залежністю

$$q = \frac{14}{S} + 0,8, \text{ кг/м}^3.$$

Борисова С.С. [58] розрахунок параметрів БПР пропонує починати з визначення кількості ВР на вибій за виразом

$$Q = q_n \cdot S \cdot l_u \cdot \eta, \text{ кг},$$

де  $q_n$  – питомі витрати ВР, що приймають за практичними даними згідно з площі поперечного перерізу виробки, міцності порід і потужності ВР, які змінюються у межах 1,0 – 3,0 кг/м<sup>3</sup>.

Кількість шпурів на вибій

$$N = \frac{q_n \cdot S \cdot \eta}{5 \cdot d_{ш}^2 \cdot \rho}, \text{ шт.},$$

де  $d_{ш}$  – діаметр шпуру, дм;  $\rho$  – щільність заряджання ВР, кг/дм<sup>3</sup>.

На підставі статистичної обробки даних проведення гірничих виробок у породах міцністю 80 – 200 МПа, Рогинським В.М. [59] запропоновано визначати питомі витрати ВР за залежністю

$$q = \left( \frac{0,3696}{\frac{1}{f} + 0,0418} \right) \cdot e \cdot K_1 \cdot K_2, \text{ кг/м}^3,$$

де  $K_1$  – коефіцієнт, що враховує глибину шпурів, який змінюється у межах 0,61 – 1,19;  $K_2$  – коефіцієнт, який враховує вплив площі поперечного перерізу виробки, що змінюється у межах 1,34 – 0,83.

Кількість шпурів на вибій виробки складає  $N = S \cdot (2 + 0,14 \cdot f)$ , шт.

Бокий Б.І. [49] пропонує розраховувати кількість шпурів на вибій за наступним виразом

$$N = 2,7 \cdot \frac{S^2}{l_{cp}^2}, \text{ шт.},$$

де  $l_{cp}$  – середня глибина шпуру, м.

У роботі Барон Л.І. [49] кількість шпурів на вибій запропонував визначати користуючись наступною формулою

$$N = 2,8 \cdot S \cdot \sqrt{\frac{f}{S \cdot l_{ш}}}, \text{ шт.}$$

Витрати ВР на вибій [60]  $Q_{ВР} = q \cdot S \cdot l_{ш} \cdot \eta$ , кг.

Середня маса ВР у одному шпурі [60]  $q_c = Q_{ВР} / N$ , кг. Маса заряду ВР врубового шпуру та контурного шпуру підосви  $Q_{сп} = (1,1 \dots 1,2) \cdot q_c$ , кг. Маса заряду відбійного (допоміжного) шпуру  $Q_{від} = q_c$ , кг. Маса заряду контурного шпуру з боків та покрівлі  $Q_k = (0,9 \dots 0,95) \cdot q_c$ , кг.

ЛНО між шпурами [60, 61] розраховується за виразом



$$W = \sqrt{\frac{p}{q \cdot m}}, \text{ м,}$$

де  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів, який змінюється у межах 0,7 – 1,2;  
 $p$  – місткість 1 м шпуру

$$p = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot \Delta}{4}, \text{ кг/м.}$$

Відстань між шпурами [60, 61]  $a = m \cdot W$ , м.

Після всіх необхідних розрахунків параметрів складають паспорт БПР.

Виконавши аналіз найбільш розповсюджених методик, які передбачають першочергове визначення питомої витрати ВР, можна зробити наступний висновок. Практично у всіх існуючих методиках визначення питомої витрати ВР і кількості шпурів у вибою виробки, ключовими факторами є міцність гірської породи та площа поперечного перерізу виробки. Рідше у формулах зустрічається працездатність ВР, її щільність заряджання та глибина комплекту шпурів. Всі ці формули були отримані протягом 20-х – 60-х років ХХ століття, та були тільки удосконалені послідовниками, а деякі формули використовуються у своєму первинному вигляді й дотепер. Це вказує на те, що всі ці формули були розроблені при застосуванні тротиловмісних ВР, тому для використання їх при проектуванні параметрів БПР із використанням ЕВР потрібно їх удосконалення або розроблення нової методики розрахунку параметрів БПР.

Принципово відрізняються методики, які відносяться до другого класу. Ці методики передбачають визначення зон зминання та тріщиноутворення навколо шпуру в залежності від фізико-механічних властивостей гірських порід та детонаційних характеристик ВР. На підставі визначення цих зон, розраховується ЛНО між групами шпурів і відстань між ними у рядах, після чого їх розміщують у вибої виробки. Так, у 2002 році, проф. Андрієвський О.П. запропонував методику розрахунку та складання паспорту БПР при проведенні гірничих виробок, яка у повному обсязі подана у роботі [62].

За методикою спочатку визначається радіус зони зминання

$$R_{зм} = 0,3536 \cdot d \cdot \rho^{0,5} \cdot D \cdot \sigma_{cm}^{-0,5}, \text{ м,} \quad (1.4)$$

де  $d$  – діаметр шпуру, м;  $\rho$  – густина ВР у заряді, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – швидкість детонації ВР, м/с;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, Па.

Радіус зони тріщиноутворення у монолітному масиві

$$R_{mp} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{cm}^{-0,25} \cdot \tau_{зр}^{-0,5}, \text{ м}, \quad (1.5)$$

де  $\tau_{зр}$  – межа міцності порід на стискання, Па.

Радіус зони тріщиноутворення у тріщинуватому масиві

$$R_{mpt} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{cm}^{-0,25} \cdot \tau_{зр}^{-0,5} \cdot K_c, \text{ м},$$

де  $K_c$  – коефіцієнт структурного ослаблення масиву, який проф. Адрієвський О.П. рекомендує визначати за формулою

$$K_c = \left( 0,97 + 0,13 \cdot \frac{R_{mp}}{l_m} \right)^{-1},$$

де  $l_m$  – середня відстань між тріщинами, м.

ЛНО шпурів

– для монолітного масиву

$$W = R_{mp} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \text{ м};$$

– для тріщинуватого масиву

$$W = R_{mpt} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \text{ м}, \quad (1.6)$$

де  $\alpha$  – мінімальний кут, який утворюється воронкою вибуху, що дорівнює  $\alpha = 60^\circ$ .

Шпури у вибою виробки розташовують за сіткою на розрахованих відстанях.

Кількість рядів шпурів за шириною виробки складе

$$N_b = (B - 2 \cdot W) / R_{mp}, \text{ шт.},$$

де  $B$  – ширина виробки у проходці, м.

Відстань між шпурами за шириною виробки  $b_o = (B - 2 \cdot W) / (N_b - 1)$ , м.

Кількість рядів шпурів за висотою виробки становить

$$N_h = (H - R_{mp}) / W, \text{ шт.},$$

де  $H$  – висота виробки у проходці, м.

Відстань між шпурами за висотою виробки складе  $a_o = (H - R_{mp}) / N_h$ , м.

Контурні шпури розташовують рівномірно за периметром виробки на відстані, що не перевищує радіусу воронки вибуху  $R_{mp}$  (при визначенні кількості шпурів допускається перевищення величини  $R_{mp}$  не більше 50 мм), а відстань між контурними шпурами розраховується окремо.

Кількість шпурів у підшві виробки

$$n_n = B / R_{mp} + 1, \text{ шт.}$$

Відстань між шпурами підшви виробки

$$b_n = B / (n_n - 1), \text{ шт.}$$

Кількість шпурів у боках виробки

$$n_{\delta} = H_{\delta} / R_{mp}, \text{ шт.},$$

де  $H_{\delta}$  – висота боку виробки, м.

Відстань між шпурами з боків виробки

$$b_{\delta} = H_{\delta} / n_{\delta}, \text{ шт.}$$

Кількість шпурів у покрівлі виробки

$$n_{nk} = P_{nk} / R_{mp}, \text{ шт.},$$

де  $P_{nk}$  – периметр покрівлі виробки, м.

Відстань між шпурами у покрівлі виробки

$$b_{nk} = P_{nk} / (n_{nk} + 1), \text{ шт.}$$

Після виконання всіх розрахунків розташовують шпури у вибою виробки, а далі за графічним зображенням визначають кількість шпурів.

Взявши за основу методику проф. Андрієвського О.П., колектив авторів у роботі [63] запропонував її удосконалити за рахунок уведення додаткової емпіричної формули визначення швидкості детонації аміачно-селітряних ВР в залежності від діаметру заряду та щільності заряджання [64]. Послідовність розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних та похилих гірничих виробок, наведено у роботі [65]. В залежності від гірничо-геологічних умов проведення виробок визначаються основні показники.

Радіус зони змінання

$$R_{zm} = 0,3536 \cdot d \cdot \rho^{0,5} \cdot \left( (11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46} \right) \cdot \sigma_{cm}^{-0,5}, \text{ м.}$$

Радіус зони тріщиноутворення у тріщинуватому масиві

$$R_{mpm} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot \left( (11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46} \right)^{1,5} \cdot \sigma_{cm}^{-0,25} \cdot \tau_{zp}^{-0,5} \cdot K_c, \text{ м.}$$

ЛНО шпурів визначається за формулою (1.6).

За результатами розрахунків будують фронтальні проекції перерізу виробки, що починається з розміщення контурних шпурів. Для цього на відстані  $R_{zm}$  від контуру виробки визначають точку розташування першого шпуру. Потім на відстані  $R_{zm}$  від проектного контуру за всім периметром виробки розташовують контурні шпури. Відстань між ними визначається величиною зони тріщиноутворення  $R_{mp}$ . Якщо число шпурів при їх розміщенні виявляється нецілим, то його округляють у більшу сторону до найближчого цілого числа шпурів, а відстань між шпурами перераховують так, щоб відстані між контурними шпурами, були рівними. Зміна відстані від розрахункового параметру допустимо не більше ніж на  $\pm 10\%$ . Відстань між контурними та першим рядом допоміжних шпурів визначається величиною ЛНО  $W$ . Відстань між допоміжними шпурами по горизонталі дорівнює величині зони тріщиноутворення  $R_{mp}$ . Число шпурів і відстані між ними розраховують так само, як і у випадку з контурними шпурами. З урахуванням цих параметрів визначають розташування контурних і допоміжних шпурів за перерізом виробки. Далі проводять розрахунок і побудову врубів. Кількість шпурів приймають з графічної побудови їх розташування у перерізу виробки.

Довжина заряду складає

$$L_3 = l_{ui} - 0,5 \cdot W - l_{заб} - l_{нб}, \text{ м,}$$

де  $l_{заб}$  – довжина забивки, м;  $l_{нб}$  – довжина П-Б, м.

Маса заряду у шпурі становить

$$Q_3 = 0,25 \cdot L_3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho, \text{ кг.}$$

Провівши аналіз найбільш поширених методик розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок, було розроблено класифікацію за признаками першочергового визначення питомої витрати ВР або зон, що утворюються навколо зарядної порожнини та за типом формул, що використовуються у розрахунках, яку подано у табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Класифікація поширених методик розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок

Клас (за визначенням)	Група (тип формул)	Методика (Автори)
Питомі витрати ВР	Емпіричні	Протод'яконов М.М.
		Мінделі Е.О.
		Суханов А.Ф.
		Ібраєв Ш.І.
		Таранов П.Я.
		Богомолів В.І.
		Лангефорс У.
		Барон Л.І.
		Борисов С.С.
		Рогинський В.М.
Зони, що утворюються навколо зарядної порожнини	Аналітичні	Покровський М.М. Андрієвський О.П.
	Аналітично-емпіричні	Вохмін С.А., Курчін Г.С., Кірсанов О.К.
		Не існує
Питомі витрати ВР та зони, що утворюються навколо зарядної порожнини		

Аналіз розробленої класифікації методик розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок дозволило зробити наступні висновки:

1. Основні формули, які пропонуються для визначення питомої витрати ВР, являють собою емпіричні залежності, що мають багато поправних коефіцієнтів і дають найбільш точні результати тільки в окремих умовах та потребують постійних корегувань. Тому визначені питомі витрати ВР за різними методиками мають велику розбіжність між собою. Кількість шпурів у вибою виробки, також визначається за допомогою різних формул, при розрахунку яких отримують різні значення, які відрізняються між собою. Це пов'язано з тим, що кількість шпурів для конкретних гірничо-геологічних умов залежить від багатьох факторів, а саме фізико-механічних властивостей гірських порід, площі виробки, детонаційних характеристик ВР (діаметр заряду, густина та швидкість детонації ВР), коефіцієнту заповнення та

довжини шпурів тощо. Таким чином всі ці формули мають емпіричний характер і можуть бути використані в тих умовах, для яких їх було отримано.

2. Більш сучасним підходом до розрахунку параметрів БПР на сьогодні є визначення зон, які утворюються навколо зарядної порожнини, та на підставі цього визначення ЛНО. Формули при цьому методі мають аналітичний характер, що дозволяє враховувати як фізико-механічні властивості гірських порід, так і детонаційні характеристики ВР. Але за допомогою цього методу кількість шпурів у вибою можна визначити після розміщення їх за площею виробки. Питомі витрати ВР розраховуються після визначення кількості шпурів на вибій, розрахунку довжини та маси заряду. Це призведе до перевитрат ВР на вибій, або до не відбивання масиву порід виробки у зв'язку з недостатньою довжиною заряду у шпурах.

3. Найбільш перспективним напрямком розрахунку параметрів БПР є розробка такої методики, яка б включала в себе комбінацію двох попередніх підходів, а саме першочергове визначення питомої витрати ВР та зон, що утворюються навколо зарядної порожнини, а також визначення кількості шпурів на вибій за площею, яку займають групи шпурів (вруб, відбійні та контурні), отримання розрахункових та фактичних ЛНО та відстані між шпурами, а вже після цього – розрахунок фактичної кількості шпурів і маси ВР на вибій. Але на жаль на сьогодні такої аналітико-емпіричної методики не існує.

### **1.3.2. Методики розрахунку параметрів БПР при веденні очисних робіт**

Відбивання руди є одним із основних комплексів робочих процесів у виробничій стадії очисних робіт. Під відбиванням руди розуміють відділення руди від масиву з одночасним її подрібненням на куски певного розміру [39]. Відбивання руди за допомогою дії вибуху здійснюється шпурами, штанговими шпурами та свердловинами. Аналіз гірничо-геологічних умов відпрацювання покладів залізної руди, що подано у розділі 1.1, дозволив встановити, що безпосередньо відбивання руди в умовах залізородних шахт України здійснюється за допомогою свердловин, а

утворення воронки для підсікання блоків у більшості випадків штанговими шпурами. При відбиванні руди підбиванням свердловин набуло поширення при розробці потужних родовищ, не дуже тріщинуватих і шаруватих руд з межею міцності 30 – 200 МПа. На сьогодні поширення набули наступні схеми розташування свердловин: паралельна, віялова, віялова-пучкова та паралельно-пучкова. Залежно від розташування площини відслонення очисного вибою відбивання руди свердловинами здійснюють вертикальними, горизонтальними або похилими шарами. Свердловини у площині шару розташовують паралельно або віялоподібно. До основних параметрів БПР при проектуванні відбивання руди за допомогою різних схем розташування свердловин відносяться: питомі витрати ВР, ЛНО та відстань між свердловинами. Тому виконаємо аналіз найбільш поширених методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди свердловинами.

Питомі витрати ВР на відбивання руди можуть бути визначені за універсальною формулою проф. Кутузова Б.М. [66]

$$q = q_o \cdot k_e \cdot k_{mp} \cdot k_g \cdot k_{cz} \cdot k_d \cdot k_{poz}, \text{ кг/м}^3,$$

де  $q_o$  – теоретичні витрати ВР, які залежать від коефіцієнту міцності руд

$$q_o = 0,0643 \cdot f + 0,0143, \text{ кг/м}^3,$$

де  $k_e$  – коефіцієнт відносної працездатності ВР;  $k_{mp} = (l_{mp} / a_k)^{n_1}$  – коефіцієнт, який враховує тріщинуватість руд та потрібну якість подрібнення;  $l_{mp}$  – середня відстань між видимими тріщинами у масиві, м;  $a_k$  – розмір кондиційного куску, який розраховується за емпіричною залежністю  $a_k = 4,07 \cdot d^{0,758}$ , м [67];  $d$  – діаметр свердловини, м;  $n_1 = 0,5 - 0,6$ ;  $k_g$  – коефіцієнт, який враховує умови відбивання: при відбиванні на одну відслонену площину  $k_g = 1,0$ , при відбиванні на дві відслонені площини  $k_g = 0,7 - 0,9$ , при відбиванні у затиснутому середовищі  $k_g = 1,2 - 1,3$ ;  $k_{cz}$  – коефіцієнт, який враховує спосіб заряджання свердловин: при ручному заряджанні  $k_{cz} = 1,0$ , при пневматичному заряджанні розсипними ВР  $k_{cz} = 0,9 - 0,95$ , при заряджанні пресованими патронними ВР  $k_{cz} = 0,8 - 0,85$ ;  $k_d = (d / 0,105)^{n_2}$ , при  $n_2 = 0,5 - 1,0$ , менше значення приймають для тріщинуватих, а більше – для

монолітних руд;  $k_{роз}$  – коефіцієнт, який враховує схему розташування свердловин: при паралельній схемі  $k_{роз} = 1,0$ , при віяловій  $k_{роз} = 1,1 - 1,2$ , при пучковій  $k_{роз} = 1,3 - 1,5$ .

Найбільш розповсюдженою залежністю для розрахунку ЛНО є формула Барона Л.І. [68–70]

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot k_3}{m \cdot q}}, \text{ м,}$$

де  $\Delta$  – щільність заряджання ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $k_3$  – коефіцієнт заповнення свердловин, який приймається для паралельних свердловин – 0,7 – 0,95, а для віял свердловин – 0,6 – 0,7;  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів, який рекомендується приймати при напрямку тріщин перпендикулярно площині вибою  $m = 0,5 - 0,8$ , при напрямку тріщин паралельно площині вибою  $m = 1,0 - 1,2$ , при монолітних рудах  $m = 1,0$ , в цілому, чим вище міцність руд і менше діаметр свердловин, тим менше  $m$ .

Відстань між вибіями штангових шпурів або свердловин [51, 68] становить

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \quad (1.7)$$

Для умов шахт Криворізького басейну при використанні штангових шпурів діаметром до 0,085 м, проф. Мінделі Е.О. запропонував визначати ЛНО за формулою [69–71]

$$W = k_2 \cdot k_n \cdot d \cdot \sqrt{\frac{k_e \cdot \Delta}{f \cdot m \cdot k_d}}, \text{ м,}$$

де  $k_2$  – коефіцієнт, що враховує глибину штангових шпурів: при глибині штангових шпурів більше 8 м  $k_2 = 3,6$ , а при меншій –  $k_2 = 2,53$ ;  $k_n$  – коефіцієнт, що враховує напрямок штангових шпурів: при горизонтальних і вертикальних штангових шпурах у рудах з  $f \leq 10$   $k_n = 1,0$ , при відбиванні вертикальними шарами у рудах міцністю  $f > 10$   $k_n = 0,9$ ;  $k_d = (d / 0,085)^{0,33}$ .

Для рудників кольорової металургії, головним чином для умов шахт Казахстану, Ібраєв Ш.І. [70, 72] рекомендує визначати ЛНО за наступними емпіричними залежностями

– при діаметрі свердловин до 0,08 м



$$W = 3,5 \cdot d \cdot (15 - k_m \cdot f) \cdot \sqrt{\frac{k_e \cdot \Delta}{1000}}, \text{ м};$$

– при діаметрі свердловин більше 0,08 м

$$W = (15 - k_m \cdot f) \cdot \sqrt{\frac{d \cdot k_e \cdot \Delta}{1000}}, \text{ м},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт, що враховує місцеві умови: при діаметрі свердловин до 0,08 м  $k_m = 0,4 - 0,6$ , при діаметрі свердловин більше 0,08 м  $k_m = 0,3 - 0,5$ .

Так, для умов рудників Дзержкагану (Казахстан), Ариков А.І та Ахметов М.М. [70] рекомендують визначати ЛНО у залежності від діаметру заряду за емпіричною формулою

$$W = \frac{d}{(0,002 \cdot f + 0,013)}, \text{ м},$$

де  $d$  – діаметр заряду ВР, м.

В умовах рудників Гірської Шорії, коли визначені вимоги до розміру кондиційного куску або виходу негабариту, величину ЛНО при відбиванні руди паралельними свердловинами визначають за формулою Машукова В.І. [69, 73]

$$W = 11 \cdot d \cdot e \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot a_k \cdot k_{нз}}{f \cdot (0,39 - 0,3 \cdot a_k)} + \frac{1}{k_m}}, \text{ м},$$

де  $e$  – показник відносної потужності ВР;  $k_{нз}$  – вихід негабариту, %;  $k_m$  – коефіцієнт, який враховує тріщинуватість руди: при крупноблочній структурі  $k_m > 1$ , при дрібноблочній структурі  $k_m < 1$ .

Науково-дослідним гірничорудним інститутом Криворізького національного університету (НДГРІ КНУ) для умов шахт Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК» рекомендовано визначати ЛНО з урахуванням напрямку відбивання, типу ВР та рівномірності його розподілу в масиві [74].

За цією методикою питомі витрати ВР визначаються за виразом

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3,$$

де  $\Delta q = \sqrt[3]{d / 0,085}$  – коефіцієнт рівномірності розподілу ВР у масиві;  $d$  – діаметр свердловини, м;  $\Delta b$  – коефіцієнт відносної потужності ВР, для

Амоніту № 6 ЖВ  $\Delta b = 1,0$ , для Скельного амоніту  $\Delta b = 2,04 - 0,58 \cdot d$ , для Грамоніту 79/21 та Грануліту АС-8  $\Delta b = 0,71 + 0,16 \cdot d$ .

Далі розраховують ЛНО

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta \cdot q \cdot m}}, \text{ м,}$$

де  $K$  – коефіцієнт, що враховує напрямок відбивання, при відбиванні горизонтальними та вертикальними шарами і міцністю руди  $f < 10$   $K = 0,9$ , а при відбиванні вертикальними шарами та  $f > 10$   $K = 1,0$ ;  $\delta$  – щільність заряджання (кількість ВР у об'ємі свердловини за довжиною заряду), т/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  – щільність ВР, т/м<sup>3</sup>;  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів, який змінюється у межах 0,8 – 2,0.

Методика, що розроблена проф. Капленко Ю.П. [51, 75–77], затверджена в якості галузевої для залізорудних шахт Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК». Автор у своїх дослідженнях встановив, що відношення максимальної глибини воронки руйнування до діаметру заряду, який розташований перпендикулярно до відслоненої поверхні, при незмінних фізико-механічних властивостях масиву гірських порід, типу ВР та щільності заряджання, є постійною величиною. Це відношення проф. Капленко Ю.П. було прийнято у якості інтегрального показника вибуховості. При відсутності експериментальних даних його значення визначають за формулою

$$C_o = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f}. \quad (1.8)$$

Розрахункове значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву

$$W = K_n \cdot C_o \cdot d \cdot \sqrt{\Delta \cdot \delta}, \text{ м,}$$

де  $K_n$  – коефіцієнт, що враховує неоднорідність масиву гірських порід, який змінюється у межах 0,9 – 1,0;  $\Delta$  – щільність заряджання, т/м<sup>3</sup>;  $\delta$  – коефіцієнт працездатності ВР відносно Амоніту № 6 ЖВ: для Грамоніту 79/21  $\delta = 1,0$ , для Грануліту АС-8  $\delta = 1,12$ , для Грануліту АС-4  $\delta = 1,02$ , для Ігданіту  $\delta = 0,89$ .

Відстань між зарядами визначають за формулою (1.7), у якій розрахункове значення коефіцієнту зближення зарядів у частках одиниць (ч.о) визначається за виразами [51]

$$m = 0,726 + 0,906 \cdot e^{-0,146 \cdot f}, \text{ ч.о.}; \quad (1.9)$$

або

$$m = 0,019 \cdot C_o + 0,403, \text{ ч.о.}$$

За методикою необхідні питомі витрати ВР [77] для досягнення фіксованого розміру кусків подрібненої руди при її відбиванні становлять

$$q = 0,033 \cdot f \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{D_{cp}}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right), \text{ кг/м}^3,$$

де  $D_{cp}$  – діаметр середнього куску руди після відбивання, м;  $D = \sqrt[3]{\lambda}$  – умовний поперечний розмір куска до подрібнення, м;  $\lambda$  – вихід руди з 1 м свердловини, м<sup>3</sup>/м.

У залежності від схем розташування свердловин, вихід руди з 1 м свердловини [51, 77]: при віяловій схемі  $\lambda = 0,5 \cdot a \cdot W$ , при паралельній схемі  $\lambda = a \cdot W$ .

Приведений діаметр свердловинного заряду [50]  $d_{np} = d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta$ .

Довжина воронки викиду  $R = d \cdot \sqrt{W^2 + C_o^2 \cdot d_{np}^2}$ .

Діаметр відносного середнього куска визначають за емпіричними формулами

[51, 77] при багаторядному підриванні свердловин  $D_{cp} = 4,74 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)^{-12,974} \cdot e^{4,253 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)}$ ,

при однорядному підриванні свердловин  $D_{cp} = 134,321 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)^{-7,356} \cdot e^{1,192 \cdot \left( \frac{R}{D} \right)}$ .

З урахуванням напружено-деформованого стану масиву, показник вибуховості, питомі витрати ВР та ЛНО, проф. Капленко Ю.П. рекомендує визначати за формулами [51, 77]

$$C_{o\sigma} = C_o \cdot K_\sigma^{-0,33}; \quad q_\sigma = q \cdot K_\sigma, \text{ кг/м}^3; \quad W_\sigma = W \cdot K_\sigma^{-0,33}, \text{ м},$$

де  $K_\sigma$  – коефіцієнт енергоємності відбивання, який дорівнює відношенню питомих витрат ВР, що встановлені з урахуванням впливу глибини гірничих робіт і розмірів очисного простору до питомих витрат ВР, визначених згідно їх міцності. Чисельне значення коефіцієнта розраховують за формулами [51]

– при відбиванні руди на горизонтальний компенсаційний простір

$$K_{\sigma} = 1,5 + \frac{1}{q} \cdot \left( 0,4 \cdot \exp\left(-\frac{B}{W}\right) - \frac{S_2 \cdot \sqrt{H}}{f \cdot 10^4} \right);$$

– при відбиванні руди на вертикальні відрізки щілини

$$K_{\sigma} = 1,5 + \frac{1}{q} \cdot \left( 0,4 \cdot \exp\left(-\frac{B}{W}\right) - \frac{S_6 \cdot \sqrt{\frac{H \cdot \mu}{1 - \mu}}}{f \cdot 10^4} \right),$$

де  $B$  – ширина очисного простору, м;  $S_2$  і  $S_6$  – відповідно, площа горизонтального або вертикального очисного простору, м<sup>2</sup>;  $H$  – глибина розробки, м;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона.

Провівши аналіз найбільш поширених методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами, була розроблена їх класифікація за умови розміщення необхідної кількості ВР та за показником вибуховості гірських порід і за типом формул, які використовуються у розрахунках, яку подано у табл. 1.8.

Таблиця 1.8 – Класифікація поширених методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами

Клас (за умови)	Група (тип формул)	Методика (Автори)
Розміщення необхідної кількості ВР	Емпіричні	Барон Л.І., Мінделі Е.О., Кутузов Б.М., Ібраєв Ш.І., Ариков А.І., Ахметов М.М., Машуков В.І., НДГРІ КНУ
Показник вибуховості гірських порід		Капленко Ю.П.
Параметр зони інтенсивного подрібнення	Аналітичні	Не існує
Кондиційний кусок руди		Не існує

Аналіз розробленої класифікації методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди дозволило зробити наступні висновки:

1. Формули які подано у методиках, що віднесені до першого та другого класів, являють собою емпіричні залежності, що мають багато поправних коефіцієнтів. Всі ці методики дають правильні результати тільки в тих гірничо-геологічних умовах для яких вони були розроблені, але і після розрахунку результати потребують постійних корегувань. Також з аналізу емпіричних формул встановлено, що майже для всіх методик вихідними даними слугують наступні величини: питомі витрати ВР, діаметр свердловин, коефіцієнт міцності руди та працездатності ВР відносно еталонної ВР Амоніт № 6 ЖВ та коефіцієнт зближення зарядів. Як видно з формул, всі ці методики були розроблені для використання при відбиванні масиву розсипними ВР у вигляді механічних сумішей, тому при використанні ЕВР отримані результати розрахунку будуть не коректні. Це пов'язано з тим що методики не враховують детонаційних характеристик сучасних ВР (діаметр заряду, густина та швидкість детонації ВР) і фізико-механічних властивостей масиву, що висаджується.

2. На сьогодні перспективним напрямком розрахунку параметрів БПР при відбиванні масиву є розробка методик за розрахунком зон, що утворюються навколо зарядної порожнини та за кондиційним куском руди, які враховують фізико-механічні властивості масиву гірських порід і детонаційні характеристики не тільки ЕВР, а й інших ПВР. За допомогою таких методик необхідно спочатку розраховувати ЛНО, відстань між штанговими шпурами або свердловинами, а потім питомі витрати ВР.

#### **1.4. Систематизація гіпотез щодо механізму руйнування гірських порід вибухом**

Гірська порода – це неоднорідне тверде тіло, яке має складну структуру, а механізм його руйнування ще більш складний. У загальному випадку сам механізм руйнування гірських порід вибухом характеризується короткочасністю прикладення

навантаження до руйнованого об'єму середовища та залежить від багатьох факторів. Незважаючи на те, що останнім часом пізнання природи вибуху значно розширилися, на сьогодні не існує загально визнаної гіпотези про механізм руйнування масиву порід вибухом. Це пов'язано з різноманітністю, складністю та швидкоплинністю явищ, які супроводжують вибух у твердому середовищі [78, 79]. Згідно роботи [80], до числа явищ процесу вибуху відносяться: детонація заряду ВР, розширення зарядної порожнини, механічна взаємодія продуктів детонації (вибуху) із масивом порід, формування та поширення ударних хвиль, розповсюдження і взаємодія хвиль напружень у масиві та його руйнування, зрушення подробленого матеріалу та розліт кусків. Як зазначено у працях [78, 80, 81], сьогодні існує велика кількість гіпотез, які пояснюють фізичну сутність процесу руйнування масиву гірських порід вибухом.

Теоретичну концепцію утворення воронки вибуху, основні положення якої сформульовані Фроловим М.М. і розвинені Боресковим М.М. та Сухановим А.Ф. у повному обсязі подано у працях [78, 79, 82–84]. Згідно основних положень цієї гіпотези, вибух супроводжується відокремленням частини зруйнованого масиву за боковою поверхнею воронки вибуху та подоланням інерції маси або сили тяжіння висадженою породою і що у цей час відбувається первинне подрібнення породи за різними площами всередині об'єму воронки, загальна поверхня яких приблизно пропорційна площі бічної поверхні воронки. Проходження ударної хвилі при великих швидкостях прикладення навантаження викликає величезні прискорення маси породи і відповідні їм сили інерції, тому очевидно, що сам процес руйнування породи обумовлений цими силами. Згідно цієї гіпотези величина корисного зусилля, створюваного тиском продуктів вибуху, повинна дорівнювати сумі двох сил: сили опору за бічною поверхнею об'єму руйнованого масиву і сили тяжіння об'єму породи, який висаджується. Встановлені вченими цієї гіпотеза емпіричні залежності представляють безперечну практичну цінність. Однак ця гіпотеза, яка головним чином заснована на емпіризмі, у 40 – 50 рр. минулого століття, себе вичерпала і, з урахуванням великого об'єму підіривних робіт у промисловості, виникла об'єктивна необхідність у постановці більш глибоких теоретичних досліджень, які

використовують не тільки емпіричні, а й фізичні гіпотези з залученням фундаментальних розділів науки.

Використання ідей гідродинаміки до опису твердих деформуючих середовищ дозволило Лаврентьєву М.О., Кузнецову В.М., Власову О.Є. та ряду вчених сформулювати теоретичні основи направленої дії вибуху та розробити основи розрахунку подрібнення гірських порід вибухом [85, 86]. Теоретичні формули даної гіпотези, в основному, отримані при спрощенні схеми процесу руйнування з великою кількістю припущень. До таких робіт відносяться праці Власова О.Є. [86, 87], де він вважає, що енергія продуктів детонації, виділена під час вибуху, передається у породу миттєво у вигляді кінетичної енергії, а саму породу розглядає як нестисливе рідинне середовище. Визначення параметрів дії вибуху зводиться до вирішення системи диференціальних рівнянь. Згідно запропонованій Власовим О.Є. гіпотези критичних швидкостей, за якою руйнування масиву гірських порід настає у тих місцях, де критична швидкість більше деякого значення. Ця розрахункова схема дозволила поглибити пізнання процесу руйнування гірських порід та вирішити ряд прикладних задач.

Руйнування порід вибухом обумовлених поршневою дією продуктів детонації, коли дія вибуху розглядається, як квазістатичний процес, у своїх працях найбільш повно висловлює Демидюк Г.П. [78, 79, 88, 89]. Так, на його думку, після виникнення ударної хвилі тиск газоподібних продуктів детонації ще великий, частина загальної енергії вибуху залишається у продуктах вибуху і передається навколишньому середовищу поршневою дією газів у міру їх розширення. Безпосередньо на межі заряду, робота вибуху пропорційна не повній енергії вибуху, а тиску детонації  $VP$ . Тут порода роздавлюється та сильно подрібнюється і витісняється, при цьому зарядна порожнина збільшується в об'ємі. На деякій відстані від заряду напруги стискання стають менше межі міцності породи на роздавлення. Разом з тим хвиля деформацій, яка розповсюджується у породі, обумовлює радіальний зсув частинок середовища і виникнення тангенціальних розтягувальних напружень, які перевершують за величиною межу міцності породи на розрив, а також викликають появу радіальних тріщин, які розходяться у різні

боки від заряду та утворюють зону розриву. Густота і протяжність радіальних тріщин залежать від кількості енергії, яка передається ударною хвилею. У процесі подальшого розвантаження між радіальними тріщинами можуть з'явитися тангенціальні тріщини кільцевого напрямку. У тих випадках, коли переміщення заряду від відкритої поверхні перевищує критичну величину, руйнівна дія вибуху обмежується зоною розриву, оскільки ослаблена ударна хвиля не в змозі порушити зв'язки між частинками середовища і проявляється лише у вигляді пружних коливань. Але, якщо заряд віддалений від відкритої поверхні на відстань менше критичного, вільна бокова поверхня має суттєвий вплив на подальший перебіг процесу руйнування середовища за межею зони розриву. Тиск продуктів вибуху, які заповнюють зарядну порожнину і радіальні тріщини зони розриву, обумовлює розвиток останніх у сторону вільної поверхні. При цьому, оскільки порода у відкритій поверхні має свободу зсуву, порода починає рухатися зі зростаючою інтенсивністю. У цей рух втягуються все більш віддалені від поверхні шари середовища, які підпираються тиском продуктів вибуху, тобто відбувається спучування масиву. У зовнішніх шарах масиву при цьому виникають напруження розтягу і супутні їм тріщини радіального напрямку, у результаті чого масив породи подрібнюється на куски. Уявлення про спучування породи під дією вибуху виходить з того, що первинна сітка радіальних тріщин, обумовлена проходженням ударної хвилі вибуху, яка готує руйнування масиву. Але, у той же час передбачається відносно тривале підтримання тиску продуктів вибуху в зарядній порожнині та максимально можливе корисне використання енергії вибуху, яка залишилася у продуктах вибуху після виникнення ударної хвилі та передається середовищу поршневою дією газів вибуху. Такої точки зору дотримуються Беляєв О.Ф. та Садовський М.О. [90].

У праці Мосинець В.М. [91] наводить, що окремі процеси, які пов'язані з подрібненням, описуються експериментально або виходячи з розвитку фізичних принципів. За взаємодією окремих процесів виводиться вирішення конкретного завдання. Так, наприклад, їм запропонована енергетична теорія руйнування гірських порід. Подано обґрунтування граничної енергоємності дроблення, механізму



руйнування гірських порід при уповільненому висадженні та раціональні параметри БПР з урахуванням витрат енергії. Сучасні теоретичні основи енергетичної теорії руйнування порід вибухом подано у працях Аністратова Ю.І. [92–94]. Згідно положень енергетичної теорії, руйнування гірських порід під дією вибуху заряду ВР відбувається під впливом системи сил і викликаних ними напружень, які змінюються у просторі. Формована при цьому система тріщин, викликає часткове руйнування середовища, що завершується повним порушенням зв'язності масиву у результаті переходу накопиченої енергії у поверхневу енергію тріщин і проникнення у них розширюваних продуктів вибуху. Витрати енергії на руйнування масиву гірських порід тим більше, чим вище міцність гірської породи та ступінь її подрібнення.

Покровський Г.І. у своїх працях [95, 96] подав загальновизнане у теперішній час уявлення про якісну картину дії вибуху в різних середовищах. Так, автор пояснює процес руйнування гірських порід вибухом дією хвиль напружень, які виникають у результаті динамічної ударної дії продуктів детонації. При цьому він зазначає, що під час вибуху заряду в породі по всій поверхні зарядної порожнини одночасно діє тиск продуктів вибуху, який сягає до сотень або тисяч МПа. Поблизу поверхні заряду порода роздавлюється і переходить у текучий стан. Частинки отримують рух за радіальними напрямками і зміщуються услід за фронтом хвилі деформацій. У результаті чого утворюється зона сильно деформованої породи. У міру віддалення від заряду напруги стискання швидко падають. На певній відстані вони стають менше тимчасового опору породи роздавлюванню, і характер деформацій середовища змінюється, лінії ковзання зникають, і структура середовища в основному зберігається. Хвиля деформацій, яка розповсюджується далі від заряду, викликає утворення і поширення на всі боки від заряду радіальних тріщин. При подальшому віддаленні хвилі деформацій від заряду тангенціальні напруги розтягання у породі зменшуються і стають менше тимчасового опору на розрив. Тому нові тріщини не утворюються. Після проходження хвилі стискання тиск у зарядній камері падає, і порода поблизу від заряду починає розвантажуватися і розширюватися у бік центру заряду. Тому, в зоні з радіальними тріщинами може з'явитися і низка кільцевих тангенціальних тріщин. Коли вибух відбувається

поблизу відкритої поверхні, характер подрібнення породи істотно змінюється. Основне значення при цьому мають відбиті хвилі стискання від вільної поверхні породи. Усередину породи від її вільної поверхні проникає хвиля розрідження, яка у середовищі викликає напруження розтягання. Абсолютні величини напружень у хвилі розтягування зазвичай трохи менше, ніж у хвилі стискання. Однак з огляду на те, що опір всіх гірських порід і їм подібних матеріалів стиску більше опору розтягування, хвиля розрідження призводить більш значні руйнування, ніж хвиля стискання. Описана Покровським Г.І. гіпотеза механізму дії вибуху у середовищі та руйнування його при вибуху багаторазово підтверджена експериментально як в лабораторних, так і в промислових умовах.

На думку Мельнікова М.В. [97], таке уявлення про дію вибуху в твердому середовищі знаходиться у протиріччі з дійсністю. Тому, згідно його гіпотези, у результаті дії вибуху на стінки зарядної камери інерція навколишнього середовища утворює умови для протікання явища, аналогічного взаємодії пружних куль при ударі, що супроводжується обміном швидкостей, які викликають руйнування середовища у радіальному напрямку до відбитої поверхні у вигляді конусу з вершиною у центрі заряду. Тобто, утворені газоподібні продукти детонації миттєво здійснюють удар на навколишнє середовище, забезпечуючи зародження і поширення хвиль стискання і розтягання. Після цього, середовище, в якому переломлюються хвилі, набуває поступальний рух і зміщується у бік найменшого опору.

Такі ж погляди поділяють Ханукаєв О.Н. [98, 99] і Друкований М.Ф. [100]. На підставі теорії руйнування відбитою хвилею висовують припущення, що процес руйнування порід вибухом не однаковий для різних гірських порід та у значній мірі залежить від їх акустичної жорсткості. Так, на підставі значної кількості експериментальних досліджень Ханукаєвим О.Н. [99] було виявлено залежність механізму руйнування гірських порід вибухом від властивостей середовища. При цьому він виділяє три групи порід: які руйнуються під дією відбитих хвиль від відкритих поверхонь масиву (породи з великою акустичною жорсткістю), що руйнуються під безпосереднім впливом розширюваних продуктів вибуху (грунтові масиви), та які руйнуються, як під дією прямої й відбитої хвиль, так і у результаті

розширення газів (масиви міцних порід, розбиті мережею густих тріщин). При поширенні хвиль напружень у породах першої групи руйнування відбуваються переважно в момент, коли у відкритій поверхні виникають напруження розтягання, які перевищують межу міцності породи на розрив, при цьому форма і довжина вибухової хвилі визначає величину і характер руйнування. На поверхні середовища зачатки руйнувань у вигляді радіальних тріщин, спостерігаються у момент зіткнення фронту хвилі з відкритою поверхнею, виникаючі тріщини розвиваються вглиб масиву в міру руху відбитої хвилі до центру вибуху. На поверхні середовища утворюється відколена воронка. При цьому хвиля невеликої амплітуди і тривалості утворює невелику воронку, а при великій амплітуді хвиль може утворитися кілька послідовних відколів. У породах другої групи руйнування починається безпосередньо у заряду, навколо якого (при сферичній його формі) утворюється порожнина у вигляді правильної кулі. Згодом, як тільки починає позначатися вплив відкритої поверхні, порожнина витягується у бік лінії найменшого опору, приймаючи форму еліпсоїда. Руйнування, викликане дією падаючої та відбитої хвиль на відкриту поверхню незначне. Породи третьої групи руйнуються як від центру заряду, так і від відкритих поверхонь.

Баум Ф.А. у своїх працях [101, 102] пояснює механізм руйнування середовища наступним чином. Розширення продуктів детонації при вибуху, яким відведено основну роль у руйнуванні середовища, викликають утворення зон текучості та пластичних деформацій, а також напружень стискання і розтягування. Після виходу ударної хвилі та утворення радіальних тріщин у наслідок бокового розпору стиснутого середовища, виникають напруження розтягання та з'являються нові тріщиноутворення, які викликані дією відбитої хвилі. Після двократного пробігу до джерела відбиття, хвиля гасне і вже не викликає деформацію середовища. Згідно даних Барона Л.І. [103] слідує, що пов'язувати руйнівну дію вибуху тільки з вибуховою хвилею або тільки з тиском газів продуктів детонації в принципі неправильно, у зв'язку з чим теорія повинна обов'язково враховувати обидві ці дії. У роботах Kutter Н.К. [104] і Єфремова Е.І. [105] встановлено, що у процесі утворення тріщин беруть участь як хвилі напружень, так і поршнева дія продуктів

детонації. Основним фактором силового впливу вважається квазістатична дія продуктів детонації, оскільки роль ударної хвилі обмежується утворенням зони радіальних тріщин, об'єм якої складає 20 – 30% від загального об'єму руйнування під час вибуху заряду.

Ржевський В.В. у своїй праці [106] пояснює, що процес руйнування порід при вибуху відбувається у результаті сукупної дії розширення продуктів вибуху (газів), детонації, ударних хвиль і хвиль розвантаження. Вплив того чи іншого фактору на руйнування порід вибухом визначається величиною їх питомого хвильового опору – акустичної жорсткості. Розширюючи гази руйнують породу безпосередньо у місці закладання ВР. Одночасно вони передають енергію вибуху до масиву. Енергія в масиві поблизу заряду розповсюджуються у вигляді ударної хвилі. З віддаленням від заряду ударна хвиля переходить у пружну хвилю, яка розповсюджується зі звуковою швидкістю. При вибуху в радіусі дії ударної хвилі утворюється зона стискання, в якій порода або сильно подрібнюється (скельні або напівскельні породи), або ущільнюється (частина щільних та м'яких порід). При цьому долається опір породи силам стискання та зсуву. За зоною стискання розташована зона тріщиноутворення, в якій енергія вибуху витрачається на подолання опору породи зсуву, розтягання та частково стискання. За зоною тріщиноутворення розташована зона стрясання, яка з віддаленням від заряду переходить у зону пружних деформацій. Зони стискання та тріщиноутворення разом утворюють зону регулюючого подрібнення. У зоні стрясання також частково відбувається руйнування порід за природними тріщинами без дроблення окремої масиву, цю зону називають зоною нерегулюючого дроблення.

Так, ґрунтуючись на результати сучасних засобів експериментального вивчення процесів руйнування порід вибухом Ржевський В.В., Мельніков М.В., Ханукаєв О.Н., Друкований М.Ф., Баум Ф.А., Барон Л.І., Єфремов Е.І., Kutter Н.К. та багато інших, прийшли до висновку, що процес руйнування гірських порід пов'язаний як з дією хвиль напружень, так і з тиском газів вибуху. При цьому роль зазначених чинників у процесі руйнування залежить від форми вибухового імпульсу та фізико-механічних властивостей гірських порід.

Провівши аналіз сучасних поглядів на механізм руйнування гірських порід вибухом була розроблена класифікація гіпотез за процесом руйнування середовища, яку подано у табл. 1.9.

Таблиця 1.9 – Класифікація гіпотез руйнування масиву гірських порід вибухом

Клас (гіпотеза механізму руйнування гірських порід вибухом)	ПІБ автора	Сутність гіпотези
Воронкоутворення	Фролов М.М., Боресков М.М., Суханов А.Ф.	Руйнування супроводжується відокремленням частини масиву за боковою поверхнею воронки вибуху та подолання сили тяжіння висадженою породою з одночасною витратою енергії на подрібнення
Гідродинамічна	Лаврентьев М.О., Кузнецов В.М., Власов О.Є.	Визначення параметрів дії вибуху зводиться до вирішення системи диференціальних рівнянь, а руйнування масиву порід відбувається у тих місцях, де критична швидкість більше деякого значення
Квазістатична	Демидюк Г.П., Беляев О.Ф., Садовський М.О.	Основну роботу з руйнування масиву порід виконує поршнева дія продуктів детонації, яка руйнує породу і передає їй поступальний рух
Енергетична	Мосинець В.М., Аністратов Ю.І.	Руйнування середовища настає у результаті переходу накопиченої енергії у поверхневу енергію тріщин і проникнення у них продуктів вибуху
Хвильова	Покровський Г.І.	Руйнування порід обумовлено дією хвиль напружень
Квазістатично- хвильова	Ржевський В.В., Мельников М.В., Ханукаєв О.Н., Друкований М.Ф., Баум Ф.А., Барон Л.І., Єфремов Е.І., Kutter Н.К. та ін.	У процесі руйнування порід вибухом приймають участь, як хвилі напружень, так і поршнева дія продуктів детонації

Аналіз класифікації гіпотез руйнування масиву порід вибухом дозволила зробити наступні висновки.

1. Накопичений десятиліттями теоретичний та експериментальний матеріал про уявлення механізму дії вибуху у різноманітних умовах призвело до того, що деякі гіпотези дещо протирічать одна одній але не заперечують правдоподібності самих гіпотез. Дослідники по-різному описують розподіл напружень та енергії, сам характер руйнування породи, утворення зон навколо зарядної порожнини. Як видно з класифікації хвильова гіпотеза дає якісну картину механізму руйнування порід вибухом, але останнім часом багато дослідників притримуються поглядів на те, що у процесі руйнування породи беруть участь як хвилі напружень, так і дія тиску продуктів детонації. В цілому у сучасній теорії дії вибуху в твердому середовищі недостатньо вивчено питання критеріїв руйнування масиву порід. Погляди дослідників розходяться, в основному, у питаннях оцінки долі руйнування, що виконується хвильовою та квазістатичною дією вибуху. Це призвело до дуже великої кількості теоретичних уявлень та якісного описання характеру руйнування твердого середовища, що призводить до використання при розробці та проектуванні параметрів БПР великої кількості емпіричних розрахункових формул.

2. Переважна більшість теорій та методик розрахунку параметрів БПР, які базуються на різних гіпотезах механізму руйнування масиву гірських порід вибухом, що розроблені при врахуванні властивостей промислових тротиловмісних ВР, не враховують детонаційні характеристики ЕВР, які мають вищі детонаційні властивості ніж тротиловмісні аналоги. Тому спираючись на квазістатичну та хвильову гіпотези дії вибуху в масиві порід, потрібно розробити таку теорію руйнування масиву порід, яка б враховувала вплив фізико-механічних властивостей середовища та детонаційні характеристики ЕВР.

### **1.5. Узагальнення теорій визначення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини**

Аналіз гіпотез механізму руйнування гірських порід вибухом, дозволив встановити сучасні погляди на дію вибуху у твердому середовищі, якими є спільна дія продуктів детонації та хвиль напружень. Ці погляди поділяє більшість провідних

вітчизняних та закордонних дослідників, таких як Ржевський В.В., Мельніков М.В., Ханукаєв О.Н., Друкований М.Ф., Баум Ф.А., Барон Л.І., Єфремов Е.І., Kutter Н.К. та багато інших [97–106]. Згідно основних положень цієї групи поглядів (гіпотези), після вибуху заряду ВР у радіусі дії ударної хвилі утворюється зона стискання, в якій масив сильно подрібнюється або ущільнюється. Цю зону називають зоною зминання (рис. 1.4). За зоною зминання ударна хвиля переходить у пружну хвилю, яка починає діяти та утворювати зону тріщиноутворення. За цією зоною формується зона стрясання, в якій здійснюється руйнування масиву за природними тріщинами без роздроблення. Зони зминання та тріщиноутворення разом утворюють зону регулюючого подрібнення. Ґрунтуючись на зазначених положеннях описаної гіпотези, багатьма вченими було розроблено низку теорій та методик визначення розмірів цих зон. Тому виконаємо аналіз існуючих методик розрахунку величин зон зминання та тріщиноутворення, що утворюються навколо зарядної порожнини у відповідності до теорій.

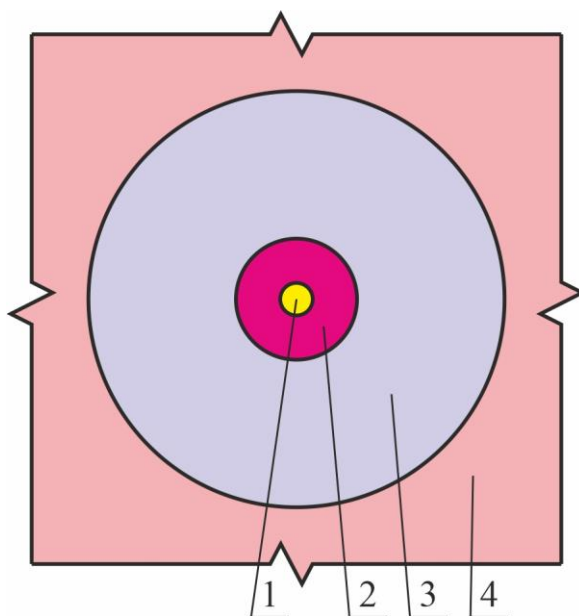


Рисунок 1.4 – Зони дії вибуху на масив: 1 – зарядна порожнина;  
2 – зона зминання; 3 – зона тріщиноутворення; 4 – зона стрясання

Для визначення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини одними з перших запропонували формули Мосинець В.М. та Горбачова Н.П. [91, 107, 108].

Так автори рекомендують визначати радіус зони змінання за виразом

$$R_{зм} = \sqrt{\frac{C_s}{C_p}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м,}$$

де  $C_s$  – швидкість розповсюдження поперечних хвиль у масиві, м/с;  
 $C_p$  – швидкість поширення поздовжніх хвиль в масиві, м/с;  $q$  – маса заряду в тротиловому еквіваленті, кг.

$$\text{Радіус зони тріщиноутворення } R_{mp} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м.}$$

$$\text{Радіус зони пружних деформацій } R_{nd} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м.}$$

Для оцінки величини перехідної зони, у відділі механіки вибуху Інститута геотехнічної механіки імені М.С. Полякова НАН України, Білоконь В.П., Ольховський А.К. та Білоконь М.П. [109] розробили методику розрахунку величини зони тріщиноутворення, яка розраховується за формулою

$$R_{mp} = R_o \cdot \left( \frac{P_n}{P_{\max}} \right)^{\frac{1}{6}} \cdot \left[ \frac{E}{6 \cdot \sigma_{cm} \cdot (1 - \mu)} \right]^{\frac{1}{3}} \cdot \left( \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \frac{\sigma_{cm}}{\sigma_p} \right)^{\frac{1}{2}}, \text{ м.}$$

де  $R_o$  – початковий радіус зарядної порожнини, м;  $P_n$  – початковий тиск у зарядній порожнині, кгс/см<sup>2</sup>;  $P_{\max}$  – максимальний тиск у порожнині, який може утримувати середовище, кгс/см<sup>2</sup>;  $E$  – модуль пружності, кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{cm}$  – допустиме напруження при одновісному стисканні, кгс/см<sup>2</sup>;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона;  $\sigma_p$  – допустиме напруження при одновісному розтягуванні, кгс/см<sup>2</sup>.

Колектив авторів під керівництвом Друкованого М.Ф. [110] запропонували дещо інше бачення, щодо визначення зон руйнування масиву.

Радіус зони змінання

$$R_{зм} = r_{ui} \cdot \left[ \frac{P_b}{-\left(\frac{k}{\alpha}\right) + \left(\sigma_{cm} + \left(\frac{k}{\alpha}\right)\right) \cdot L^{\frac{2\alpha}{1+\alpha}}} \right]^{\frac{1}{2\beta}} \cdot \sqrt{L}, \text{ м,}$$



де  $r_{ш}$  – радіус шпуру, мм;  $P_b$  – тиск у шпуру, Па;  $\beta$  – адіабатичне розширення ВР;  $k$  – коефіцієнт зчеплення, Па;  $\alpha$  – коефіцієнт внутрішнього тертя;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, Па.

$$L = \frac{E}{\sigma_{cm} \cdot \left(1 + \frac{\ln \sigma_{cm}}{\sigma_p}\right) \cdot (1 + \mu)},$$

де  $\sigma_p$  – межа міцності порід на розтягання, Па;  $E$  – модуль Юнга, Па.

$$\text{Радіус зони тріщиноутворення } R_{mp} = \left(\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_p}\right) \cdot R_{зм}, \text{ м.}$$

Ракішев Б.Р. у своїх працях [111, 112] пропонує іншу методику розрахунку параметрів зон руйнування масиву порід. Так, радіус зони змінання у монолітних породах пропонується визначати за виразом

$$R_{зм} = r_{np} \cdot \left(\frac{\gamma \cdot C}{5 \cdot \sigma_{cm}}\right)^{0,5}, \text{ м,}$$

де  $\gamma$  – щільність порід, кг/м<sup>3</sup>;  $C$  – швидкість звуку в породі, м/с;  $r_{np}$  – граничний радіус вибухової порожнини, що розраховується за виразом

$$r_{np} = \left(\frac{P_g}{P_c}\right)^{0,25}, \text{ м,}$$

де  $P_g$  і  $P_c$  – відповідно початковий тиск продуктів детонації і характеристика середовища за міцністю в умовах вибухового руйнування, які визначаються за формулами

$$P_g = \frac{\rho \cdot D^2}{8}, \text{ Па;}$$

$$P_c = \sigma_{cm} \cdot \left(\frac{\gamma \cdot C^2}{\sigma_{cm}}\right)^{0,25}, \text{ Па,}$$

де  $\rho$  – щільність заряду ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – швидкість детонації ВР, м/с.

$$\text{Радіус зони тріщиноутворення } R_{mp} = R_{зм} \cdot \frac{\mu}{1 + \mu} \cdot \frac{\sigma_{cm}}{\sigma_p}, \text{ м.}$$

Єрофєєв І.Є. [113] запропонував визначати радіус зони тріщиноутворення за формулою

$$R_{mp} = 55 \cdot d_b \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\sqrt{f}}}, \text{ м,}$$

де  $d_b$  – діаметр шпуру або свердловини, м.

На підставі аналітичних і експериментальних досліджень розмірів зони регулюючого подрібнення, яка обумовлена динамічною та квазістатичною дією продуктів вибуху, було встановлено, що основні параметри розташування зарядів у плані залежать від радіусу радіальних тріщин. Ґрунтуючись на цих дослідженнях Єфремов Е.І, Петренко В.Д. та Пастухов А.І. [114] запропонували визначати радіус зони тріщиноутворення за виразом

$$R_{mp} = \frac{\sigma_{cm}}{\sigma_p} \cdot r_o \cdot \sqrt{\frac{P_g}{\sigma_{cm}}}, \text{ м,}$$

де  $r_o$  – радіус свердловини, м.

Адушкін В.В. і Співак О.О. у своїй праці [115] пропонують радіус тріщиноутворення визначати за формулою  $R_{mp} = r_o \cdot (P_g / 2 \cdot \sigma_p)^{0,5}$ , м.

У роботі [116] Szuladzinski G. запропонував розраховувати зону змінання за наступним виразом

$$R_{zm} = \sqrt{\frac{2 \cdot r_o^2 \cdot \rho_o \cdot Q_{ef}}{\sigma_{cm.d}}}, \text{ мм,}$$

де  $r_o$  – радіус зарядної порожнини, мм;  $\rho_o$  – щільність ВР, г/мм<sup>3</sup>;  $Q_{ef}$  – ефективна енергія ВР, яка приблизно складає 2/3 теплоти повної реакції, Н·мм/г;  $\sigma_{cm.d}$  – динамічна межа міцності породи на стискання, яка приблизно у вісім разів перевищує значення обмеженої статичної міцності на стискання, МПа.

Радіус зони тріщиноутворення Kexin D. [117] пропонує визначати за формулою

$$R_{mp} = 96 \cdot \left( \frac{G}{10 \cdot \sigma_{cm}} \right)^{\frac{1}{8}} \cdot (10 \cdot E)^{\frac{1}{6}}, \text{ мм,}$$

де  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на одновісне стискання, МПа;  $E$  – модуль пружності (модуль Юнга), МПа;  $G$  – довжина заряду, м.

За результатами досліджень Крюкова Г.М. [118] радіус зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = 0,5 \cdot d \cdot (P_o / \sigma_p)^{0,5}, \text{ м,}$$

де  $d$  – діаметр заряду, м;  $P_o$  – тиск продуктів вибуху у точці Чепмена-Жуге, Па.

У 1998 році Андрієвський О.П. і Кутузов Б.М. зробили відкриття [119] закономірностей формування зон зминання і тріщиноутворення при впливі на скельний масив енергії вибуху подовженого заряду. Згідно їх теорії радіус зони зминання становить

$$R_{зм} = d \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{cm}}}, \text{ м,}$$

де  $d$  – діаметр шпуру або свердловини, м.

Радіус зони тріщиноутворення визначається за виразом

$$R_{mp} = 0,7 \cdot R_{зм} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot \tau_{зр} \cdot R_{зм}}}, \text{ м,}$$

де  $\tau_{зр}$  – межа міцності порід на зріз (зсув), Па

Djordjevic N. [120] рекомендує визначати зону зминання за формулою

$$R_{зм} = r_o \cdot (24 \cdot \sigma_p / P_o)^{-0,5}, \text{ мм.}$$

Величину радіусу зони зминання, Kanchibotla S.S., Valery W., Morrell S. [121] запропонували розраховувати за виразом

$$R_{зм} = r_o \cdot (P_d / \sigma_{cm})^{0,5}, \text{ мм,}$$

де  $P_d$  – тиск продуктів детонації, який визначається згідно [122], Па;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на одновісне стискання, Па.

Esen S. і Onederra I. у своїх працях [123, 124] запропонували визначати радіус зони зминання за наступною формулою

$$R_{зм} = 0,812 r_o (CZI)^{0,219}, \text{ мм,}$$

де  $CZI$  – індекс зони руйнування, є безрозмірним показником, який визначається за наступним виразом

$$CZI = \frac{P_b^3}{K \cdot \sigma_{cm}^2},$$

де  $P_b$  – тиск продуктів детонації у зарядній порожнині, який визначається згідно [122], Па;  $K$  – жорсткість гірської породи

$$K = E \cdot (1 + \mu)^{-1}, \text{ Па,}$$

де  $E$  – модуль Юнга, Па.

Група авторів Chun-rui L., Li-jun K., Qing-xing Q., De-bing M., Quan-ming L., Gang X. у своїй праці [125] запропонували формули для розрахунку радіусів зон зминання та тріщиноутворення. Так, радіус зони зминання відповідає виразу

$$R_{зм} = \left( 0,2 \cdot \gamma \cdot \frac{C_3}{\sigma_{cm}} \right) \cdot R_b, \text{ м,}$$

де  $\gamma$  – щільність порід, кг/м<sup>3</sup>;  $C_3$  – швидкість звукової хвилі у гірській породі, м/с;  $R_b$  – радіус тріщин, викликаних детонацією ВР у зарядній порожнині

$$R_b = (P_b / \sigma_o \cdot r_o)^{0,25}, \text{ м,}$$

де  $\sigma_o$  – тривісна міцність гірської породи

$$\sigma_o = \sigma_{cm} \cdot \sqrt[4]{\gamma \cdot \frac{C_3}{\sigma_{cm}}}, \text{ Па.}$$

Радіус зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = r_o \cdot (P_j / \sigma_p)^{0,5}, \text{ м,}$$

де  $r_o$  – радіус зарядної порожнини, м;  $P_j$  – квазістатичний тиск (тиск, спричинений розширенням газів), що діє на стінки зарядної порожнини

$$P_j = \frac{1}{8} \cdot \gamma \cdot D^2 \cdot \left( \frac{R_{зм}}{r_o} \right)^6, \text{ Па.}$$

На підставі результатів досліджень при обґрунтуванні БПР, що забезпечують необхідну ступінь подрібнення порід, Кузнецов В.А. у своїй праці [126] запропонував розраховувати радіус зони зминання за формулою

$$R_{зм} = 810 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\tau_{зд}} \cdot \frac{1 - 2 \cdot \mu}{1 - \mu}}, \text{ м,}$$

де  $\rho$  – щільність заряджання, кг/м<sup>3</sup>;  $e$  – відносна потужність (працездатність) ВР;  $\tau_{zd}$  – межа міцності порід на зсув, Па.

Радіус зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = 3250 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\sigma_p} \cdot \frac{1 - 2 \cdot \mu}{1 - \mu}}, \text{ м.}$$

Колектив вчених Iverson S.R., Hustrulid W.A., Johnson J.C. у своєму звіті [127] відносно безтротилової ВР Ігданіт (ANFO), запропонували формулу фактичного радіусу зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = 25 \cdot r_o \cdot \sqrt{\frac{\rho_e \cdot e_{ANFO}}{\rho_{ANFO}}} \cdot \sqrt{\frac{2,65}{\gamma}}, \text{ см,}$$

де  $r_o$  – радіус шпуру, см;  $\rho_e$  – щільність ВР, г/см<sup>3</sup>;  $e_{ANFO}$  – працездатність ВР відносно ANFO;  $\rho_{ANFO}$  – щільність ANFO, що дорівнює 0,85 г/см<sup>3</sup>;  $\gamma$  – щільність порід, г/см<sup>3</sup>.

Torbica S. та Lapčević V. у праці [128, 129] запропонували методику розрахунку радіусу зон тріщиноутворення з різною щільністю радіальних тріщин навколо зарядної порожнини. Так, згідно цієї методики величина радіусу зони утворення радіальних тріщин

$$R_{pm} = \frac{P_e \cdot r_o}{\sigma_p \cdot n} \cdot \frac{(1 + \mu)(1 - 2 \cdot \mu)}{(1 - \mu)}, \text{ м,} \quad (1.10)$$

де  $r_o$  – радіус зарядної порожнини, м;  $n$  – кількість радіальних тріщин, згідно [128] для зони зминання  $n = 32$  шт., а для зони тріщиноутворення  $n = 4$  шт.

Базуючись на основні положення квазістатично-хвильової гіпотези механізму дії вибуху у гірській породі науковцями було розроблено низку теорій розрахунку величини зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини. Еволюцію розробки теорій розрахунку величини зон, які утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху подано у табл. 1.10. Як видно з табл. 1.10, що цим питанням займалося багато вчених з різних країн світу, особливо багато розроблено теорій після 1990 року. Це пов'язано з розвитком комп'ютерної техніки та програмного забезпечення для проведення досліджень.

Таблиця 1.10 – Узагальнення теорій розрахунку величин радіусів зон, що утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху

Автор	Рік	Зона навколо зарядної порожнини		
		Змінання, $R_{zm}$	Інтенсивного подрібнення, $R_{\delta}$	Тріщино- утворення, $R_{mp}$
Мосинець В.М., Горбачова Н.П.	1972	+	-	+
Білоконь В.П., Ольховський А.К., Белоконь М.П.	1974	-	-	+
Друкований М.Ф., Кравцов В.С., Чернявський Ю.Є., Рева В.В., Зерков С.М.	1976	+	-	+
Ракішев Б.Р.	1983	+	-	+
Єрофєєв І.Є.	1983	-	-	+
Єфремов Е.І, Петренко В.Д., Пастухов А.І.	1990	-	-	+
Адушкін В.В., Співак О.О.	1993	-	-	+
Szuladzinski G.	1993	+	-	-
Kexin D.	1995	-	-	+
Крюков Г.М.	1998	-	-	+
Андрієвський О.П., Кутузов Б.М.	1998	+	-	+
Djordjevic N.	1999	+	-	-
Kanchibotla S.S., Valery W., Morrell S.	1999	+	-	-
Esen S., Onederra I.	2003	+	-	-
Chun-rui L., Li-jun K., Qing-xing Q., De-bing M., Quan-ming L., Gang X.	2009	+	-	+
Кузнецов В.А.	2010	+	-	+
Iverson S.R., Hustrulid W.A., Johnson J.C.	2013	-	-	+
Torbica S., Lapčević V.	2014	+	-	+

Узагальнення теорій розрахунку величини радіусів зон, які утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху, дозволив зробити наступні висновки:

1. Практично всі з існуючих методик мають емпіричний характер і сильну залежність від певних гірничо-геологічних умов, для яких вони були запропоновані, а в той же час, теоретичні методи мають обмежену застосовність. Виходячи з аналізу наведених методик, деякі з них застосовуються лише для монолітних масивів. Також встановлено, що зазначені вище методики не враховують зміну фізико-механічних властивостей гірських порід під дією гірського тиску. Це говорить про те що більшість методик розроблялися для умов ведення БПР на відкритих гірничих роботах. Також у деяких формулах розрахунку зон наводяться коефіцієнти відносної працездатності ВР але вони призначені для використання механічних вибухових сумішей, а зовсім не ЕВР, тому результат визначення величини радіусу тріщиноутворення може давати похибку. Всі наведені методики призначені для розрахунку тільки двох зон – зминання та тріщиноутворення але ці методики не дозволяють розраховувати зону інтенсивного подрібнення, у межах якої продовжується дія тиску продуктів детонації, тобто механічних напружень стискання.

2. За результатами теоретичних і експериментальних досліджень, найбільш працездатною є теорія та її методика розрахунку, яку розроблено Андрієвським О.П. і Кутузовим Б.М. [62]. Завдяки отриманим закономірностям формування зон зминання та тріщиноутворення у скельному масиві при впливі на нього дії вибуху, автори зробили відкриття [119]. За допомогою цієї методики ними розроблено нові технології ведення БПР, як при проведенні підземних гірничих виробок, так і при очисному вийманні руди. Розроблені технології пройшли широку апробацію у різноманітних гірничо-геологічних умовах гірничорудних підприємств. Але незважаючи на позитивні результати практичного використання, ця методика не враховує детонаційних характеристик ЕВР, а також потребує уточнення при проектуванні параметрів БПР у гірських породах міцністю нижче 60 МПа.

3. Представлена сучасна теорія руйнування гірських порід вибухом сербськими вченими Torbica S. і Larčević V. [127, 128], дозволяє оцінити довжину і щільність радіальних тріщин, що викликані ініціюванням заряду ВР. На основі цієї теорії запропонований метод визначення розміру зони дії вибуху та кількісної оцінки властивостей гірського масиву. Автори за кількістю радіальних тріщин ( $n$ ) у зонах,

які утворюються навколо зарядної порожнини рекомендують розраховувати радіуси зон зминання ( $n = 32$  шт.) та тріщиноутворення ( $n = 4$  шт.). В той же час за допомогою цієї методики також можна розрахувати радіус зони інтенсивного подрібнення, в якій будуть формуватися від 8 до 12 радіальних тріщин.

### **1.6. Формулювання мети та постановка завдань дослідження**

Наукове обґрунтування постановки мети дозволило сформулювати у дисертаційній роботі об'єкт і предмет дослідження, визначити рівень вивченості наукової проблеми та сформулювати основні завдання дослідження, вирішити проблемні моменти та прийняти технологічні рішення за результатами виконаних досліджень. У зв'язку з цим, першим етапом дисертаційної роботи є проведення аналізу необхідних вихідних даних, що подано у першому розділі, де виконано аналіз підземного видобування руд буропідривним способом і проблематику використання ЕВР при підземному видобуванні руд, систематизовано методики розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок та відбиванні руд і гіпотези механізму руйнування гірських порід вибухом та узагальнено теорії визначення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини.

Для оцінки об'єкту дослідження виконано аналіз гіпотез механізму руйнування масиву гірських порід вибухом, що дозволило встановити сучасні погляди на дію вибуху у твердому середовищі, якими є спільна дія продуктів вибуху та хвиль напружень.

Для оцінки предмету дослідження виконано аналіз теорій розрахунку величин радіусів зон, які утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху. Це дозволило встановити, що переважна більшість теорій, які базуються на різних закономірностях механізму руйнування масиву гірських порід вибухом розроблено при врахуванні властивостей промислових тротиловмісних ВР, та не враховують детонаційні характеристики сучасних ЕВР, які мають вищі детонаційні властивості ніж тротиловмісні аналоги.

Тому метою дослідження є геомеханічне обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням ЕВР на підставі



встановлених закономірностей параметрів зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини у залежності від властивостей ВР, динаміки вибуху та зміни показників гірського масиву у просторі.

Поставлена мета досягається шляхом вирішення наступних завдань дослідження:

1. Виявити з використанням математичного моделювання закономірності утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються в масиві порід навколо зарядної порожнини під дією енергії вибуху ЕВР.

2. Виконати скінченно-елементний аналіз руйнування масиву гірських порід навколо зарядної порожнини та встановити закономірності зміни радіусів зон зминання та подрібнення в залежності від фізико-механічних властивостей породного масиву і тиску продуктів вибуху.

3. Змоделювати за допомогою скінченно-елементного методу параметри воронки викиду та виявити особливості зміни ЛНО в залежності від діаметру зарядної порожнини, тиску продуктів вибуху і міцнісних характеристик породного масиву.

4. Дослідити зміну густини ЕВР за довжиною заряду спираючись на закони гідростатики та газової динаміки й встановити експериментальні закономірності зміни швидкості детонації ЕВР у залежності від її густини та діаметру зарядної порожнини, а також визначити працездатність ПВР.

5. Обґрунтувати доцільні параметри БПР при проведенні підготовчо-нарізних виробок за працездатністю ВР, радіусами зон зминання та інтенсивного подрібнення гірських порід.

6. Обґрунтувати технологічні параметри БПР при відбиванні масиву за працездатністю ВР, радіусом зони інтенсивного подрібнення та кондиційного куска руди.

7. Визначити економічну ефективність видобування руд із використанням розроблених методик розрахунку параметрів БПР і провести екологічну оцінку стану атмосферного повітря при використанні ЕВР.

*Ідея роботи* полягає у використанні встановлених нових закономірностей радіусів зон руйнування масиву навколо заряду, що комплексно враховують фізико-механічні властивості порід та характеристики ЕВР, для геомеханічного

обґрунтування параметрів створення підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди.

*Об'єкт дослідження* – процес руйнування масиву порід із застосуванням ЕВР для створення підземної інфраструктури при підземній розробці залізородних родовищ.

*Предмет дослідження* – закономірності формування радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення породного масиву навколо заряду залежно від його фізико-механічних властивостей та характеристик ЕВР.

Для вирішення поставлених завдань було сформовано 17 взаємопов'язаних блоків, що формують логічну схему загальної методики дослідження, яку прийнято у дисертаційній роботі (рис. 1.5). Базові 12 блоків відповідають поставленим завданням, а останні 5 відносяться до допоміжних, що пов'язані з підготовкою вихідних даних. Блоки № 1 – 5 – це аналіз об'єкта і предмета досліджень, а також наукової проблеми. У блоках № 6 і 7 – вирішуються перше завдання досліджень, яке пов'язане з математичним моделюванням закономірностей утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються в масиві порід навколо зарядної порожнини під дією енергії вибуху, а також перевірка отриманих математичних моделей з відомими методиками. У блоці № 8 вирішується друге завдання досліджень, а саме чисельне моделювання зон зминання та подрібнення масиву моделі та перевірка отриманих результатів з результатами дослідження математичних моделей цих зон. У блоці № 9 вирішується третє завдання досліджень, що пов'язано з комп'ютерним моделюванням воронки викиду та визначенню ЛНО. У блоках № 10 і 11 вирішують четверте завдання досліджень – зміна густини та швидкості детонації ЕВР за довжиною заряду при різних кутах нахилу зарядних порожнин та розробці методики розрахунку працездатності ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації. У блоці № 12 вирішується п'яте завдання досліджень, що пов'язано з раціоналізацією технологічних параметрів БПР при проведенні підготовчо-нарізних виробок. У блоках № 13 – 15 вирішено шосте завдання досліджень, згідно якого обґрунтовуються технологічні параметри БПР при відбиванні руди за працездатністю ВР, радіусом зони інтенсивного подрібнення та кондиційного куска. У блоках № 16 і 17 вирішують сьоме завдання досліджень,

що пов'язано з визначенням економічної ефективності видобування руд із використанням запропонованих методик розрахунку параметрів БПР і проведенням екологічної оцінки стану атмосферного повітря при використанні ЕВР.

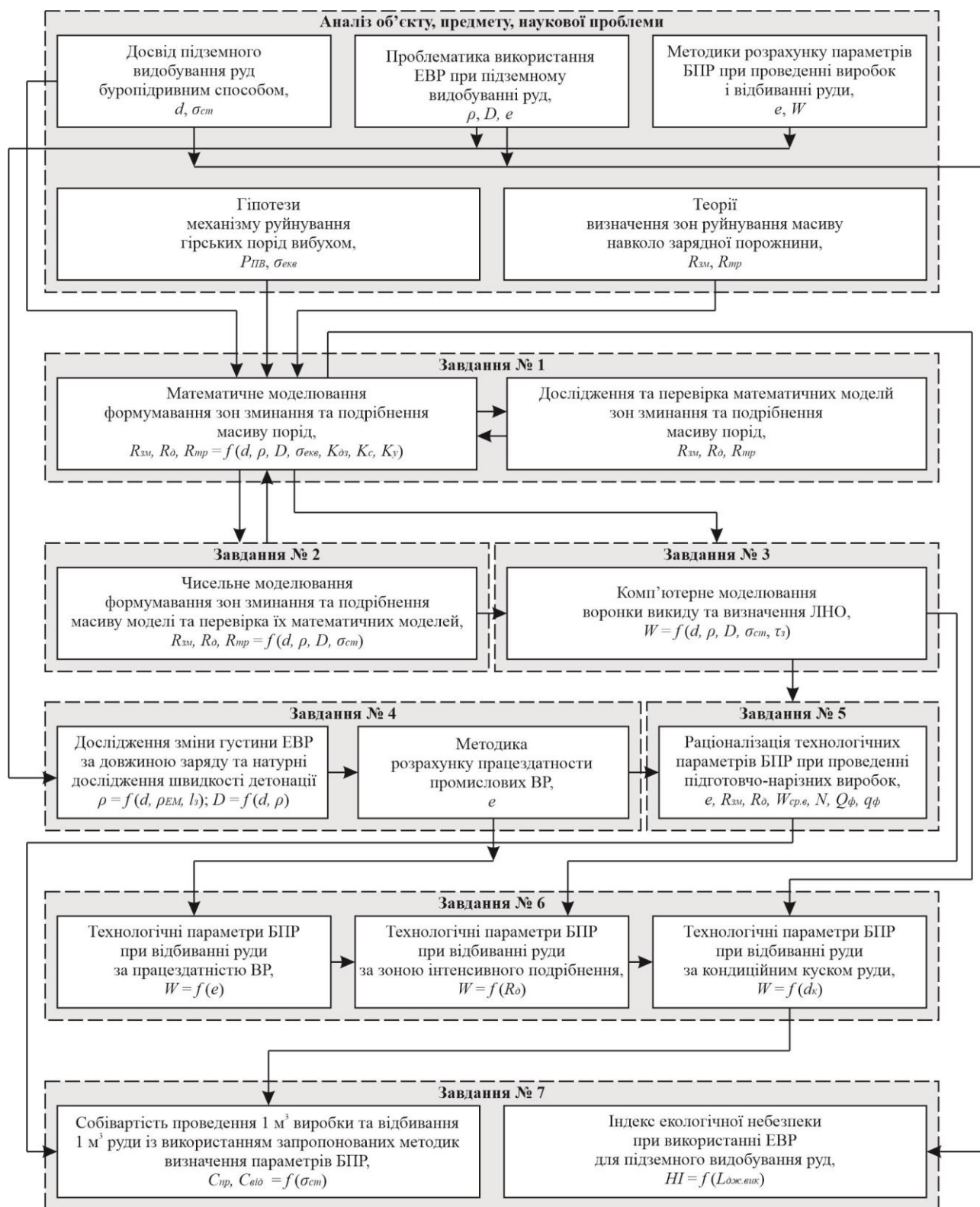


Рисунок 1.5 – Логічна схема загальної методики дослідження

## РОЗДІЛ 2

### ДОСЛІДЖЕННЯ ЗОН ЗМИНАННЯ ТА ПОДРІБНЕННЯ МАСИВУ ПОРІД НАВКОЛО ЗАРЯДНОЇ ПОРОЖНИНИ

#### **2.1. Систематизація зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини**

##### **2.1.1. Загальні уявлення про утворення зон руйнування масиву навколо зарядної порожнини**

Підземний видобуток руд пов'язаний з руйнуванням великих об'ємів міцних гірських порід, розробка яких вимагає попереднього подрібнення за допомогою БПР. На підставі цього особлива увага науковців і виробничників приділяється вдосконаленню та розробці нових методик розрахунку параметрів БПР, які забезпечать покращення показників прохідницьких і видобувних робіт. Аналізом відомих методик розрахунку параметрів БПР, які використовуються при проведенні гірничих виробок встановлено, що найбільш перспективним напрямком є розробка методики яка б включала в себе комбінацію першочергового визначення питомої витрати ВР та зон, що утворюються навколо зарядної порожнини. Також алгоритм методики повинен включати в себе визначення кількості шпурів на вибій за площею врубових, відбійних та контурних шпурів, з визначенням розрахункових та фактичних ЛНО та відстані між шпурами. Завдяки чому встановлення фактичної кількості шпурів та маси ВР на вибій.

Ще одним важливим комплексом робочих процесів виробничий стадії очисних робіт є відбивання руди. Виконаним аналізом діючих різноманітних методик розрахунку параметрів БПР для відбивання руди встановлено, що більшість з них мають емпіричний характер і включають у себе багато поправних коефіцієнтів. Розраховані параметри БПР за цими методиками дають правильні результати тільки у тих гірничо-геологічних умовах, для яких вони були розроблені. Це все призводить до постійного корегування результатів розрахунку. Ще не мало важливим є те, що існуючі методики розроблені для розсипних тротиловмісних ВР, тому при використанні ЕВР результати розрахунку потрібно корегувати. Тому на

сьогодення для розрахунку параметрів БПР при відбиванні руди необхідно розробити методика, яка визначала розміри зон подрібнення масиву навколо зарядної порожнини за фізико-механічними властивостями масиву гірських порід і детонаційними характеристиками не тільки ЕВР, а й інших ВР.

Розгляд гіпотез механізму руйнування масиву гірських порід вибухом, дозволив встановити сучасні погляди на дію вибуху у твердому середовищі, якими є спільна дія продуктів вибуху та хвиль напружень. Подальшим аналізом теорій розрахунку величин радіусів зон, які утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху, встановлено, що науковці розглядали утворення тільки двох зон – зминання та тріщиноутворення, а більшість формул їх розрахунку мають емпіричний характер. Теорії розрахунку радіусів цих зон розроблено для монолітних порід без урахування зміни фізико-механічних властивостей гірських порід під дією гірського тиску. Це говорить про те, що більшість з них розроблялися для умов ведення підричних робіт на відкритих гірничих роботах. Також у деяких формулах розрахунку зон наводиться коефіцієнт відносної працездатності ВР, який не враховує детонаційні характеристики сучасних ЕВР, що призведе до отримання не коректних результатів.

Тому спираючись на спільну дію хвиль напружень та продуктів вибуху, потрібно розробити таку теорію руйнування масиву порід, за якою можна розрахувати радіуси зон, що утворюються в масиві порід навколо зарядної порожнини з урахуванням її діаметру та самого діаметру заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, міцності порід, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху.

### **2.1.2. Деформація гірських порід навколо зарядної порожнини з точки зору критерію та схеми руйнування середовища**

Загальновідомо, що при вибуху подовженого заряду ВР у необмеженому середовищі, яке оточує зарядну порожнину, утворюються наступні зони дії вибуху: зминання, радіальних тріщин та пружних деформацій. Виконаним аналізом теорій та методик розрахунку розмірів цих зон встановлено, що для розрахунку

раціональних параметрів БПР за різними критеріями руйнування середовища дослідники встановлювали закономірності утворення тільки двох зон – зминання та тріщиноутворення [107–129], але не розглядали утворення між цими зонами перехідної зони – інтенсивного подрібнення. Тому більш детальніше розглянемо механізм руйнування гірських порід навколо зарядної порожнини з точки зору критеріїв та видів руйнування середовища.

Як відомо з теорії дії вибуху [106] та згідно з працями [95, 96], у гірській породі після детонації ВР за рахунок тиску продуктів вибуху утворюється ударна хвиля. У радіусі дії ударної хвилі утворюється зона стискання, в якій порода зазнає пластичних деформацій і формується зона зминання (рис. 2.1).

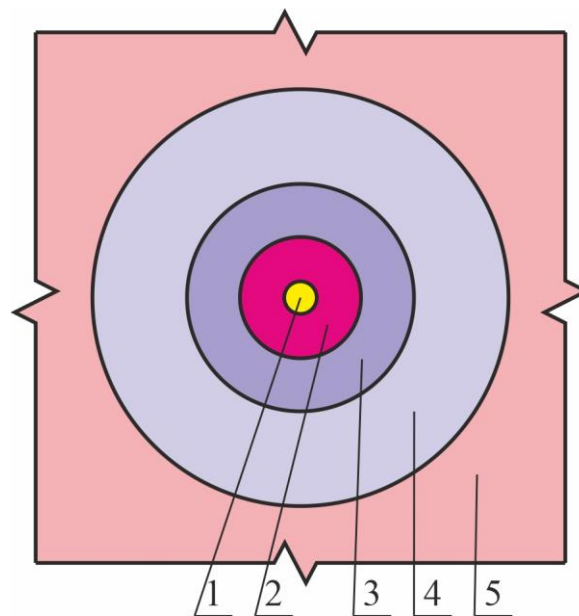


Рисунок 2.1 – Зони дії вибуху на масив, які утворюються в породі навколо зарядної порожнини: 1 – зарядна порожнина; 2 – зона зминання; 3 – зона інтенсивного подрібнення; 4 – зона тріщиноутворення; 5 – зона стрясування

В цій зоні, згідно з [67, 130], порода змінює свою структуру та відбувається інтенсивне дрібнодисперсне її подрібнення на частинки до 1 мм. Родіонов В.М. [131, 132] вважає, що на контакті гірських порід та ВР відбувається їх крихке руйнування, а у якості критерію руйнування він приймає межу міцності середовища

при всебічному динамічному навантаженні. У праці Johansson С.Н. і Persson Р.А. [133] подано, що руйнування середовища поблизу контакту ВР і породи визначається найбільшим головним напруженням  $\sigma_1$  і різницею між ним та найменшим головним напруженням  $\sigma_3$ . Так Андрієвський О.П і Кутузов Б.М. [62, 119] науково обґрунтували критерій руйнування середовища вибухом і стверджують, що для визначення радіусу зони пластичних деформацій, які виникають у межах зони зминання навколо зарядної порожнини, треба використовувати умову, при якій еквівалентне напруження дорівнює всебічному напруженню стискання, тобто  $[\sigma_{екв}] = \sigma_1 - \sigma_3 = \sigma_{ст}$ , з урахуванням ударного впливу навантаження тиску продуктів вибуху.

З віддаленням від зарядної порожнини ударна хвиля переходить у хвилю напружень, яка розповсюджується зі звуковою швидкістю. За зоною зминання утворюється зона подрібнення породи, в якій діють пружно-пластичні деформації. Згідно зі ствердженням Ржевського В.В. [106], у цій зоні енергія вибуху витрачається на подолання опору породи зсуву, розтягання та частково стискання. Також, Покровський Г.І. у своїй праці [96] зазначає, що після утворення ущільненого шару породи навколо зарядної порожнини (зони зминання) з'являється зона яка пронизана радіальними тріщинами у вигляді променів, між якими є тріщини перпендикулярні до радіусів. Ці тріщини виникають тоді, коли тиск продуктів вибуху знижується і виникає невелике зміщення породи назад, до центру вибуху. На підставі цього, зону подрібнення можна поділити на дві зони: інтенсивного подрібнення, у якій будуть діяти напруження стискання від тиску продуктів вибуху і безпосередньо зону тріщиноутворення, де порода буде деформуватися під дією напружень зсуву та розтягання.

Далі хвиля механічних напружень переходить у сейсмічну хвилю, яка не руйнує масив, а лише його стрясає, тому за зоною тріщиноутворення з'являється зона стрясування [91, 96, 106]. У зоні стрясування також частково відбувається руйнування порід за природними тріщинами без подрібнення масиву на окремі частини. Спираючись на виконаний аналіз процесу руйнування гірських порід дією вибуху, проведемо остаточну градацію зон, які утворюються навколо зарядної порожнини, що подано у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Деталізація зон, які утворюються навколо зарядної порожнини

Зона	Хвиля	Деформації	Руйнування
Перша	Ударна	Пластичні	Зминання
Друга	Напружень	Пружно-пластичні	Інтенсивного подрібнення
Третя			Тріщиноутворення
Четверта	Сейсмічна	Пружні	Стрясання

## 2.2. Математичне моделювання механізму утворення зон зминання та подрібнення навколо зарядної порожнини

Методика математичного моделювання механізму руйнування масиву навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні включала у себе виконання наступних етапів:

- розробку параметричних схем щодо зон руйнування середовища навколо зарядної порожнини під дією вибуху;

- формування математичних моделей щодо зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, які утворюються навколо зарядної порожнини у масиві гірських порід при його вибуховому навантаженні;

- встановлення закономірностей виявлених зон з урахуванням діаметру зарядної порожнини та діаметру самого заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, міцності порід, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху.

Обґрунтування оновленої теорії руйнування гірських порід вибухом навколо зарядної порожнини виконували за допомогою загальновідомих законів теорії пружності та основних положень квазістатично-хвильової гіпотези механізму руйнування твердого середовища під дією енергії вибуху.

### 2.2.1. Визначення зони зминання

Після вибухового перетворення заряду ВР, що розташований у зарядній порожнині, у всі сторони масиву порід буде розповсюджуватись ударна хвиля. Деякий об'єм породи, що знаходиться на незначній відстані від зарядної порожнини, буде стиснуто у нормальному та розтягнуто у тангенціальному напрямках. На



фронті цієї зони хвиля механічних напружень перевищить модуль об'ємного стискання середовища, тому порода поблизу заряду розбивається, створюючи зону пластичних деформацій, так звану зону зминання. Для визначення радіусу цієї зони скористуємось параметричною схемою, що подано на рис. 2.2.

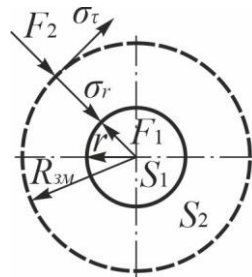


Рисунок 2.2 – Параметрична схема до визначення зони зминання, що утворюється навколо зарядної порожнини при підриванні заряду ВР:

$S_1$  і  $S_2$ , – відповідно площа зарядної порожнини та зони зминання, м<sup>2</sup>;

$F_1$  і  $F_2$  – діючі сили, Н;  $\sigma_r$  – радіальні напруження, Н/м<sup>2</sup>;

$\sigma_\tau$  – тангенціальні напруження, Н/м<sup>2</sup>;

$r$  – радіус зарядної порожнини, м;  $R_{зм}$  – радіус зони зминання, м

Для визначення радіусу зони зминання  $R_{зм}$  необхідно встановити механічні напруження  $\sigma$ , які виникають у площі  $S_2$ , при дії тиску у межах площі  $S_1$ .

Тиск у площі  $S_1$ , який утворюється продуктами вибуху

$$P_1 = \frac{F_1}{S_1}, \text{ Н/м}^2, \quad (2.1)$$

де  $F_1$  – сила, яка діє на стінки зарядної порожнини, що згідно рівняння (2.1)

$$F_1 = P_1 \cdot S_1, \text{ Н}, \quad (2.2)$$

де  $S_1$  – площа зарядної порожнини

$$S_1 = \pi \cdot r^2, \text{ м}^2. \quad (2.3)$$

Напруження, які діють у масиві порід площею  $S_2$

$$\sigma = \frac{F_2}{S_2}, \text{ Н/м}^2, \quad (2.4)$$

де  $F_2$  – сила, що діє у площі  $S_2$  масиву порід та направлена у бік стінок зарядної порожнини, згідно рівняння (2.4)

$$F_2 = \sigma \cdot S_2, \text{ Н}, \quad (2.5)$$

де  $S_2$  – площа масиву порід, у яких діють напруження при виникненні тиску у площі  $S_1$

$$S_2 = \pi \cdot (R_{зм}^2 - r^2), \text{ м}^2. \quad (2.6)$$

Сила  $F_2$  врівноважує тиск  $P_1$ , який створює силу  $F_1$ . Тому згідно Третього закону Ньютона I., прирівняємо ці сили  $F_2 = F_1$  й отримуємо

$$\sigma \cdot \pi \cdot (R_{зм}^2 - r^2) = P_1 \cdot \pi \cdot r^2;$$

або

$$\sigma = \frac{P_1 \cdot r^2}{R_{зм}^2 - r^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.7)$$

Рівняння (2.7) – це рівняння задачі Ламе Г. [134], згідно теорії якої при розрахунку товстостінних циліндрів і при умові дії тільки внутрішнього тиску, радіальні напруження  $\sigma_r$  у всіх точках циліндра будуть від'ємні (напруження стискання), а тангенціальні напруження  $\sigma_\tau$  – позитивні (напруження розтягання). Тобто напруження  $\sigma_r$  і  $\sigma_\tau$  це головні напруження.

Для визначення еквівалентного напруження  $\sigma_{екв}$  у об'ємному напруженому стані, скористуємось Третьою теорією міцності [135], яка добре підтверджена дослідями для матеріалів, що однаково реагують на розтягування та стискання, а також руйнуються шляхом зсуву.

Головні напруження

$$\sigma_1 = \sigma_\tau = \frac{P_1 \cdot r^2}{R_{зм}^2 - r^2}; \quad \sigma_2 = \sigma_o = 0; \quad \sigma_3 = \sigma_r = -\frac{P_1 \cdot r^2}{R_{зм}^2 - r^2}.$$

За Третьою теорією міцності при складному напруженому стані, еквівалентне напруження дорівнює

$$\sigma_{екв} = \sigma_1 - \sigma_3;$$

або

$$\sigma_{екв} = \frac{2 \cdot P_1 \cdot r^2}{R_{зм}^2 - r^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.8)$$

З рівняння (2.8) радіус зони зминання

$$R_{зм} = r \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot P_1 + \sigma_{екв}}{\sigma_{екв}}}, \text{ м.} \quad (2.9)$$

Враховуючі динамічну дію вибуху

$$R_{зм} = r \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot K_{\delta} \cdot P_1 + \sigma_{екв}}{\sigma_{екв}}}, \text{ м,} \quad (2.10)$$

де  $K_{\delta}$  – динамічний коефіцієнт при ударному навантаженні, що дорівнює 2 [135].

Враховавши умови всебічного стискання порід  $\sigma_{екв} = \sigma_{см}$ , та виконавши необхідні перетворення отримуємо

$$R_{зм} = 0,5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{4 \cdot P_1}{\sigma_{см}}}, \text{ м,} \quad (2.11)$$

де  $d$  – діаметр зарядної порожнини, м;  $P_1$  – тиск продуктів вибуху, Па;  $\sigma_{см}$  – межа міцності порід на стискання, Па.

Згідно з роботами [122, 129] тиск продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини з урахування діаметру заряду ВР з достатньою точністю можна визначити як

$$P_1 = \frac{\rho \cdot D^2}{8} \cdot K_{\delta 3}, \text{ Па,} \quad (2.12)$$

де  $\rho$  – щільність ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – швидкість детонації ВР, м/с;  $K_{\delta 3}$  – коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від діаметру заряду ВР визначається за виразом

$$K_{\delta 3} = \left( \frac{d_3}{d} \right)^3, \quad (2.13)$$

де  $d_3$  – діаметр заряду ВР, м.

Підставивши вираз (2.12) у формулу (2.11) отримаємо

$$R_{зм} = 0,5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{\delta 3}}{2 \cdot \sigma_{см}}}, \text{ м.} \quad (2.14)$$

### 2.2.2. Визначення зони інтенсивного подрібнення

Після утворення зони зминання та з віддаленням від місця розташування заряду ВР, стискаючі напруження від дії ударної хвилі швидко спадають і на деякій відстані стають менше, а ніж міцність породи на стискання. Тому порода перестає руйнуватися безпосередньо від радіальних напружень, які її стискають. Зменшення дії радіальних напружень призводить до зростання тангенціальних напружень, які розтягують породу в ободових напрямках. Сама ж ударна хвиля від дії вибуху переходить у хвилю напружень з утворенням наступної зони – подрібнення. В цій зоні діють як напруження зсуву, так і розтягання та стискання. Тобто у породі виникають пружно-пластичні деформації. Ці напруження утворюють дві наступні зони – зону інтенсивного подрібнення, де діють напруження стискання, та зону тріщиноутворення, де діють напруження зсуву та розтягання. Для визначення радіусу зони інтенсивного подрібнення, скористуємося параметричною схемою, що подано на рис. 2.3.

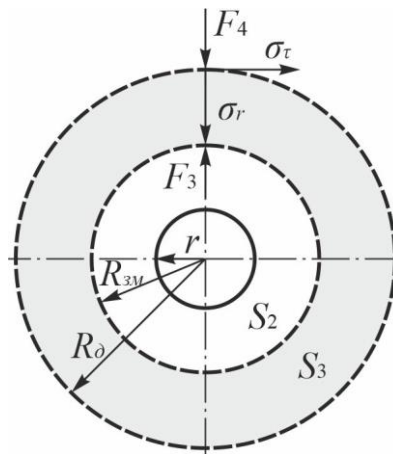


Рисунок 2.3 – Параметрична схема до визначення зони інтенсивного подрібнення, що утворюється навколо зарядної порожнини при підриванні заряду ВР:

$S_3$  – площа зони інтенсивного подрібнення,  $m^2$ ;  $F_3$  і  $F_4$  – діючі сили, Н;

$R_\delta$  – радіус зони інтенсивного подрібнення, м

Для визначення радіусу зони інтенсивного подрібнення  $R_\delta$  необхідно встановити механічні напруження  $\sigma$ , які діють у межах площі  $S_3$ , при тиску у площі зони зминання  $S_2$ .

Тиск у площі  $S_2$ , який діє у зоні зминання

$$P_2 = \frac{F_3}{S_2}, \text{ Н/м}^2, \quad (2.15)$$

де  $F_3$  – сила що діє на стінки зони зминання згідно (2.15)

$$F_3 = P_2 \cdot S_2, \text{ Н}, \quad (2.16)$$

де  $S_2$  – площа зони зминання, що утворилася навколо зарядної порожнини

$$S_2 = \pi \cdot R_{3M}^2, \text{ м}^2. \quad (2.17)$$

Напруження, які діють у площі  $S_3$  масиву порід, навколо зони зминання

$$\sigma = \frac{F_4}{S_3}, \text{ Н/м}^2, \quad (2.18)$$

де  $F_4$  – сила, що діє у площі масиву порід  $S_3$  і направлена у бік стінок зони зминання (2.18)

$$F_4 = \sigma \cdot S_3, \text{ Н}, \quad (2.19)$$

де  $S_3$  – площа масиву порід, у якій виникають напруження при дії тиску у площі  $S_2$

$$S_3 = \pi \cdot (R_0^2 - R_{3M}^2), \text{ м}^2, \quad (2.20)$$

Сила  $F_4$  врівноважує тиск  $P_2$ , який створює силу  $F_3$ , тому згідно Третього закону Ньютона І. прирівняємо ці сили  $F_4 = F_3$

$$\sigma \cdot \pi \cdot (R_0^2 - R_{3M}^2) = P_2 \cdot \pi \cdot R_{3M}^2;$$

або

$$\sigma = \frac{P_2 \cdot R_{3M}^2}{R_0^2 - R_{3M}^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.21)$$

Формула (2.21) є рівнянням задачі Ламе Г. для розрахунку товстостінних циліндрів [134]. Для визначення еквівалентного напруження  $\sigma_{екв}$  при об'ємному напруженому стані скористуємось третьою теорією міцності.

Головні напруження

$$\sigma_1 = \sigma_r = \frac{P_2 \cdot R_{3M}^2}{R_0^2 - R_{3M}^2}; \quad \sigma_2 = \sigma_o = 0; \quad \sigma_3 = \sigma_r = -\frac{P_2 \cdot R_{3M}^2}{R_0^2 - R_{3M}^2}.$$

Через зону, яка утворюється за зоною зминання, проходить хвиля напружень і в масиві виникають пружно-пластичні деформації, які зумовлені дією напружень на

стискання, розтягання та зсув. Тобто після переходу ударної хвилі у хвилю напружень спочатку діють напруження на стискання й утворюється зона інтенсивного подрібнення, а потім після проходження хвилі напружень через масив починають утворюватися тріщини, що викликані напруженнями на розтягання і зсув, після чого починає формуватися зона тріщиноутворення.

Тому для визначення радіусу зони інтенсивного подрібнення, за Третьою теорією міцності, визначаємо еквівалентне напруження

$$\sigma_{екв} = \sigma_1 - \sigma_3;$$

або

$$\sigma_{екв} = \frac{2 \cdot P_2 \cdot R_{зм}^2}{R_0^2 - R_{зм}^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.22)$$

З рівняння (2.22) знаходимо величину радіусу зони інтенсивного подрібнення

$$R_0 = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{2 \cdot P_2}{\sigma_{екв}}}, \text{ м.} \quad (2.23)$$

Як зазначено у роботі [62], порода, що піддається динамічному впливу, переходить у напружений стан не в момент навантаження, а через деякий час і спочатку поводить себе як пружне середовище, що підтверджується експериментальними даними, що отримано Друкованим М.Ф. та Коміром В.М. [136], тому розроблена розрахункова схема ідентична характеру розвитку поля напружень, що отримані авторами експериментально та часу впливу продуктів вибуху на масив за рахунок зміни максимального тиску у зарядній порожнині.

Також, як було зазначено вище, при вибуху заряду ВР в масиві утворюється зона зминання, в межах якої порода змінює свою структуру і відбувається дрібнодисперсне її подрібнення на частинки у долі міліметрів. Враховуючи ще і те, що порода у зоні зминання передає тиск, який створюють продукти вибуху у зарядній порожнині на прилеглу зону, зниження тиску на масив за рахунок збільшення площі контакту [111, 137] визначають за формулою [62]

$$P_2 = \frac{P_1 \cdot r}{R_{зм}}, \text{ Па.} \quad (2.24)$$

Виконавши необхідні перетворення, отримуємо формулу визначення радіусу зони інтенсивного подрібнення

$$R_{\partial} = R_{zm} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial z}}{8 \cdot R_{zm} \cdot \sigma_{cm}}}, \text{ м.} \quad (2.25)$$

### 2.2.3. Встановлення зони тріщиноутворення

Для встановлення радіусу зони тріщиноутворення, скористуємося параметричною схемою, що подано на рис. 2.4.

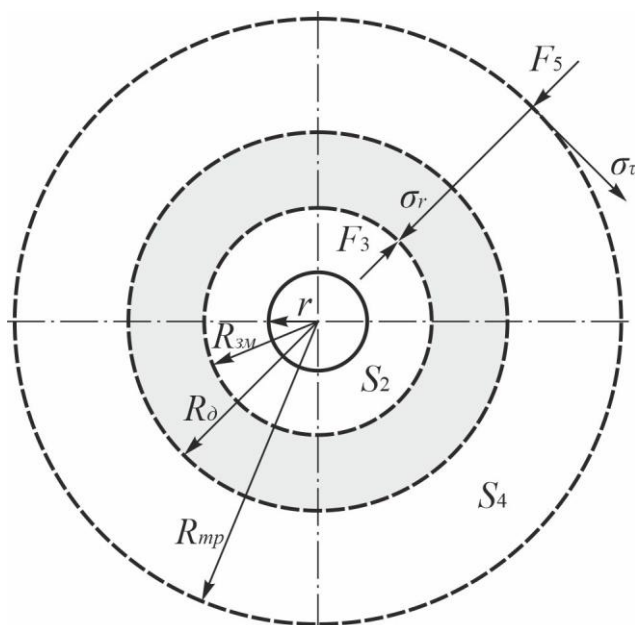


Рисунок 2.4 – Параметрична схема до визначення зони тріщиноутворення, що утворюється навколо зарядної порожнини при підірванні заряду ВР:

$S_4$  – площа зони тріщиноутворення, м<sup>2</sup>;  $F_5$ , – діюча сила, Н;

$R_{mp}$  – радіус зони тріщиноутворення, м

Для визначення радіусу зони тріщиноутворення  $R_{mp}$  необхідно встановити механічні напруження  $\sigma$ , які діють у площі  $S_4$ , при тиску у площі зони зминання  $S_2$ . Тиск у площі  $S_2$ , який утворюється у зоні зминання знаходять за формулою (2.15), а силу, що діє на стінки зони зминання, за формулою (2.16). Площу зони зминання, що утворилася навколо зарядної порожнини, знаходять за формулою (2.17).

Напруження, які діють у площі  $S_4$  масиву порід, навколо зони зминання

$$\sigma = \frac{F_5}{S_4}, \text{ Н/м}^2, \quad (2.26)$$

де  $F_5$  – сила, що діє у площі  $S_4$  масиву порід та направлена у бік стінок зони зминання, згідно (2.26)

$$F_5 = \sigma \cdot S_4, \text{ Н}, \quad (2.27)$$

де  $S_4$  – площа масиву гірських порід, у який діють напруження при виникненні тиску у площі  $S_2$

$$S_4 = \pi \cdot (R_{mp}^2 - R_{зм}^2), \text{ м}^2. \quad (2.28)$$

Сила  $F_5$  врівноважує тиск  $P_2$ , який створює силу  $F_3$ , тому згідно Третього закону Ньютона I., прирівняємо ці сили  $F_5 = F_3$

$$\sigma \cdot \pi \cdot (R_{mp}^2 - R_{зм}^2) = P_2 \cdot \pi \cdot R_{зм}^2;$$

або

$$\sigma = \frac{P_2 \cdot R_{зм}^2}{R_{mp}^2 - R_{зм}^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.29)$$

Формула (2.29) це рівняння задачі Ламе Г. [134]. Для визначення еквівалентного напруження  $\sigma_{екв}$  для об'ємного напруженого стану порід, скористуємось Третьою теорією міцності.

Головні напруження

$$\sigma_1 = \sigma_r = \frac{P_2 \cdot R_{зм}^2}{R_{mp}^2 - R_{зм}^2}; \quad \sigma_2 = \sigma_o = 0; \quad \sigma_3 = \sigma_r = -\frac{P_2 \cdot R_{зм}^2}{R_{mp}^2 - R_{зм}^2}.$$

Як було зазначено, хвиля напружень, яка проходить через масив, формує зону подрібнення, в якій формуються зона інтенсивного подрібнення (дія напружень на стискання) та зона тріщиноутворення (дія напружень на зсув). Тому для визначення зони тріщиноутворення за Третьою теорією міцності, еквівалентне напруження

$$\sigma_{екв} = \sigma_1 - \sigma_3;$$

або

$$\sigma_{екв} = \frac{2 \cdot P_2 \cdot R_{зм}^2}{R_{mp}^2 - R_{зм}^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (2.30)$$



З рівняння (2.30) знаходимо величину радіус зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{2 \cdot P_2}{\sigma_{екв}}}, \text{ м.} \quad (2.31)$$

Зниження тиску на масив за рахунок збільшення площі контакту визначають за формулою (2.24).

Як відомо з теорії пружності та пластичності [138], якщо зовнішній діаметр циліндра більше внутрішнього у 4 рази, а розрахунки допускають розбіжність до 6%, то в цьому випадку рішення не пов'язане з формою зовнішнього контуру і циліндр знаходиться в умовах чистого зсуву. Тому розрахунок проводимо на зсув.

Виконавши необхідні перетворення отримуємо

$$R_{mp} = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial z}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \tau_3}}, \text{ м,} \quad (2.32)$$

де  $\tau_3$  – межа міцності порід на зсув, Па.

У працях [139–141] подано, що основні характеристики міцності гірських порід, такі як межі міцності на стискання, розтягнення та зсув пов'язані між собою наступним співвідношенням

$$\tau_3 = 0,5 \cdot \sqrt{\sigma_{cm} \cdot \sigma_p}, \text{ Па.} \quad (2.33)$$

Отримані формули (2.14), (2.25) і (2.32) дозволяють розраховувати радіуси зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, які утворюються навколо зарядної порожнини з урахуванням діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, детонаційних характеристик ВР та міцності гірських порід, але недоліком цих формул є те, що вони не враховують ущільнення породи під дією гірського тиску. Для оптимізації параметрів технологічних процесів при підземному видобуванні руд на різних глибинах гірничих робіт необхідно знати початковий напружено-деформований стан непорушеного масиву гірських порід. Тому для визначення початкового напружено-деформований стану непорушеного масиву порід скористуємося положеннями термодинамічного (Лавриненко В.Ф.) [142–150] та енергетичного (Хоменко О.Є.) [7, 151–164] аналітичних методів розрахунку стану порід навколо гірничих виробок [165, 166]. У якості основного параметру, який

використовуємо при розрахунку початкового напруженого стану та фізико-механічних властивостей масиву порід з урахуванням глибини гірничих робіт, був обраний коефіцієнт ущільнення

$$K_y = \frac{\gamma_y}{\gamma_o}, \quad (2.34)$$

де  $\gamma_y$  – ущільнена об'ємна вага породи з урахування дії гірського тиску, Н/м<sup>3</sup>;  
 $\gamma_o$  – об'ємна вага породи або руди

$$\gamma_o = \gamma \cdot g, \text{ Н/м}^3,$$

$\gamma$  – щільність породи або руди, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – прискорення земного тяжіння, що дорівнює 9,81 м/с<sup>2</sup>.

Аналіз досліджень, які проведені Лавриненком В.Ф., дозволив встановити, що на кожні 500 м зі збільшенням глибини у надра Криворізького басейну щільність порід під впливом сил гравітації зростає на 50 кг/м<sup>3</sup> [141, 167]. Це підтверджується результатами досліджень зміни фізико-механічних властивостей порід і руд у межах Українського кристалічного щита [168, 169].

Провівши апроксимацію максимальних значень, отримано емпіричну залежність зміни прирощення об'ємної ваги гірських порід  $\Delta\gamma$  від глибини гірничих робіт  $H$ . Для масиву Українського кристалічного щита, приріст об'ємної ваги гірської породи під впливом гравітаційних сил, яка залежить від глибини гірничих робіт (рис. 2.5) визначається за виразом

$$\Delta\gamma = 0,1 \cdot g \cdot H, \text{ Н/м}^3, \quad (2.35)$$

де  $H$  – глибина гірничих робіт, м.

На підставі вище наведеного, знаходимо коефіцієнт ущільнення

$$K_y = \frac{\gamma_o + \Delta\gamma}{\gamma_o}, \text{ ч.о.} \quad (2.36)$$

Підставивши рівняння (2.35) у вираз (2.36) отримаємо загальну формулу визначення коефіцієнту ущільнення

$$K_y = \frac{\gamma_o + 0,1 \cdot g \cdot H}{\gamma_o} = \frac{\gamma + 0,1 \cdot H}{\gamma}, \text{ ч.о.} \quad (2.37)$$

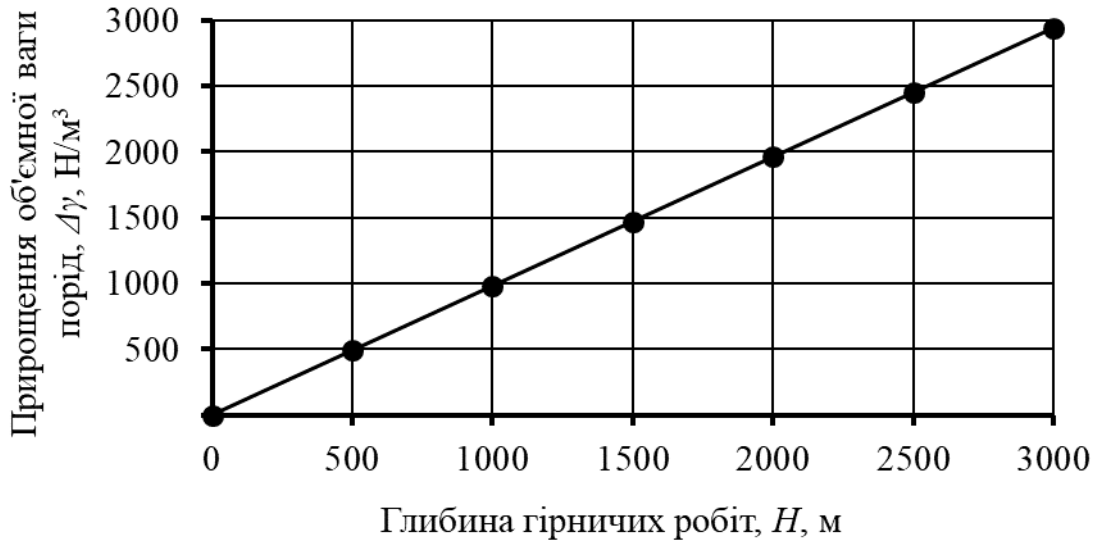


Рисунок 2.5 – Графік залежності зміни прирощення об'ємної ваги гірських порід  $\Delta\gamma$  від глибини гірничих робіт  $H$

Згідно термодинамічної та енергетичної теорій породи, які розміщені на глибині, знаходяться в ущільненому стані за рахунок дії сил гравітації. Як відомо, зі збільшенням глибини зростає міцність порід за рахунок зменшення пор у породі під дією сил гірського тиску. Тому буде доцільно в отриманих формулах (2.14), (2.25) і (2.32) враховувати ущільнення порід під дією гірського тиску за рахунок уведення коефіцієнта ущільнення порід, який враховує глибину ведення гірничих робіт. Формули для розрахунку величин радіусів зон, що утворюються навколо зарядної порожнини з урахуванням її діаметру та самого діаметру заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, міцності порід та їх ущільнення під дією гірського тиску

– для зони зминання

$$R_{3M} = 0,5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{\text{дз}}}{2 \cdot \sigma_{\text{ст}} \cdot K_y}}, \text{ м}; \quad (2.38)$$

– для зони інтенсивного подрібнення

$$R_o = R_{3M} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\text{дз}}}{8 \cdot R_{3M} \cdot \sigma_{\text{ст}} \cdot K_y}}, \text{ м}; \quad (2.39)$$

– для зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial z}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \tau_3 \cdot K_y}}, \text{ м}, \quad (2.40)$$

де  $K_y$  – коефіцієнт, який враховує ущільнення породи під дією гірського тиску, відповідає умові  $K_y \geq 1$ .

Залежно від генезису, масив гірських порід, що розбитий системами випадково орієнтованих тріщин відповідного ступеня розкриття має певну структуру і текстуру. Це призводить до того, що характеристики міцності гірських порід у зразку та масиві мають істотну відмінність. Зниження міцності гірських порід у масиві, що викликане тріщинуватістю, можна кількісно оцінити коефіцієнтом структурного ослаблення масиву [170]. Формули (2.38) – (2.40) використовуються при виконанні підривних робіт в монолітних нетріщинуватих породах. Тому для підвищення точності розрахунку радіусів зон для тріщинуватих порід, потрібно врахувати їх природню тріщинуватість за рахунок введення у формули (2.38) – (2.40) коефіцієнту структурного ослаблення масиву. Формули для розрахунку радіусів зон, що утворюються навколо зарядної порожнини з урахуванням її діаметру та самого діаметру заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, міцності порід їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску

– для зони зминання

$$R_{зм} = 0,5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{\partial z}}{2 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м}; \quad (2.41)$$

– для зони інтенсивного подрібнення

$$R_{\partial} = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial z}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м}; \quad (2.42)$$

– для зони тріщиноутворення

$$R_{mp} = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial z}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \tau_3 \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м}, \quad (2.43)$$

де  $K_c$  – коефіцієнт структурного ослаблення масиву, який можна розрахувати за однією з формул, що подано в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Формули розрахунку коефіцієнту структурного ослаблення при вибуховому відбиванні гірських порід

Автор	Формула	Умовні позначення
Фисенко Г.Л. [171]	$K_c = \frac{1}{1 + a \cdot \ln \frac{H}{l}}$	$H$ – лінійний розмір обвалення, м; $l$ – середній розмір блоку (куску), м; $a$ – коефіцієнт, який залежить від міцності породи у моноліті та її тріщинуватості, що дорівнює 0,5 – 10.
Рац М.В. [172]	$K_c = 0,08 + 0,92 \cdot \left(\frac{H}{l}\right)^{-1,2}$	
ВНДМІ (БНіП II-94-80)	$K_c = 0,9$ при $l_m > 1,5$ м $K_c = 0,8$ при $1,0 < l_m < 1,5$ м $K_c = 0,6$ при $0,5 < l_m < 1,0$ м $K_c = 0,4$ при $0,1 < l_m < 0,5$ м $K_c = 0,2$ при $l_m < 0,1$ м	$l_m$ – відстань між тріщинами, м
Мосинець В.М., Абрамов А.В. [173]	$K_c = \frac{1}{1 + 0,25 \cdot \sigma_p \cdot \ln \frac{W}{l_{cp}}}$	$W$ – ЛНО, м; $l_{cp}$ – середня відстань між тріщинами, м.
Андрієвський О.П., Кутузов Б.М. [62, 174]	$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \cdot \frac{R_{mp}}{l_{cp}}}$	$R_{mp}$ – радіус зони тріщиноутворення у монолітному масиві, м.
Сдвижкова О.О., Шашенко О.М. [139]	$K_c = 1 - \sqrt{0,5 \cdot \eta} \cdot e^{-0,25 \cdot \eta}$	$\eta$ – коефіцієнт варіації міцності породного масиву.

Отримані результати математичного моделювання механізму утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення навколо зарядної порожнини у масиві гірських порід при його вибуховому навантаженні у повному обсязі подано у роботах [175–177].

Таким чином, математичне моделювання механізму утворення зон зминання та подрібнення масиву гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні дозволи:

– встановити закономірності утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, які формуються навколо зарядної порожнини в масиві гірських порід при його вибуховому навантаженні з урахуванням діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, межі міцності порід на розтягання-стискання, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху;

– отримати залежність зони зминання, з якої впливає, що радіус зони зминання, що утворена при підриванні заряду ВР, прямо пропорційний радіусу зарядної порожнини та квадратному кореню від тиску, який розвивається під дією продуктів вибуху з урахуванням впливу діаметру заряду, та зворотно пропорційний квадратному кореню від межі міцності породи на стискання, коефіцієнтам структурного ослаблення масиву та ущільнення породи під дією гірського тиску;

– встановити залежність зони інтенсивного подрібнення, з якої впливає, що радіус зони інтенсивного подрібнення під час вибуху заряду ВР, прямо пропорційний радіусу зони зминання та квадратному кореню від тиску продуктів вибуху, діаметру зарядної порожнини та коефіцієнту, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від діаметру заряду ВР, та зворотно пропорційний кореню квадратному від радіусу зони зминання, межі міцності породи на стискання, коефіцієнтам структурного ослаблення масиву та ущільнення породи під дією гірського тиску;

– отримати залежність зони тріщиноутворення, з якої впливає, що радіус зони тріщиноутворення при вибуху заряду, прямо пропорційний радіусу зони зминання та квадратному кореню від тиску продуктів вибуху, діаметру зарядної порожнини та коефіцієнту, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від діаметру заряду, та зворотно пропорційний кореню квадратному від радіусу зони зминання, межі міцності породи на зсув, коефіцієнтам структурного ослаблення масиву та ущільнення породи під дією гірського тиску.

### **2.3. Узгодження математичних моделей радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення з відомими теоріями**

Порівняння радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що отримано за результатами дослідження розроблених математичних моделей, зі значеннями, які розраховано за відомими теоріями необхідно для підтвердження коректності отриманих аналітичних моделей. Тому метою перевірки є контроль результатів дослідження розроблених математичних моделей радіусів зон, що утворюються в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини під дією вибуху з результатами відомих теорій. Методика перевірки результатів дослідження математичних моделей радіусів зон складається з наступних етапів:

- формування вихідних даних для проведення дослідження математичних моделей радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення;

- виявлення закономірностей зміни радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення в залежності від гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов проведення вибуху;

- перевірка коректності результатів дослідження розроблених математичних моделей для радіусів зон та встановлення достовірності отриманих результатів з відомими теоріями.

Вихідними даними для проведення дослідження математичних моделей радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що утворюються навколо зарядної порожнини при її вибуховому навантаженні є: тиск продуктів вибуху – 1000, 1500 і 2000 МПа; межа міцності порід на стискання – 40 – 180 МПа; діаметри зарядної порожнини та заряду ВР – 0,04, 0,06, 0,08, 0,10 та 0,12 м. Для більш високої точності отримання результатів використовували аналітичні моделі радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення без врахування тріщинуватості масиву та ущільнення порід під дією гірського тиску. Тому розрахунок радіусів зон виконували за наступними

формулами: зони зминання – (2.14), інтенсивного подрібнення – (2.25), тріщиноутворення – (2.32).

У якості прикладу розглянемо результати дослідження радіусу зони зминання, що утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні, що подано в табл. 2.3.

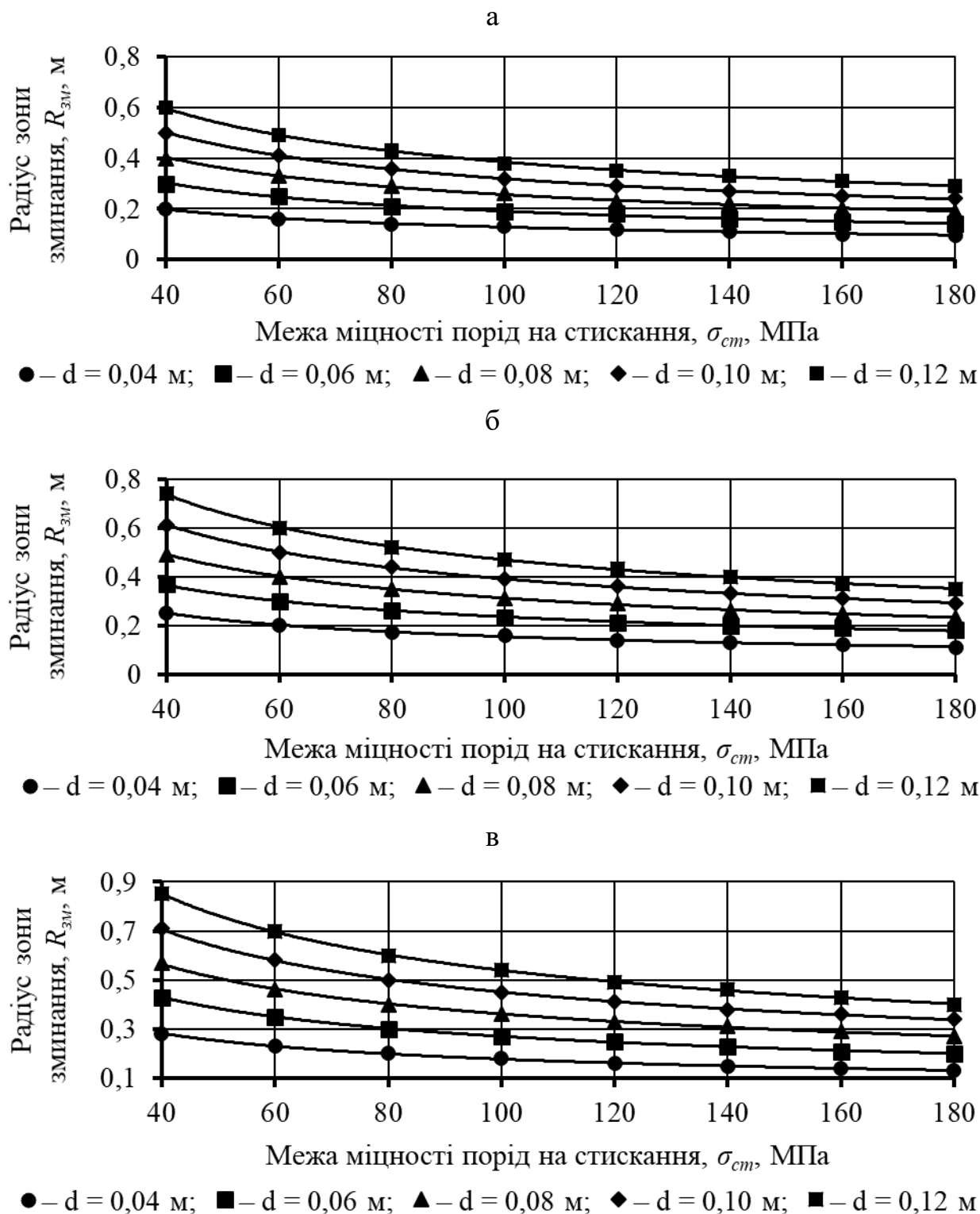
Таблиця 2.3 – Результати дослідження математичної моделі  
для радіусу зони зминання

Межа міцності порід на стискання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	При тиску продуктів вибуху 1000 МПа				
40	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60
60	0,16	0,25	0,33	0,41	0,49
80	0,14	0,21	0,29	0,36	0,43
100	0,13	0,19	0,26	0,32	0,38
120	0,12	0,18	0,23	0,29	0,35
140	0,11	0,16	0,22	0,27	0,33
160	0,10	0,15	0,20	0,25	0,31
180	0,096	0,14	0,19	0,24	0,29
	При тиску продуктів вибуху 1500 МПа				
40	0,25	0,37	0,49	0,61	0,74
60	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60
80	0,17	0,26	0,35	0,44	0,52
100	0,16	0,23	0,31	0,39	0,47
120	0,14	0,21	0,29	0,36	0,43
140	0,13	0,20	0,26	0,33	0,40
160	0,12	0,19	0,25	0,31	0,37
180	0,11	0,18	0,23	0,29	0,35
	При тиску продуктів вибуху 2000 МПа				
40	0,28	0,43	0,57	0,71	0,85
60	0,23	0,35	0,46	0,58	0,70
80	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60
100	0,18	0,27	0,36	0,45	0,54
120	0,16	0,25	0,33	0,41	0,49
140	0,15	0,23	0,31	0,38	0,46
160	0,14	0,21	0,29	0,36	0,43
180	0,13	0,20	0,27	0,34	0,40

За результатами дослідження (див. табл. 2.3) розглянемо характер зміни величини радіусу зони зминання в залежності від діаметру зарядної порожнини та



межі міцності порід на стискання при тиску продуктів вибуху 1000, 1500 і 2000 МПа (рис. 2.6).



Рисуюнок 2.6 – Графіки залежності радіусу зони змінання від межі міцності порід на стискання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1000 (а), 1500 (б) і 2000 (в) МПа

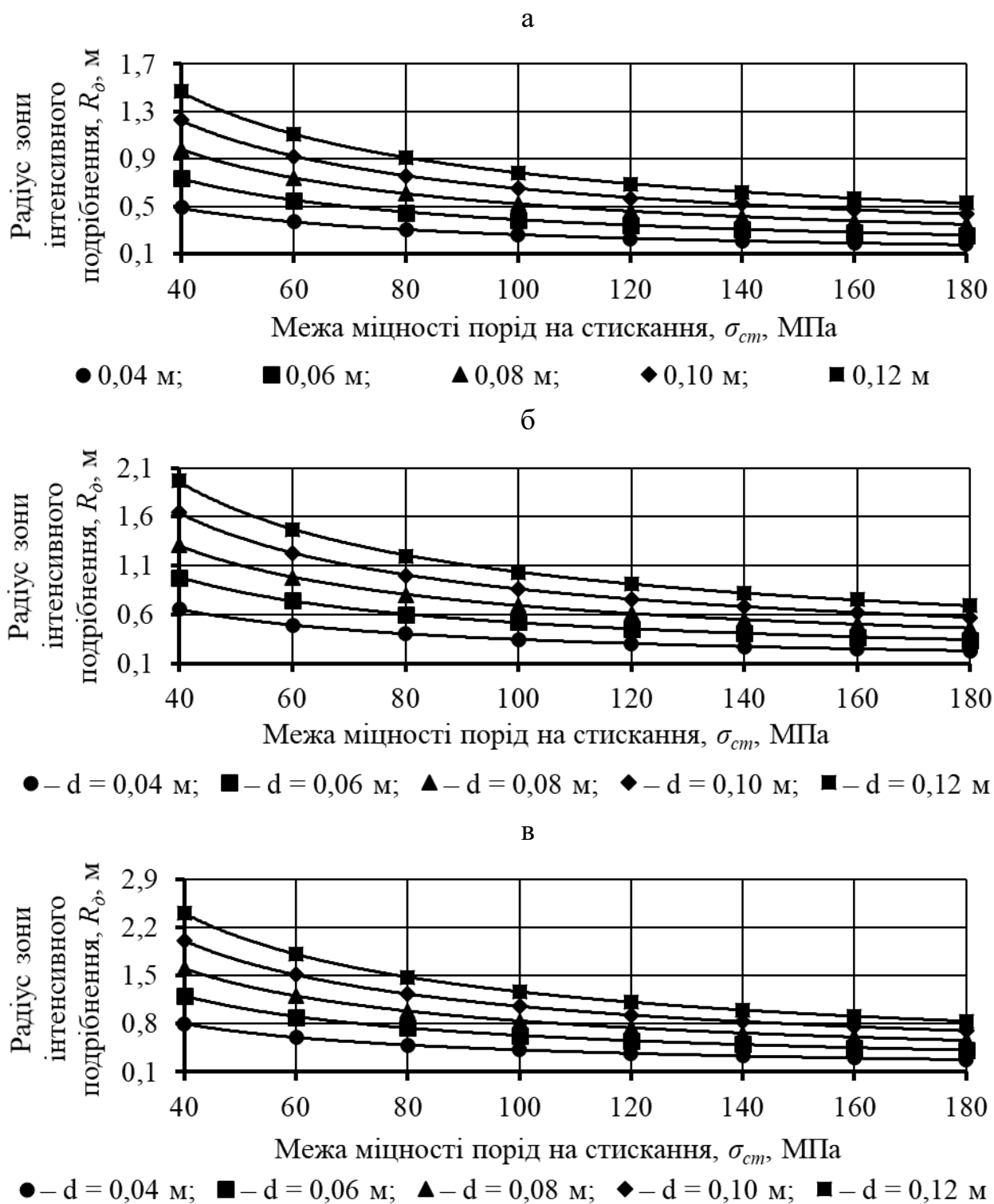
Як видно з графіків залежності (рис. 2.6) на величину радіусу зони зминання істотно впливають межа міцності порід на стискання, діаметр зарядної порожнини та тиск продуктів вибуху.

У якості прикладу розглянемо результати дослідження радіусу зони інтенсивного подрібнення, яка утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні, що подано у табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Результати дослідження математичної моделі  
для радіусу зони інтенсивного подрібнення

Межа міцності порід на стискання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	При тиску продуктів вибуху 1000 МПа				
40	0,49	0,74	0,98	1,23	1,47
60	0,37	0,55	0,74	0,92	1,11
80	0,30	0,45	0,61	0,76	0,91
100	0,26	0,39	0,52	0,65	0,78
120	0,23	0,34	0,46	0,57	0,69
140	0,21	0,31	0,41	0,52	0,62
160	0,19	0,28	0,38	0,47	0,57
180	0,18	0,26	0,35	0,44	0,53
	При тиску продуктів вибуху 1500 МПа				
40	0,66	0,98	1,31	1,64	1,97
60	0,49	0,74	0,98	1,23	1,47
80	0,40	0,60	0,80	1,00	1,20
100	0,34	0,52	0,69	0,86	1,03
120	0,3	0,45	0,61	0,76	0,91
140	0,27	0,41	0,55	0,68	0,82
160	0,25	0,37	0,5	0,62	0,75
180	0,23	0,34	0,46	0,57	0,69
	При тиску продуктів вибуху 2000 МПа				
40	0,80	1,21	1,61	2,01	2,41
60	0,60	0,90	1,20	1,51	1,81
80	0,49	0,74	0,98	1,23	1,47
100	0,42	0,63	0,84	1,05	1,26
120	0,37	0,55	0,74	0,92	1,11
140	0,33	0,50	0,66	0,83	1,00
160	0,30	0,45	0,61	0,76	0,91
180	0,28	0,42	0,56	0,70	0,84

Характер зміни величини радіусу зони інтенсивного подрібнення в залежності від діаметру зарядної порожнини, межі міцності порід на стискання та тиску продуктів вибуху 1000, 1500 та 2000 МПа подано на рис. 2.7.



За графіками залежності, що подано на рис. 2.7, встановлено, що на величину радіусу зони інтенсивного подрібнення істотно впливають межа міцності порід на стискання, діаметр зарядної порожнини та тиск продуктів вибуху.

У зв'язку з тим, що при формуванні зони тріщиноутворення відіграють роль напруження розтягання та зсуву, тому в якості прикладу розглянемо результати дослідження її радіусу в залежності від межі міцності порід на розтягання, що подано в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Результати дослідження математичної моделі  
для радіусу зони тріщиноутворення

Межа міцності порід на розтягання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	При тиску продуктів вибуху 1000 МПа				
4	1,15	1,72	2,29	2,86	3,44
6	0,85	1,27	1,70	2,12	2,55
8	0,69	1,03	1,37	1,72	2,06
10	0,58	0,88	1,17	1,46	1,75
12	0,51	0,77	1,02	1,28	1,53
14	0,46	0,68	0,91	1,14	1,37
16	0,41	0,62	0,83	1,04	1,24
18	0,38	0,57	0,76	0,95	1,14
	При тиску продуктів вибуху 1500 МПа				
4	1,55	2,32	3,09	3,87	4,64
6	1,15	1,72	2,29	2,86	3,44
8	0,93	1,39	1,85	2,32	2,78
10	0,79	1,18	1,57	1,96	2,36
12	0,69	1,03	1,37	1,72	2,06
14	0,61	0,92	1,23	1,53	1,84
16	0,56	0,83	1,11	1,39	1,67
18	0,51	0,77	1,02	1,28	1,53
	При тиску продуктів вибуху 2000 МПа				
4	1,92	2,87	3,83	4,79	5,75
6	1,42	2,13	2,83	3,54	4,25
8	1,15	1,72	2,29	2,86	3,44
10	0,97	1,46	1,94	2,43	2,91
12	0,85	1,27	1,70	2,12	2,55
14	0,76	1,14	1,52	1,89	2,27
16	0,69	1,03	1,37	1,72	2,06
18	0,63	0,95	1,26	1,58	1,89

Характер зміни величини радіусу зони тріщиноутворення залежно від діаметру зарядної порожнини та межі міцності порід на розтягання при тиску продуктів вибуху 1000, 1500 і 2000 МПа подано на рис. 2.8.

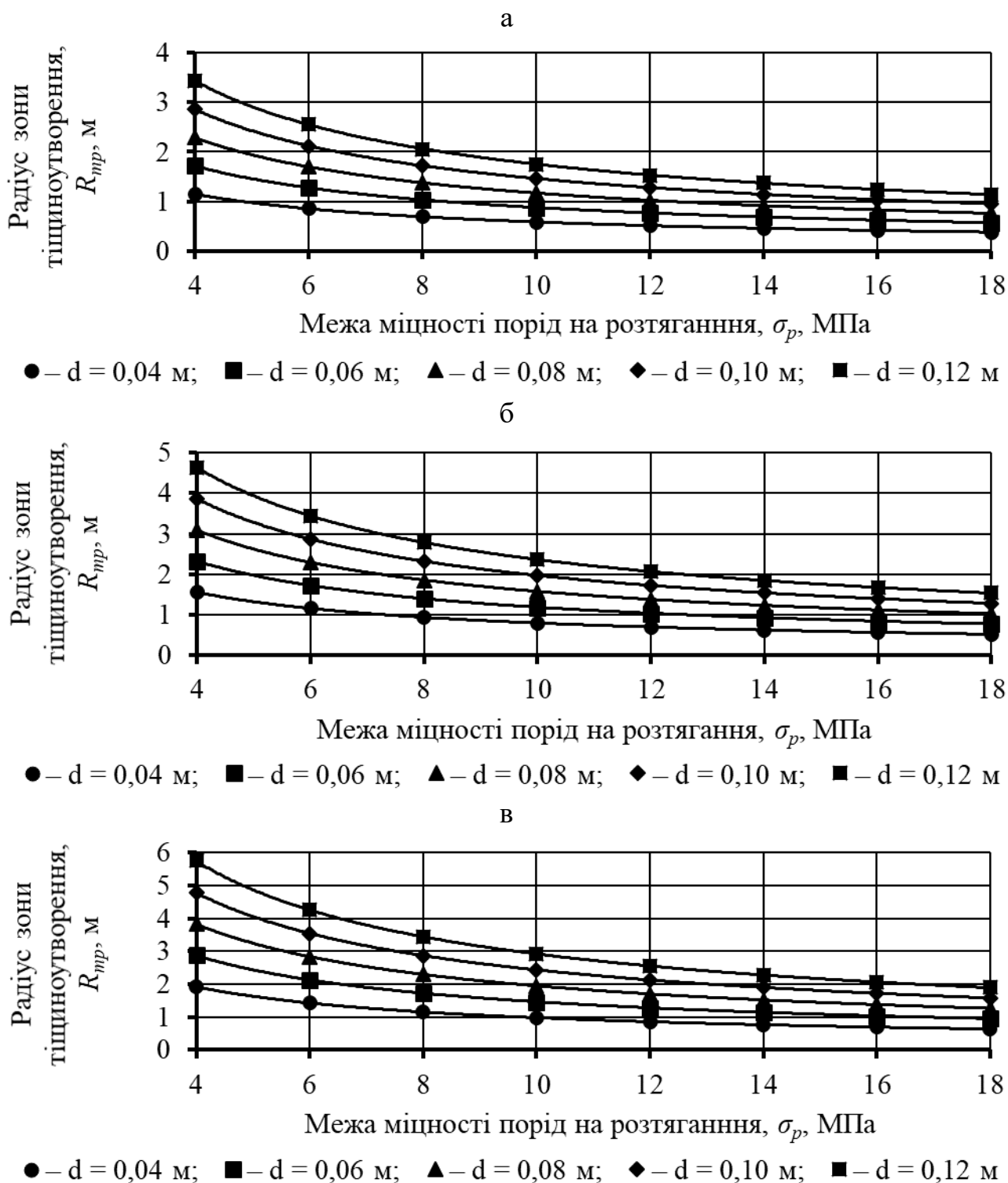


Рисунок 2.8 – Графіки залежності радіусу зони тріщиноутворення від міцності порід на розтягання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1000 (а), 1500 (б) і 2000 (в) МПа

З графіків залежності (рис. 2.8) встановлено, що на величину радіусу зони тріщиноутворення істотно впливають межа міцності порід на розтягання, діаметр зарядної порожнини та тиск продуктів вибуху.

Отримані результати дослідження радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення навколо зарядної порожнини необхідні для перевірки коректності їх математичних моделей, а також встановлення достовірності отриманих результатів з відомими теоріями. Для розрахунку розмірів зон руйнування масиву гірських порід навколо зарядної порожнини необхідно позначити початкові (вихідні) параметри, такі як характеристика ВР та гірничо-технічні умови проведення вибуху. У якості ВР для розрахунку обираємо наливну ЕВР Україніт-ПП-2 з наступними детонаційними характеристиками: густина наливної ЕВР –  $1100 \text{ кг/м}^3$  та швидкість детонації –  $5100 \text{ м/с}$ . До гірничо-технічних умов відносяться: діаметр зарядної порожнини та діаметр заряду ЕВР –  $0,043 \text{ м}$  і межа міцності гірських порід на стискання –  $40, 60, 80, 100, 120, 140, 160$  і  $180 \text{ МПа}$ , коефіцієнт Пуассону –  $0,25$ , тиск продуктів вибуху, що розраховується за формулою (2.12). Розрахунок радіусів зон виконуємо за допомогою розроблених аналітичних моделей для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву за отриманими формулами: зона зминання – (2.14), інтенсивного подрібнення – (2.25) і тріщиноутворення – (2.32). Для перевірки коректності математичних моделей радіусів зон зминання та тріщиноутворення використовуємо результати розрахунку радіусів цих зон за методикою Андрієвського О.П. і Кутузова Б.М. за формулами: зона зминання – (1.4) і тріщиноутворення – (1.5). Для радіусу зони інтенсивного подрібнення пропонується використати методику сербських вчених Torbica S. і Laršević V., яка дозволяє оцінити щільність тріщин, викликаних вибухом ВР, за кількістю радіальних тріщин у зонах, які утворюються навколо зарядної порожнини. За допомогою цієї методики розрахуємо радіус зони інтенсивного подрібнення, в якій будуть формуватися від 8 до 12 радіальних тріщин за формулою (1.10).

Результати розрахунків радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що утворюються в масиві гірських порід навколо зарядної

порожнини при його вибуховому навантаженні, розрахованих за допомогою різних методик подано в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Результати розрахунку радіусів зон у масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні

Межа міцності порід на стискання $\sigma_{ст}$ , МПа	Радіус зони, м					
	Зминання, $R_{зм}$		Інтенсивного подрібнення, $R_{\delta}$		Тріщиноутворення, $R_{тр}$	
	Андрієвський О.П., Кутузов Б.М.	Кононенко М.М.	Torbica S., Laršević V.	Кононенко М.М.	Андрієвський О.П., Кутузов Б.М.	Кононенко М.М.
40	0,40	0,41	1,33	1,32	3,14	3,17
60	0,33	0,33	1,07	0,98	2,32	2,35
80	0,29	0,29	0,80	0,80	1,87	1,89
100	0,26	0,26	0,71	0,68	1,58	1,61
120	0,24	0,24	0,59	0,60	1,38	1,40
140	0,22	0,22	0,57	0,54	1,23	1,25
160	0,20	0,20	0,50	0,49	1,11	1,13
180	0,19	0,19	0,44	0,45	1,02	1,04

Результати розрахунку радіусу зони зминання (табл. 2.6) за методикою Андрієвського О.П. і Кутузова Б.М. порівнювали з результатами дослідження математичної моделі для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву, що отримані за формулою (2.14), які подано у вигляді гістограми (рис. 2.9, а). Як видно з гістограми розбіжність результатів не перевищує 2%, що вказує на високу достовірність отриманих результатів та коректність аналітичної моделі радіусу зони зминання.

Далі проводили аналіз результатів розрахунку радіусу зони інтенсивного подрібнення (табл. 2.6) за методикою Torbica S. і Laršević V., які порівнювали з результатами дослідження математичної моделі для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву, які отримані за формулою (2.25), що подано у вигляді

гістограми (рис. 2.9, б). З гістограми видно, що розбіжність результатів розрахунків не перевищує 8%. Це вказує на високу достовірність отриманих результатів і коректність аналітичної моделі радіусу зони інтенсивного подрібнення.

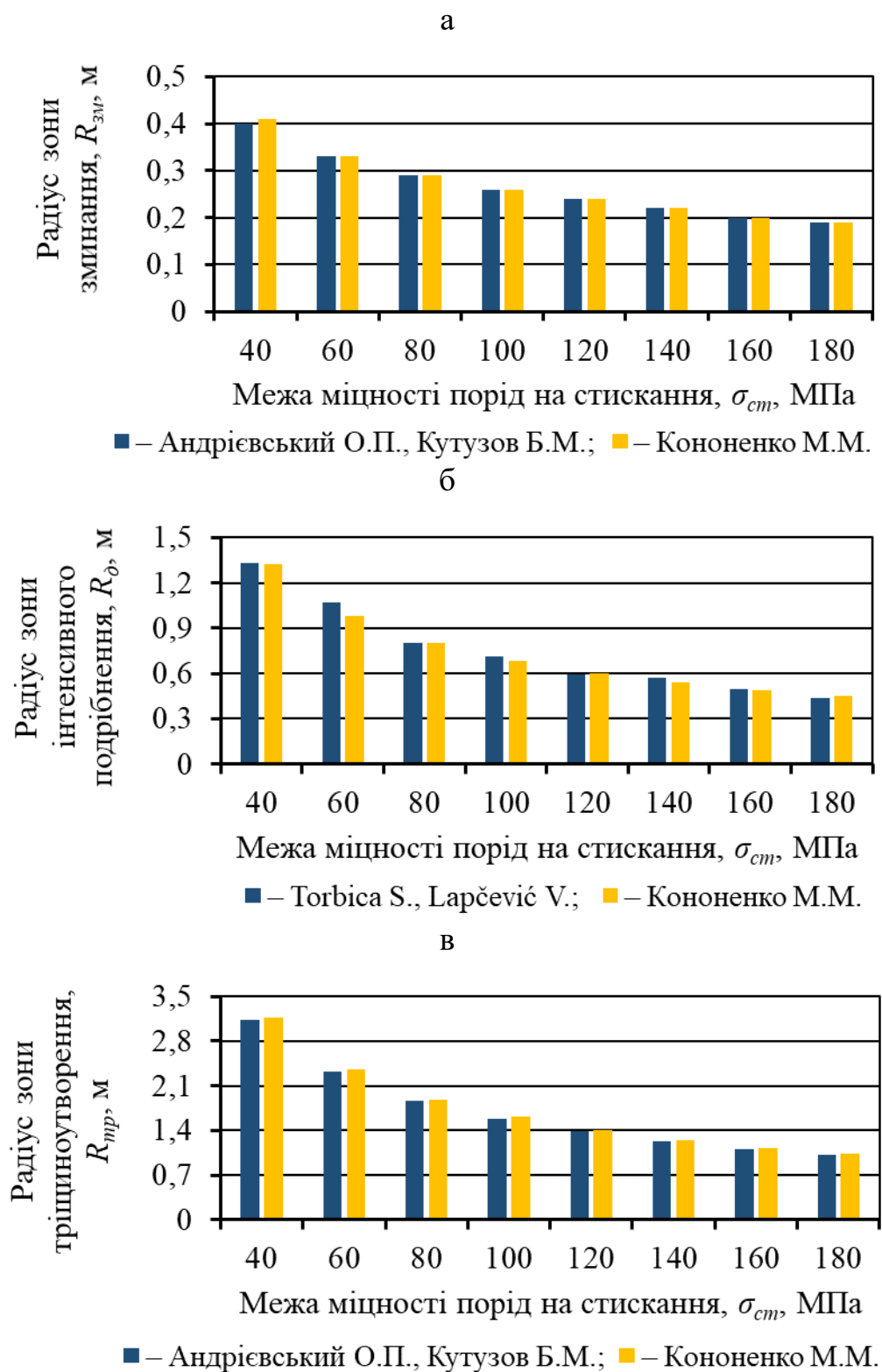


Рисунок 2.9 – Гістограми порівняння результатів розрахунку за різними теоріями радіусу зони змінання (а), інтенсивного подрібнення (б) і тріщиноутворення (в)



Подальший аналіз результатів розрахунку радіусу зони тріщиноутворення (табл. 2.6) за методикою Андрієвського О.П. і Кутузова Б.М., які порівнювали з результатами дослідження математичної моделі для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву, що отримані за формулою (2.32), дозволив побудувати гістограму (рис. 2.9, в). З якої видно, що розбіжність результатів не перевищує 2%, що вказує на високу достовірність отриманих результатів та коректність аналітичної моделі радіусу зони тріщиноутворення.

Отримані результати регресійного аналізу радіусів зон, що утворюються в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини під дією вибуху у повному обсязі подано у роботі [178].

Таким чином, перевірка математичних моделей радіусів зон, що утворюються в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні з відомими теоріями дозволив:

- за результатами дослідження математичних моделей радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються навколо зарядної порожнини встановити, що на величину цих радіусів істотно впливає діаметр зарядної порожнини, межа міцності порід на розтягання-стискання та тиск продуктів вибуху;

- порівняти результати дослідження математичних моделей радіусів зон із закономірностями, що були раніше отримано, та встановити розбіжність результатів розрахунку з відомими теоріями, що не перевищує для зони зминання і тріщиноутворення – 2%, а інтенсивного подрібнення – 8%, це вказує на високу достовірність отриманих результатів та коректність розроблених аналітичних моделей.

## **2.4. Скінченно-елементний аналіз руйнування масиву гірських порід навколо зарядної порожнини**

З найбільш перспективних методів вивчення механізму руйнування гірських порід вибухом є застосування чисельного моделювання, в основі якого покладено метод скінченних елементів (МСЕ). На даний час МСЕ є один з найбільш розвинутих методів, який дозволяє моделювати явища та процеси з максимальним їх наближенням до реальності. Теоретичні основи МСЕ добре освітлені у роботах зарубіжних дослідників, серед яких варто відзначити праці Бате К.-Ю., Вільсона Е., Галлагера Р., Зенкевича О., Сегерлінда Л. та ін. [179–183]. Застосування засобів чисельного моделювання дозволяє досліджувати процеси і явища, вивчення яких на практиці, в силу тих чи інших причин, не представляється можливим або економічно недоцільно. Також це дозволяє мінімізувати витрати, уточнювати теорію, перевіряти висновки і отримувати більш повне наочне уявлення про суть явищ, що відбуваються. Незважаючи на всю розвиненість математичного апарату і комп'ютерних технологій, на сьогоднішній день існує не так багато апробованих програмних продуктів, які дозволяють з високим ступенем достовірності моделювати процеси, що відбуваються при вибуху. Лідерами у цій області розробки програмних рішень є компанії SolidWorks і ANSYS. Ці обидва програмних продукти використовують МСЕ та набули найбільшого поширення у гірництві при моделюванні напружено-деформованого стану порід, як під дією гірського тиску, так і вибуху. Хоча, для вирішення задач пов'язаних з явною динамікою дії вибуху використовується пакет ANSYS [184, 185] з програмними продуктами Autodyn і Explicit Dynamics, але по-перше, користування цим програмним продуктом вимагає використання комп'ютеру з високими системними характеристиками, а це пов'язано з часом вирішення однієї задачі (експерименту), яке буде тривати від хвилин до декілька діб. По-друге, використання продукту ANSYS Student має безкоштовну ліцензію і обмежується 32000 вузлами або елементами для вирішення задач міцності та 512000 вузлами або осередками для обчислювальної гідродинаміки, що не

достатньо для отримання точного результату моделювання дії вибуху, а ліцензована версія програмного продукту ANSYS коштує десятки тис. доларів.

Як відомо з теорії опору матеріалів [186] динамічний розрахунок можна замінити статичним, врахувавши динамічний коефіцієнт. Тому в роботі для моделювання напружено-деформованого стану масиву при вибуховому руйнуванні порід і для встановлення розмірів зон, що утворюються навколо зарядної порожнини, будемо використовувати ліцензійне програмне забезпечення системи інженерного аналізу SolidWorks Simulation [187–189], що має Національний технічний університет «Дніпровська політехніка». У порівнянні з програмним продуктом ANSYS, при використанні SolidWorks Simulation для вирішення статистичних задач буде витратитися менше часу на проведення одного експерименту, яких треба провести більше 120. Також, у той же час працювати у SolidWorks Simulation набагато простіше, ніж у згаданому вище сильно розвиненому пакету ANSYS, так як у ньому доведеться використовувати велику кількість підходів до постановки задачі, яких не треба при вирішенні наших задач.

Скінченно-елементний аналіз (СЕА) руйнування масиву порід навколо зарядної порожнини необхідне для визначення радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення за зміною напружено-деформованого стану масиву під дією вибуху та підтвердження отриманих у розділі 2.2 математичних моделей, тобто придатності їх для розрахунку радіусів зон руйнування масиву порід вибухом. Методика моделювання МСЕ зон руйнування масиву порід за допомогою програмного продукту SolidWorks Simulation включало в себе виконання наступних етапів:

- ідентифікація моделі;
- формування вихідних даних для створення геометрії моделі;
- вихідні данні матеріалу моделі;
- встановлення вихідного навантаження, обмежень та сітки моделі;
- визначення та обробка результатів величин радіусів зон зминання за зміною напруженого стану матеріалу моделі навколо зарядної порожнини;
- валідація математичної моделі зони зминання;

– визначення та обробка результатів величин радіусів зон інтенсивного подрібнення за зміною напруженого стану матеріалу моделі навколо зарядної порожнини;

– валідація математичної моделі зони інтенсивного подрібнення;

– визначення та обробка результатів величин радіусів зон тріщиноутворення за зміною напруженого стану матеріалу моделі навколо зарядної порожнини;

– валідація математичної моделі зони тріщиноутворення.

Ідентифікація моделі виконана шляхом рішення оберненої задачі для крайових умов нетріщинуватого масиву, що відповідає лінійному ізотропному типу моделі. Особливістю ідентифікації є відтворення головних напружень розтягання-стискання, що виникають у нетріщинуватому масиві порід навколо зарядної порожнини під дією тиску продуктів вибуху за якими встановлювали радіуси зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення (класичний підхід з відтворенням схеми модель-об'єкт при дії вибуху майже неможливий).

Згідно другого етапу моделювання виконували формування вихідних даних для створення геометрії моделі. Так, як математичне моделювання механізму утворення зон руйнування навколо зарядної порожнини виконано згідно теорії задачі Ламе Г. для товстостінних циліндрів то форма моделі уявляла собою масив породи або руди у вигляді циліндру діаметром  $D_m$  і висотою  $H_m$ , у якому розташовано зарядну порожнину глибиною  $l_{zn}$  і діаметром  $d_{zn}$  (рис. 2.10).

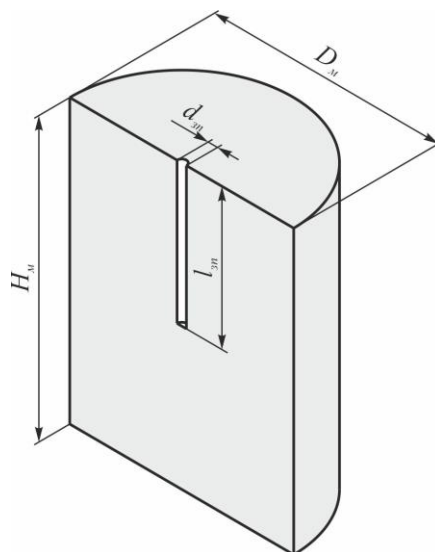


Рисунок 2.10 – Розрахункова схема для визначення геометричних розмірів моделі

На підставі результатів дослідження математичних моделей діаметр моделі  $D_m$  визначався за розмірами зони тріщиноутворення при міцності порід 40 МПа і з урахуванням мінімізації впливу геометрії моделі на результати моделювання. Геометрія моделей будувались з використанням масштабу 1:1 за розмірами, що подано у табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Геометричні розміри моделі для проведення СЕА

Найменування параметру	Діаметр зарядної порожнини, $d_{zn}$ , м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
Висота моделі, $H_m$ , м	4,0				
Глибина зарядної порожнини, $l_{zn}$ , м	2,0				
Тиск продуктів вибуху, $P_1 = 1000$ МПа					
Діаметр моделі, $D_m$ , м	2,4	3,7	4,9	6,0	6,9
Тиск продуктів вибуху, $P_1 = 1500$ МПа					
Діаметр моделі, $D_m$ , м	3,2	4,7	6,2	7,4	8,4
Тиск продуктів вибуху, $P_1 = 2000$ МПа					
Діаметр моделі, $D_m$ , м	4,0	5,8	7,4	8,6	9,8

У якості вихідних даних матеріалу моделі будуть слугувати фізико-механічні властивості порід та руд залізородних шахт Криворізького басейну та родовища «Південно-Білозірське» ПрАТ «ЗЗРК». Середні значення показників фізико-механічних властивостей порід та залізних руд за всіма залізородними шахтами України, подано у табл. 2.8.

Згідно наступного етапу СЕА встановлювали вихідні навантаження, обмеження та сітку моделі. Від того, як правильно будуть задані ці умови, буде залежить точність результатів вимірювання зон руйнування масиву порід вибухом. Так, як вибух уявляє собою удар, а потім дію тиску продуктів вибуху  $P_1$  [122], то для імітації цього процесу створимо тиск  $P_m$ , який направлений перпендикулярно граням та вибою зарядної порожнини з урахуванням динамічного коефіцієнту  $K_\delta$  [135, 186] (рис. 2.11). Величина тиску у зарядній порожнині для моделювання при умові, що діаметр зарядної порожнини дорівнює діаметру заряду

$$P_m = K_\delta \cdot P_1 = \frac{2 \cdot \rho \cdot D^2}{8} = \frac{\rho \cdot D^2}{4} = P_{CJ}, \text{ Па.} \quad (2.44)$$

Таблиця 2.8 – Середні значення показників фізико-механічних властивостей порід та залізних руд за всіма залізорудними шахтами України

Назва породи або руди	Фізико-механічні властивості						
	Модуль пружності, $\times 10^{10}$ Па	Коефіцієнт Пуассона	Модуль зсуву, $\times 10^{10}$ Па	Щільність, кг/м <sup>3</sup>	Межа міцності на розтягання, $\times 10^6$ Па	Межа міцності на стискання, $\times 10^6$ Па	Межа текучості, $\times 10^6$ Па
Залізна руда (м'яка)	4	0,175	1,7	3950	4	40	25,2
Залізна руда (нижче середньої міцності)	6	0,25	2,4	3950	6	60	37,8
Сланці	8	0,25	3,2	2850	8	80	50,4
Залізна руда (міцна)	10	0,23	4,1	3950	10	100	63,0
Залізисті кварцити	12	0,24	4,8	3250	12	120	75,6
Залізна руда (вельми міцна)	14	0,25	5,6	3950	14	140	88,2
Залізисті кварцити	16	0,24	6,5	3250	16	160	100,8
Залізисті кварцити	18	0,24	7,3	3250	18	180	113,4

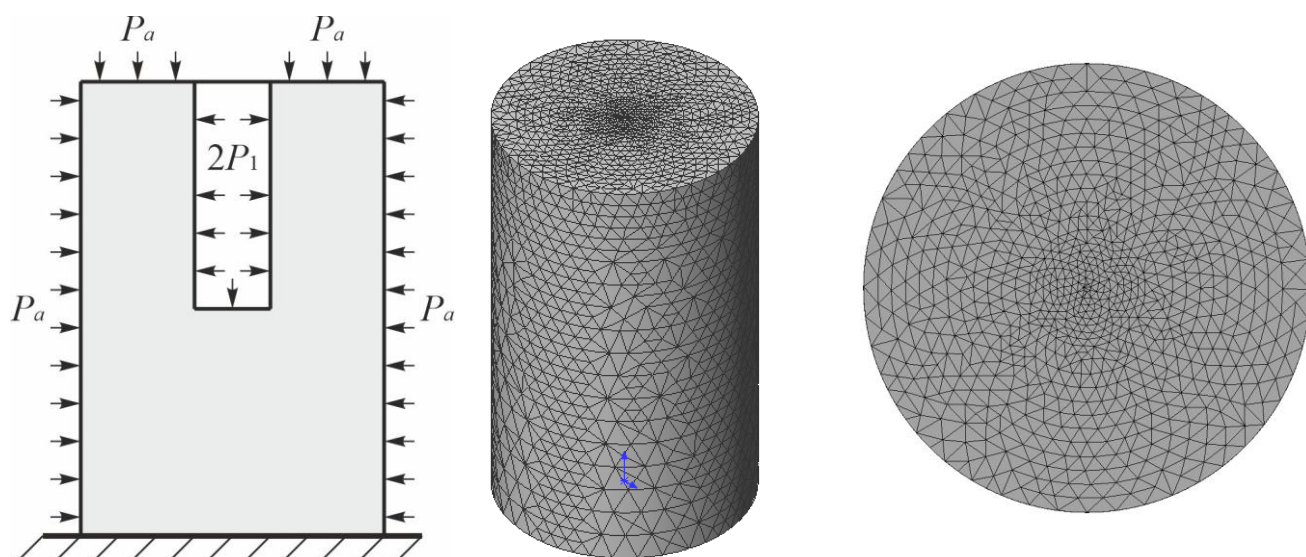


Рисунок 2.11 – Вихідні навантаження, обмеження та сітка моделі

Як видно з формули (2.44) у зарядній порожнині задається тиск продуктів детонації в точці Чепмена-Жуге  $P_{CJ}$ . Так, як за допомогою СЕА проводиться валідація отриманих формул (2.14), (2.25) і (2.32) математичного моделювання, які не враховують ущільнення порід під дією гірського тиску та їх тріщинуватості, то для проведення досліджень напружено-деформованого стану порід навколо зарядної порожнини під дією вибуху, достатньо буде зафіксувати модель тільки у нижній її частині (рис. 2.11). Це буде імітувати вибух заряду ВР у циліндрі породи, який розташовано на земній поверхні, тому для цього задавали атмосферний тиск  $P_a$ , який направляли на грані моделі.

Після того, як було задано фізико-механічні властивості матеріалу моделі, встановлено всі навантаження та граничні умови приступали до створення сітки скінченних елементів. Для точності результатів сітку скінченних елементів встановлювали на підставі кривизни з високим рівнем щільності (рис. 2.11).

Обчислювальний експеримент з визначення величин радіусів зон змінання виконували у наступній послідовності. Спочатку викреслювали геометрію моделі за параметрами які подано у табл. 2.7. У середовищі SolidWorks Simulation обирали новий статистичний аналіз. Після чого застосовували матеріал моделі з фізико-механічними властивостями, що подано у табл. 2.8. Так, як при аналізі не буде враховуватись тріщинуватість масиву та дія гірського тиску, то приймався лінійний ізотропний тип моделі. Після чого фіксувалась геометрія моделі, застосовувався тиск продуктів детонації у зарядній порожнині за всією її довжиною та задавався атмосферний тиск, який діє на грані моделі. Для виключення впливу величини недозаряду на результати аналізу його не враховували. Далі створювали сітку моделі на підставі кривизни з високою її щільністю. Потім запускали обчислювальну програму для поточного дослідження. Далі у параметрах, виконували налагодження виведення результатів розрахунку напружень, а саме встановлювали відображення головного напруження стискання  $\sigma_3$  (рис. 2.12).

Потім задавали мінімальне значення параметру шкали графіку, який дорівнює межі міцності порід на стискання зі знаком «мінус», а максимальне значення – межі міцності порід на зсув зі знаком «плюс». За допомогою інструменту «зондування»

визначали точки у масиві порід моделі з напруженням, яке дорівнює  $\frac{\sigma_{cm}}{K_0}$  [135, 186],

а потім заміряли відстань до них від центру зарядної порожнини. Ця відстань і буде величиною радіусу зони зминання. Обчислювальні експерименти проводили для різної межі міцності порід і руд, при різному діаметрі зарядної порожнини та тиску продуктів вибуху. Отримані результати модельних вимірів величини радіусу зони зминання подано в табл. 2.9.

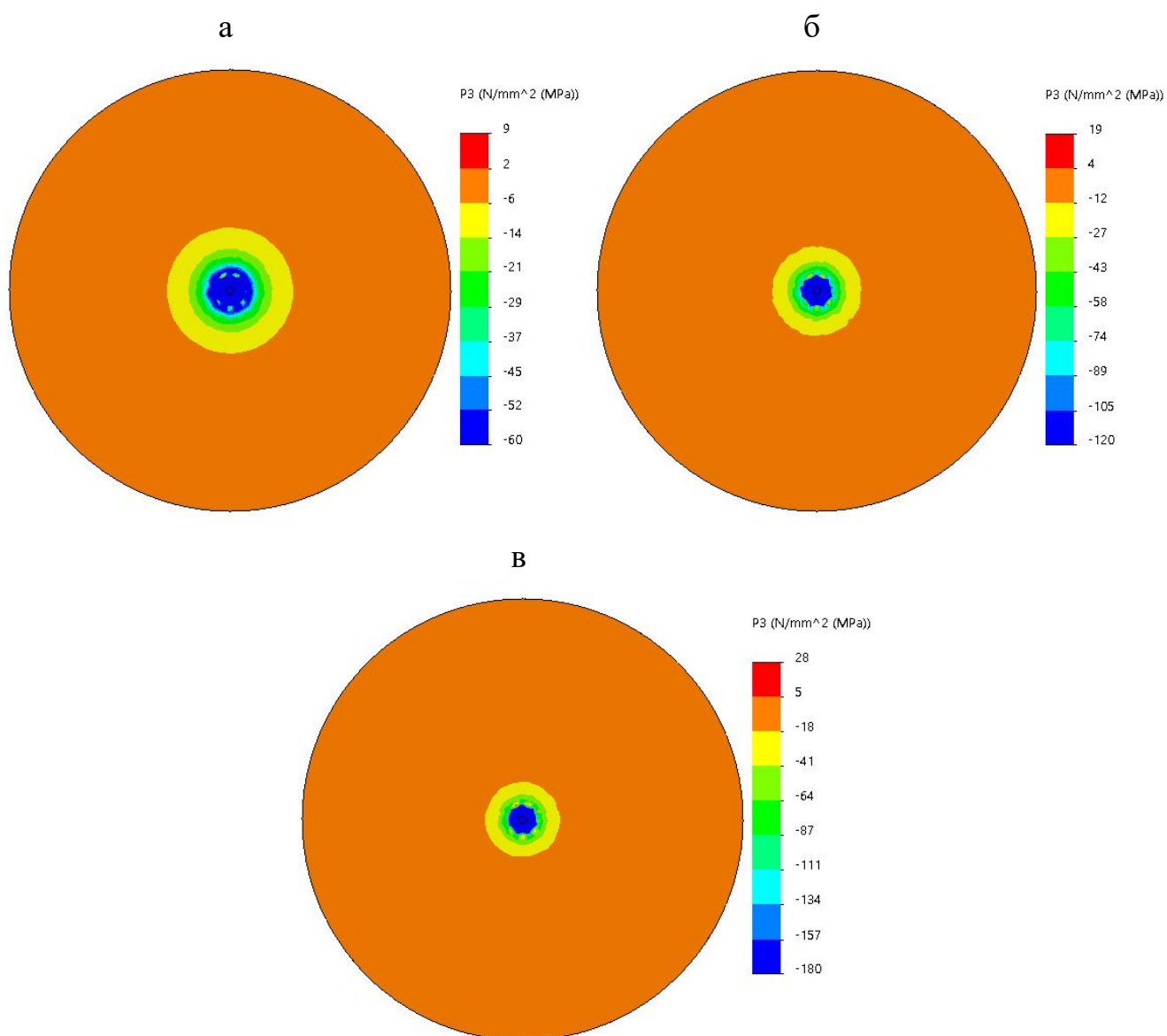


Рисунок 2.12 – Відображення головного напруження стискання  $\sigma_3$  для порід з межею міцності на стискання 60 (а), 120 (б) та 180 МПа (в) при діаметрі зарядної порожнини 0,04 м і тиску продуктів вибуху 1000 МПа



Таблиця 2.9 – Результати модельних вимірів радіусу зони змінання

Межа міцності порід на стискання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	Тиск продуктів вибуху 1000 МПа				
40	0,21	0,30	0,40	0,50	0,60
60	0,16	0,24	0,32	0,40	0,48
80	0,14	0,21	0,28	0,35	0,42
100	0,13	0,19	0,25	0,31	0,38
120	0,12	0,17	0,23	0,29	0,34
140	0,11	0,16	0,21	0,27	0,32
160	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30
180	0,095	0,14	0,19	0,24	0,28
	Тиск продуктів вибуху 1500 МПа				
40	0,24	0,36	0,48	0,61	0,73
60	0,20	0,30	0,39	0,49	0,59
80	0,17	0,26	0,34	0,42	0,52
100	0,15	0,23	0,30	0,38	0,46
120	0,14	0,21	0,28	0,35	0,42
140	0,13	0,20	0,26	0,33	0,39
160	0,12	0,18	0,24	0,30	0,37
180	0,11	0,17	0,23	0,29	0,34
	Тиск продуктів вибуху 2000 МПа				
40	0,27	0,42	0,56	0,70	0,84
60	0,23	0,34	0,46	0,57	0,69
80	0,20	0,30	0,40	0,49	0,59
100	0,18	0,26	0,35	0,44	0,54
120	0,16	0,24	0,32	0,40	0,49
140	0,15	0,22	0,30	0,37	0,45
160	0,14	0,21	0,28	0,35	0,42
180	0,13	0,20	0,27	0,33	0,40

За результатами модельних вимірів, що подано у табл. 2.9, розглянемо характер зміни радіусу зони змінання в залежності від діаметру зарядної порожнини та межі міцності порід на стискання при тиску продуктів вибуху 1500 МПа (рис. 2.13).

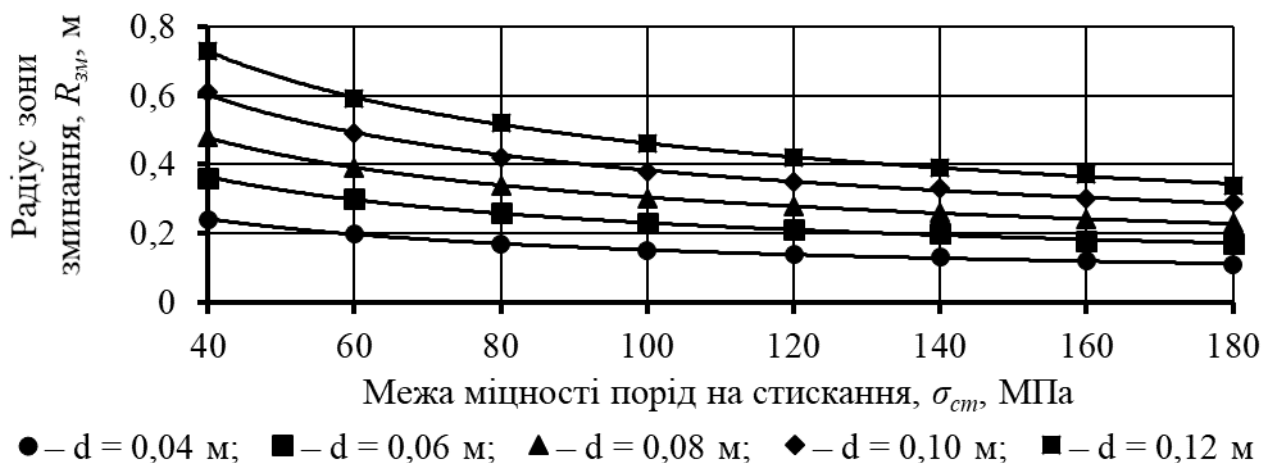


Рисунок 2.13 – Графіки залежності радіусу зони змінання від межі міцності порід на стискання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1500 МПа

Провівши апроксимацію максимальних значень отримано залежності зміни величини радіусу зони змінання  $R_{зм}$  від межі міцності порід моделі на стискання  $\sigma_{см}$  для різних діаметрів зарядної порожнини  $d$ .

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 1000$  МПа у зарядній порожнині залежність має вид

– при  $d = 0,04$  м

$$R_{зм} = 1300\sigma_{см}^{-0,500}, \text{ м, при } R^2 = 0,9914; \quad (2.45)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$R_{зм} = 1950\sigma_{см}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,9989; \quad (2.46)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$R_{зм} = 2600\sigma_{см}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,9987; \quad (2.47)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$R_{зм} = 3250\sigma_{см}^{-0,501}, \text{ м, при } R^2 = 0,9979; \quad (2.48)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$R_{зм} = 3950\sigma_{см}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,9989, \quad (2.49)$$

Таким чином, у формулах (2.45) – (2.49), при різних діаметрах зарядної порожнини, радіус зони зминання в залежності від межі міцності порід моделі на стискання змінюється за степеневою залежністю

$$R_{зм} = a\sigma_{cm}^{-0,501}, \quad (2.50)$$

де  $a$  – число, яке має відому величину.

Значення числа  $a$  залежно від діаметру зарядної порожнини змінюється за наступною залежністю

$$a = 32500d, \text{ при } R^2 = 0,9889. \quad (2.51)$$

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 1500$  МПа у зарядній порожнині залежність має вид

– при  $d = 0,04$  м

$$R_{зм} = 1500\sigma_{cm}^{-0,499}, \text{ м, при } R^2 = 0,9971; \quad (2.52)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$R_{зм} = 2250\sigma_{cm}^{-0,500}, \text{ м, при } R^2 = 0,9973; \quad (2.53)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$R_{зм} = 3150\sigma_{cm}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,999; \quad (2.54)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$R_{зм} = 3950\sigma_{cm}^{-0,501}, \text{ м, при } R^2 = 0,9974; \quad (2.55)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$R_{зм} = 4650\sigma_{cm}^{-0,501}, \text{ м, при } R^2 = 0,9989. \quad (2.56)$$

Таким чином, у формулах (2.52) – (2.56), при різних діаметрах зарядної порожнини, радіус зони зминання в залежності від межі міцності порід моделі на стискання змінюється за степеневою залежністю, що подано у формулі (2.50).

Значення числа  $a$  залежно від діаметру зарядної порожнини змінюється за наступною залежністю

$$a = 39500d, \text{ при } R^2 = 0,9888. \quad (2.57)$$

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 2000$  МПа у зарядній порожнині залежність має вид

– при  $d = 0,04$  м

$$R_{3м} = 1850\sigma_{cm}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,996; \quad (2.58)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$R_{3м} = 2700\sigma_{cm}^{-0,501}, \text{ м, при } R^2 = 0,9978; \quad (2.59)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$R_{3м} = 3500\sigma_{cm}^{-0,499}, \text{ м, при } R^2 = 0,9982; \quad (2.60)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$R_{3м} = 4600\sigma_{cm}^{-0,502}, \text{ м, при } R^2 = 0,9994; \quad (2.61)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$R_{3м} = 5350\sigma_{cm}^{-0,500}, \text{ м, при } R^2 = 0,9992. \quad (2.62)$$

Таким чином, у формулах (2.58) – (2.62), при різних діаметрах зарядної порожнини, радіус зони зминання в залежності від межі міцності порід моделі на стискання змінюється за степеневою залежністю, яку подано у формулі (2.50).

Значення числа  $a$  залежно від діаметру зарядної порожнини змінюється за наступною залежністю

$$a = 46000d, \text{ при } R^2 = 0,9876. \quad (2.63)$$

Так, у формулах (2.51), (2.57) і (2.63) при різному тиску продуктів вибуху, число  $a$  залежно від діаметру зарядної порожнини змінюється за залежністю

$$a = b \cdot d. \quad (2.64)$$

де  $b$  – дане число, яке має відому величину.

Значення числа  $b$  залежно від тиску продуктів вибуху змінюється за наступною залежністю

$$b = 1,05 \cdot P_1^{0,499}, \text{ при } R^2 = 0,9993. \quad (2.65)$$

Підставимо формулу (2.65) у вираз (2.64) отримуємо

$$a = 1,05 \cdot P_1^{0,499} \cdot d. \quad (2.66)$$

Формулу (2.66) підставимо у вираз (2.50) отримаємо

$$R_{3м} = 1,05 \cdot d \cdot P_1^{0,499} \cdot \sigma_{cm}^{-0,501}, \text{ м.} \quad (2.67)$$

Підставивши формулу (2.12) у вираз (2.67) та виконавши необхідні перетворення, отримаємо залежність зміни радіусу зони зминання в залежності від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР і межі міцності порід на стискання

$$R_{зм} = 0,372 \cdot d \cdot \rho^{0,499} \cdot D^{0,998} \cdot \sigma_{ст}^{-0,501} \cdot K_{дз}^{0,499}, \text{ м.} \quad (2.68)$$

Валідація отриманої у розділі 2.2 математичної моделі зони зминання, необхідна для перевірки її придатності до розрахунку радіусу зони зминання за формулою (2.14), а також встановлення достовірності отриманих результатів. Для розрахунку розмірів зони зминання масиву гірських порід навколо зарядної порожнини необхідно позначити вихідні параметри, такі як характеристика ВР та гірничо-технічні умови проведення вибуху. У якості ВР для розрахунку обираємо ЕВР Україніт-ПП-2 з наступними детонаційними характеристиками: густина ЕВР – 1100 кг/м<sup>3</sup> та швидкість детонації – 5100 м/с. До гірничо-технічних умов відносяться: діаметр зарядної порожнини – 0,043 м і межа міцності порід на стискання – 40 – 180 МПа, тиск продуктів вибуху розраховується за формулою (2.12). Для проведення валідації зони зминання використаємо результати СЕА і розрахуємо розміри цієї зони за формулою (2.68). Результати розрахунків радіусів зон зминання, що утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні подано в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Радіус зони зминання  
за результатами математичного моделювання та СЕА

Межа міцності порід на стискання $\sigma_{ст}$ , МПа	Радіус зони зминання, $R_{зм}$ , м	
	Математична модель за формулою (2.14)	СЕА за формулою (2.68)
40	0,40	0,41
60	0,33	0,34
80	0,29	0,29
100	0,26	0,26
120	0,24	0,23
140	0,22	0,21
160	0,20	0,20
180	0,19	0,19

Результати розрахунку радіусу зони зминання (табл. 2.10) за аналітичною моделлю згідно формули (2.14) порівнювали з результатами СЕА для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву отриманих за формулою (2.68), які подано у вигляді гістограми (рис. 2.14). Як видно з гістограми розбіжність аналітичних параметрів не перевищує 4%, це вказує про високу достовірність отриманих результатів та придатності математичної моделі до розрахунку радіусу зони зминання.

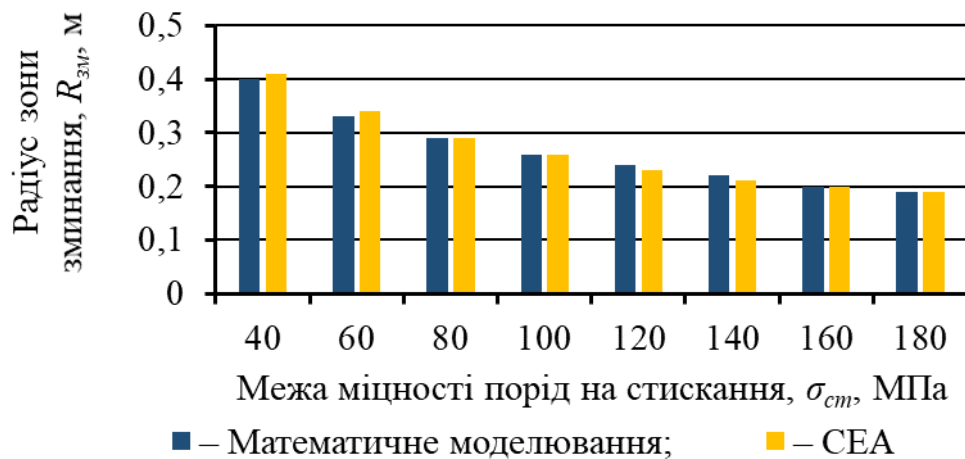


Рисунок 2.14 – Гістограма порівняння результатів розрахунку радіусу зони зминання за математичною моделлю та результатами СЕА

Результати математичного моделювання радіусу зони зминання, яка утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при вибуховому навантаженні, характеризуються задовільною збіжністю з результатами СЕА, виконаного за допомогою МСЕ, що вказує про високу достовірність отриманих результатів і дозволяє зробити попередній висновок.

Радіус зони зминання, що утворюється при вибуху подовженого заряду в монолітному масиві скельних порід прямо пропорційний діаметру зарядної порожнини та кореню квадратному від тиску продуктів вибуху і зворотне пропорційна кореню квадратному від межі міцності порід на стискання, а використання коефіцієнтів ущільнення та структурного ослаблення дозволяє розраховувати пробивну відстань між зарядами ВР з урахуванням тріщинуватості

масиву та ущільнення порід під дією гірського тиску та вибуху при проектуванні раціональних параметрів БПР для підземного видобування руд.

Після утворення зони зминання, під дією ослабленого тиску продуктів вибуху та хвилею напружень починає утворюватися наступна зона – інтенсивного подрібнення. Обчислювальний експеримент з визначення величини радіусу зони інтенсивного подрібнення виконували у такій самій послідовності, як і для радіусу зони зминання. Як, відмітив Покровський Г.І. у своїй роботі [96], цю зону можна встановити за умови, якщо напруження стискання не будуть перебільшувати напружень на розтягання, тобто буде виконуватись наступна умова  $\sigma_{cm} = \sigma_p$ , і порода буде знаходитись в умовах чистого зсуву, а саме  $\sigma_1 = -\sigma_3$  [135, 186]. За головним напруженням стискання  $\sigma_3$  (рис. 2.12) і за допомогою інструменту зондування у масиві порід моделі визначали точки з напруженням, що дорівнювали  $\sigma_p$  та заміряли відстань до цих точок від центру зарядної порожнини. Ця відстань і є радіусом зони інтенсивного подрібнення. Результати модельних вимірів величини радіусу зони інтенсивного подрібнення подано в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Результати модельних вимірів радіусу зони інтенсивного подрібнення

Межа міцності порід на стискання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	Тиск продуктів вибуху 1000 МПа				
1	2	3	4	5	6
40	0,51	0,76	0,99	1,31	1,59
60	0,36	0,54	0,73	0,89	1,09
80	0,31	0,45	0,61	0,75	0,92
100	0,26	0,39	0,54	0,66	0,80
120	0,23	0,33	0,45	0,58	0,71
140	0,22	0,31	0,42	0,53	0,66
160	0,20	0,30	0,39	0,51	0,62
180	0,19	0,29	0,38	0,48	0,59
	Тиск продуктів вибуху 1500 МПа				
40	0,61	0,94	1,24	1,59	1,96
60	0,43	0,67	0,88	1,13	1,38
80	0,37	0,54	0,73	0,93	1,12
100	0,32	0,49	0,62	0,83	1,02
120	0,30	0,43	0,57	0,74	0,90

1	2	3	4	5	6
140	0,26	0,41	0,53	0,66	0,81
160	0,24	0,37	0,49	0,62	0,76
180	0,22	0,34	0,46	0,59	0,73
Тиск продуктів вибуху 2000 МПа					
40	0,69	1,04	1,43	1,84	2,24
60	0,51	0,74	1,03	1,32	1,64
80	0,42	0,63	0,89	1,11	1,36
100	0,36	0,57	0,79	1,01	1,21
120	0,32	0,52	0,67	0,87	1,05
140	0,30	0,44	0,62	0,77	0,93
160	0,27	0,41	0,57	0,74	0,88
180	0,26	0,38	0,53	0,68	0,86

За результатами модельних вимірів, що подано в табл. 2.11, розглянемо характер зміни радіусу зони інтенсивного подрібнення залежно від діаметру зарядної порожнини та межі міцності порід на стискання при тиску продуктів вибуху 1500 МПа (рис. 2.15).

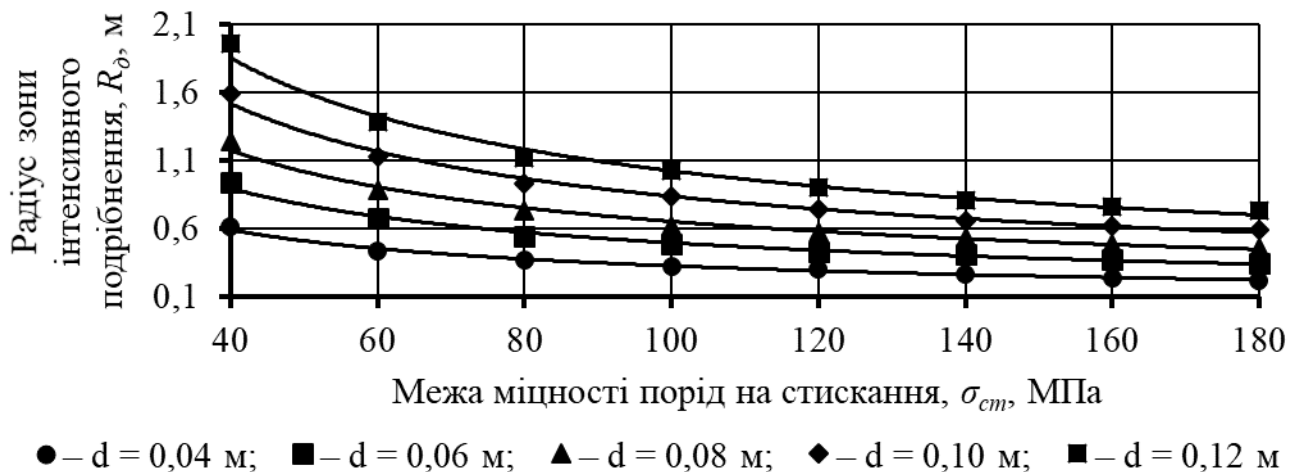


Рисунок 2.15 – Графіки залежності радіусу зони інтенсивного подрібнення від межі міцності порід на стискання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1500 МПа

Згідно наведеної вище послідовністю встановлення залежності зміни радіусу зони зминання залежно від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та



швидкості детонації ВР і межі міцності порід на стискання аналогічно виконаємо і для встановлення залежності зміни радіусу зони інтенсивного подрібнення, що утворюється в масиві порід моделі.

Провівши апроксимацію максимальних значень отримано залежність зміни радіусу зони інтенсивного подрібнення від межі міцності порід на стискання для різних діаметрів зарядної порожнини

$$R_0 = 1,63 \cdot d \cdot P_1^{0,648} \cdot \sigma_{cm}^{-0,651}, \text{ м.} \quad (2.69)$$

Підставивши формулу (2.12) у вираз (2.69) та виконавши необхідні перетворення, отримаємо залежність зміни радіусу зони інтенсивного подрібнення в залежності від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР і межі міцності порід на стискання

$$R_0 = 0,424 \cdot d \cdot \rho^{0,648} \cdot D^{1,296} \cdot \sigma_{cm}^{-0,651} \cdot K_{03}^{0,648}, \text{ м.} \quad (2.70)$$

Валідація отриманої у розділі 2.2 математичної моделі зони інтенсивного подрібнення, необхідна для перевірки її придатності до розрахунку радіусу зони інтенсивного подрібнення за формулою (2.25), а також встановлення достовірності отриманих результатів. Для розрахунку розмірів зони інтенсивного подрібнення масиву гірських порід навколо зарядної порожнини необхідно позначити вихідні параметри, такі як характеристика ВР та гірничо-технічні умови проведення вибуху. У якості ВР для розрахунку обираємо наливну ЕВР Україніт-ПП-2 з наступними детонаційними характеристиками: щільність ЕВР – 1100 кг/м<sup>3</sup> та швидкість детонації – 5100 м/с. До гірничо-технічних умов відносяться: діаметр зарядної порожнини – 0,043 м і межа міцності порід на стискання – 40 – 180 МПа, тиск продуктів вибуху розраховується за формулою (2.12). Для проведення валідації зони інтенсивного подрібнення використаємо результати СЕА і розрахуємо розміри цієї зони за формулою (2.70). Результати розрахунків радіусів зон інтенсивного подрібнення, що утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні подано в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Радіуси зони інтенсивного подрібнення  
за результатами математичного моделювання та СЕА

Межа міцності порід на стискання $\sigma_{cm}$ , МПа	Величина радіусу зони інтенсивного подрібнення, $R_0$ , м	
	Математична модель за формулою (2.25)	СЕА за формулою (2.70)
40	1,32	1,22
60	0,98	0,94
80	0,80	0,78
100	0,68	0,67
120	0,60	0,60
140	0,54	0,54
160	0,49	0,50
180	0,45	0,46

Результати розрахунку радіусу зони інтенсивного подрібнення (табл. 2.12) за аналітичною моделлю згідно формули (2.25) порівнювали з результатами СЕА для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву отриманих за формулою (2.70), які подано у вигляді гістограми (рис. 2.16).

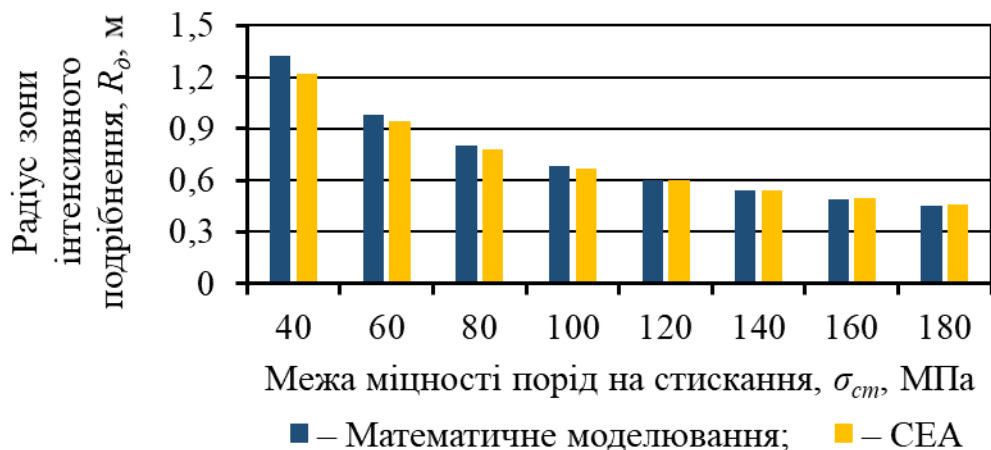


Рисунок 2.16 – Гістограма порівняння результатів розрахунку  
радіусу зони інтенсивного подрібнення  
за математичною моделлю та результатами СЕА

Як видно з гістограми (рис. 2.16) розбіжність аналітичних параметрів не перевищує 8%, що вказує про високу достовірність отриманих результатів та придатності математичної моделі до розрахунку радіусу зони інтенсивного подрібнення. Результати математичного моделювання радіусу зони інтенсивного подрібнення, яка утворюється в масиві гірських порід навколо зарядної порожнини при вибуховому навантаженні, характеризуються задовільною збіжністю з результатами СЕА, виконаного за допомогою МСЕ, що вказує про високу достовірність отриманих результатів і дозволяє зробити попередній висновок.

Радіус зони інтенсивного подрібнення, що утворюється навколо зарядної порожнини при вибуху заряду ВР у монолітному скельному масиві порід залежить від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР, межі міцності порід на стискання і змінюється за степеневою залежністю, а використання коефіцієнтів ущільнення та структурного ослаблення масиву дозволить розраховувати ЛНО з урахуванням тріщинуватості масиву та ущільнення порід під дією гірського тиску та вибуху при проектуванні раціональних параметрів БПР для проведення гірничих виробок і відбивання масиву.

Обчислювальний експеримент з визначення радіусів зон тріщиноутворення виконували у такій самій послідовності, як і для радіусів зон зминання та інтенсивного подрібнення. Так, як на тріщиноутворення впливають напруження розтягання то цю зону визначали за розповсюдженням головного напруження розтягання  $\sigma_1$  (рис. 2.17).

За головним напруженням розтягання  $\sigma_1$  (рис. 2.17) і за допомогою інструменту зондування у масиві порід моделі визначали точки з напруженням, які згідно третьої теорії міцності  $[\tau] = 0,5[\sigma_p]$  та з урахуванням динамічної дії вибуху дорівнювали  $0,5[\sigma_p]/K_0$  [186, 190]. Потім заміряли відстань до них від центру зарядної порожнини. Ця відстань є радіусом зони тріщиноутворення. Обчислювальні експерименти проводили для різної межі міцності порід на розтягання, при різному діаметрі зарядної порожнини та тиску продуктів вибуху. Отримані результати модельних вимірів радіусу зони тріщиноутворення подано в табл. 2.13.

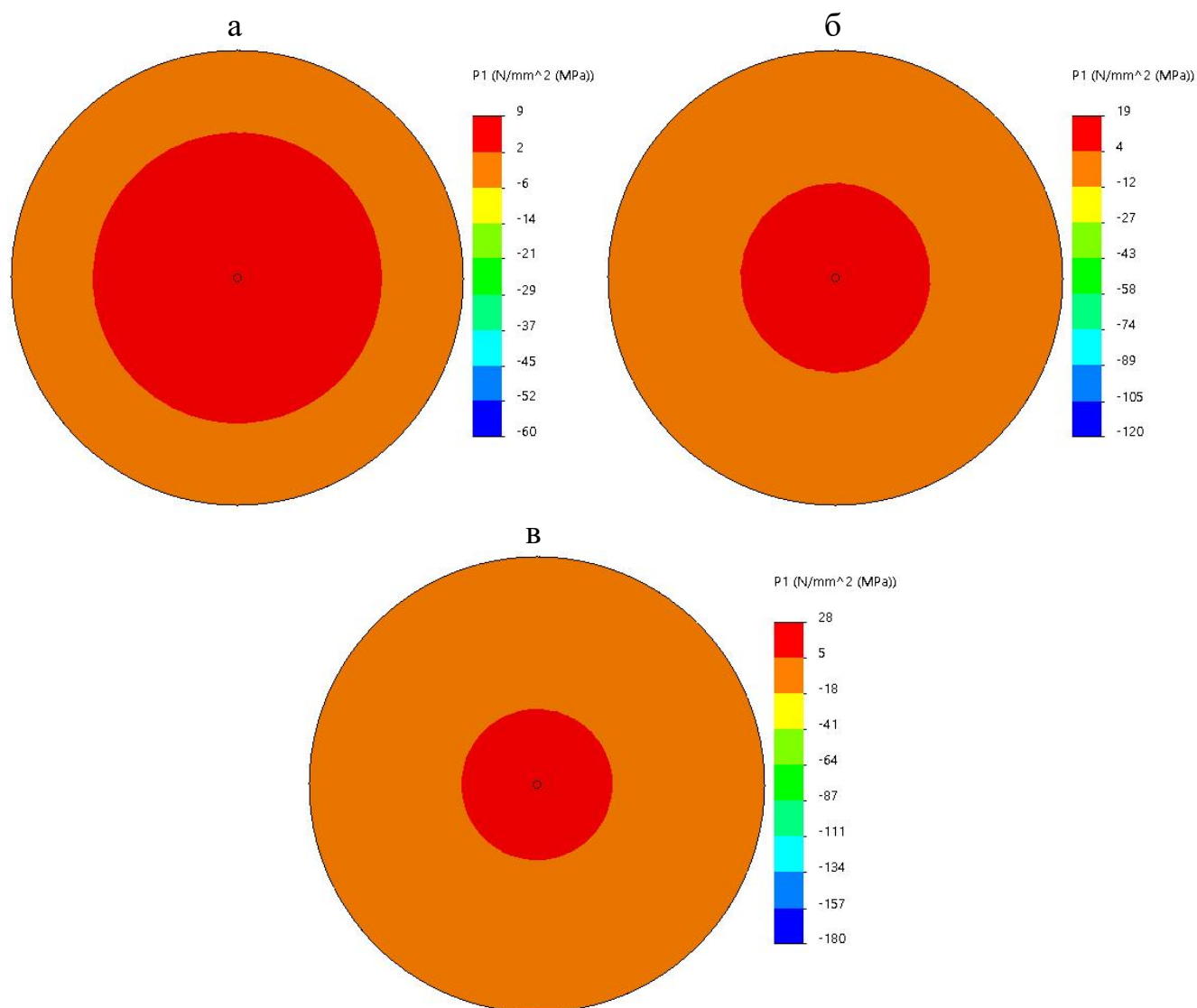


Рисунок 2.17 – Відображення головного напруження розтягання  $\sigma_1$  для порід з межею міцності на стискання 60 (а), 120 (б) та 180 МПа (в) при діаметрі зарядної порожнини 0,04 м і тиску продуктів вибуху 1000 МПа

Таблиця 2.13 – Результати модельних вимірів радіусу зони тріщиноутворення

Межа міцності порід на розтягання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	Тиск продуктів вибуху 1000 МПа				
1	2	3	4	5	6
4	1,17	1,78	2,37	2,87	3,43
6	0,85	1,29	1,73	2,08	2,47
8	0,68	1,04	1,38	1,67	1,97
10	0,58	0,88	1,18	1,43	1,69
12	0,51	0,78	1,04	1,27	1,49
14	0,46	0,69	0,93	1,14	1,35

1	2	3	4	5	6
16	0,41	0,61	0,83	1,02	1,20
18	0,38	0,58	0,77	0,95	1,15
Тиск продуктів вибуху 1500 МПа					
4	1,56	2,34	3,03	3,63	4,19
6	1,14	1,73	2,23	2,63	3,06
8	0,93	1,39	1,81	2,13	2,47
10	0,78	1,17	1,52	1,79	2,08
12	0,69	1,03	1,34	1,60	1,85
14	0,60	0,90	1,17	1,41	1,64
16	0,56	0,84	1,09	1,31	1,52
18	0,50	0,75	0,99	1,19	1,39
Тиск продуктів вибуху 2000 МПа					
4	1,92	2,82	3,57	4,26	4,88
6	1,38	2,01	2,58	3,03	3,46
8	1,13	1,63	2,08	2,45	2,79
10	0,97	1,41	1,79	2,12	2,42
12	0,86	1,26	1,60	1,88	2,17
14	0,75	1,10	1,41	1,67	1,93
16	0,69	1,01	1,29	1,54	1,76
18	0,60	0,89	1,14	1,38	1,59

За результатами модельних вимірів (див. табл. 2.13) розглянемо характер зміни радіусу зони тріщиноутворення в залежності від діаметру зарядної порожнини та межі міцності порід на розтягання при тиску продуктів вибуху 1500 МПа (рис. 2.18).

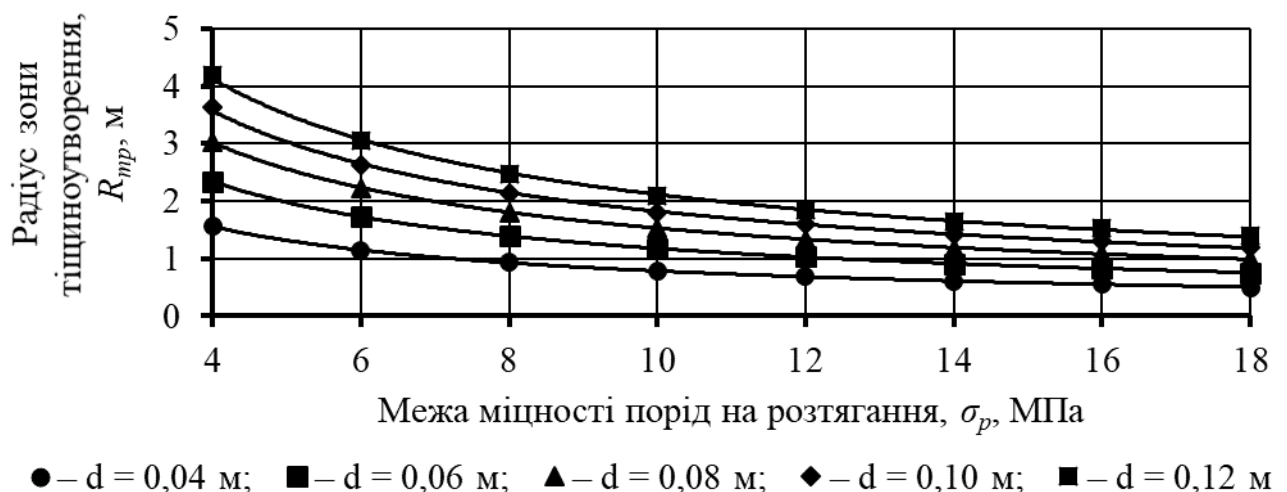


Рисунок 2.18 – Графіки залежності радіусу зони тріщиноутворення від межі міцності порід на розтягання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1500 МПа

За наведеною вище послідовністю встановлення залежності зміни радіусу зони зминання залежно від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР і межі міцності порід на стискання аналогічно виконаємо і для встановлення залежності зміни радіусу зони тріщиноутворення у масиві порід моделі.

Провівши апроксимацію максимальних значень отримано залежність зміни радіусу зони тріщиноутворення від межі міцності порід на розтягання для різних діаметрів зарядної порожнини

$$R_{mp} = 0,47 \cdot d \cdot P_1^{0,743} \cdot \sigma_p^{-0,747}, \text{ м.} \quad (2.71)$$

Підставивши формулу (2.12) у вираз (2.71) та виконавши необхідні перетворення, отримаємо залежність зміни радіусу зони тріщиноутворення для монолітних нетріщинуватих порід від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР і межі міцності порід на розтягання

$$R_{mp} = 0,1 \cdot d \cdot \rho^{0,743} \cdot D^{1,486} \cdot \sigma_p^{-0,747} \cdot K_{\partial z}^{0,743}, \text{ м.} \quad (2.72)$$

Межа міцності порід на розтягання з формули (2.33) знаходиться за виразом

$$\sigma_p = 4 \cdot \tau_3^2 \cdot \sigma_{cm}^{-1}, \text{ Па.} \quad (2.73)$$

Підставивши формулу (2.73) у вираз (2.72) та виконавши необхідні перетворення, отримаємо залежність зміни радіусу зони тріщиноутворення від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР, межі міцності порід на стискання та зсув

$$R_{mp} = 0,036 \cdot d \cdot \rho^{0,743} \cdot D^{1,486} \cdot \sigma_{cm}^{0,747} \cdot \tau_3^{-1,494} \cdot K_{\partial z}^{0,743}, \text{ м.} \quad (2.74)$$

Валідація отриманої у розділі 2.2 математичної моделі зони тріщиноутворення, необхідна для перевірки її придатності до розрахунку радіусу цієї зони за формулою (2.32), а також встановлення достовірності отриманих результатів. Для розрахунку розмірів зони тріщиноутворення в масиві порід навколо зарядної порожнини необхідно позначити наступні вихідні параметри: у якості ВР для розрахунку обираємо ЕВР Україніт-ПП-2 з наступними детонаційними характеристиками: густина ЕВР – 1100 кг/м<sup>3</sup> та швидкість детонації – 5100 м/с. До гірничо-технічних умов відносяться: діаметр зарядної порожнини – 0,043 м і межа міцності порід на

стискання – 40 – 180 МПа, тиск продуктів вибуху розраховується за формулою (2.12). Для проведення валідації математичної моделі радіусу зони тріщиноутворення використаємо результати СЕА і визначимо аналітичні показники радіусу цієї зони за формулою (2.74). Результати розрахунків радіусів зон тріщиноутворення, що утворюється в масиві порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні подано в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Радіус зони тріщиноутворення  
за результатами математичного моделювання та СЕА

Межа міцності порід на стискання $\sigma_{cm}$ , МПа	Радіус зони тріщиноутворення, $R_{mp}$ , м	
	Математична модель за формулою (2.31)	СЕА за формулою (2.74)
40	3,17	3,00
60	2,35	2,22
80	1,89	1,79
100	1,61	1,51
120	1,40	1,32
140	1,25	1,18
160	1,13	1,06
180	1,04	0,98

Результати розрахунку радіусу зони тріщиноутворення (табл. 2.14) за аналітичною моделлю згідно формули (2.32) порівнювали з результатами СЕА для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву отриманих за формулою (2.74), які подано у вигляді гістограми (рис. 2.19).

Як видно з гістограми розбіжність аналітичних параметрів не перевищує 6%, це вказує про високу достовірність отриманих результатів та придатності математичної моделі до розрахунку радіусу зони тріщиноутворення. Результати математичного моделювання радіусу зони тріщиноутворення, що утворюється в масиві порід навколо зарядної порожнини при вибуховому навантаженні, характеризуються задовільною збіжністю з результатами СЕА, виконаного за допомогою МСЕ, що вказує про високу достовірність отриманих результатів і дозволяє зробити попередній висновок.

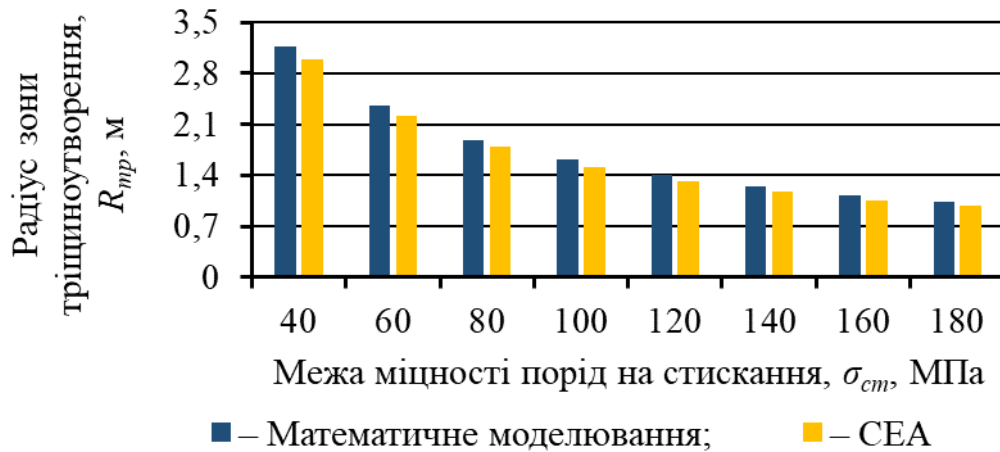


Рисунок 2.19 – Гістограма порівняння результатів розрахунку радіусу зони тріщиноутворення за математичною моделлю та результатами СЕА

Радіус зони тріщиноутворення, що формується при вибуху в монолітному скельному масиві заряду ВР залежить від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР, межі міцності порід на стискання та зсув і змінюється за степеневою залежністю, а використання коефіцієнтів ущільнення та структурного ослаблення дозволить розраховувати ЛНО з урахуванням тріщинуватості масиву та ущільнення порід під дією гірського тиску та вибуху при проектуванні раціональних параметрів БПР для підземного видобування руд.

## 2.5. Моделювання лінії найменшого опору через утворення воронки викиду при підриванні зарядів

Як було зазначено, що в момент вибуху заряду масив гірських порід навколо зарядної порожнини зазнає різкого удару, який обумовлений вибуховим перетворенням ВР. Цей удар викликає ударну хвилю, яка розповсюджується у радіальному напрямку та слабшає по мірі віддалення від центру заряду. Слідом за проходженням хвилі середовище починає відчувати тиск газів продуктів вибуху. У радіусі дії ударної хвилі утворюється зона зминання. З подальшим віддаленням від зарядної порожнини ударна хвиля переходить у хвилю напружень. Тиск продуктів вибуху у зім'ятих породах зони зминання діє на масив з меншою інтенсивністю за



рахунок збільшення площі контакту. Потім за зоною зминання утворюється зона подрібнення породи до якої входять зони інтенсивного подрібнення, у якій діють напруження стискання від тиску продуктів вибуху, і тріщиноутворення, де порода деформується під дією напружень зсуву та розтягання. За цією зоною утворюється зона стрясання де відбуваються коливання масиву, а руйнування порід утворюється за природними тріщинами без дроблення на окремі частини. Схематичне розташування цих зон подано на рис. 2.1. Величина радіусів перелічених зон, з однієї сторони залежать від детонаційних характеристик ВР, а з другої – від фізико-механічних властивостей масиву гірських порід. Тому, чим більше величина заряду та потужність ВР, тим ці радіуси більші, і навпаки, чим вища міцність порід, тим вони менші.

Якщо заряд розташувати відносно не далеко від вільної поверхні, то при вибуху відбувається руйнування породи в об'ємі деякого конусу, причому в об'ємі меншого конусу порода не тільки руйнується, але і викидається далі від контуру вільної поверхні. Зовнішню дію вибуху прийнято характеризувати за величиною відношення радіусу воронки викиду до ЛНО. Це співвідношення називається показником дії вибуху заряду

$$n = \frac{R}{W} = \operatorname{tg} \beta, \quad (2.75)$$

де  $R$  – радіус воронки вибуху на вільній поверхні, м;  $W$  – довжина ЛНО, м;  $\beta$  – половина кута при вершині конусу воронки викиду, град.

Тому за характером впливу на середовище, за показником дії вибуху заряди розрізняють на посиленого, нормального та зменшеного викиду [191]. Заряд, що утворює на вільній поверхні середовища воронку, радіус якої більше ЛНО, тобто  $n = \operatorname{tg} \beta > 1,0$  і  $R > W$  зветься зарядом посиленого викиду, а воронка – воронка посиленого викиду, а кут при вершині конусу при цьому – більше  $90^\circ$ . При  $n = \operatorname{tg} \beta = 1,0$  і  $R = W$  заряд ВР іменується зарядом нормального викиду, а створена воронка – воронкою нормального викиду, при цьому кут при вершині конусу –  $90^\circ$ . Якщо  $n = \operatorname{tg} \beta < 1,0$  і  $R < W$  то такий заряд іменується зарядом зменшеного викиду, а воронка – воронкою зменшеного викиду, при цьому кут при вершині конусу – менше  $90^\circ$ .

За даними практики ведення підривних робіт при  $0,75 < n = \operatorname{tg} \beta < 1,0$  видима воронка не утворюється, порода не викидається і зовнішня дія вибуху обмежується розпушуванням середовища. Такий заряд ВР іменується зарядом розпушування або подрібнення. Заряди зменшеного викиду використовують у тих випадках, коли потрібно тільки подрібнення породи або руди без значного викиду. Це характерно для підземних гірничих робіт при проведенні гірничих виробок і очисних роботах, а половина мінімального кута при вершині конусу воронки викиду, для цих умов буде дорівнювати  $\operatorname{arctg} 0,75 \approx 37^\circ$  [191].

Тому для визначення максимального значення величини ЛНО за радіусом зони тріщиноутворення, треба провести моделювання утворення воронки викиду подовженим зарядом, який розташовано паралельно вільній поверхні. Метою моделювання є отримання залежності розрахунку максимальної величини ЛНО подовженого заряду з урахуванням фізико-механічних властивостей породи та детонаційних характеристик ВР. Методика моделювання за допомогою програмного продукту SolidWorks Simulation утворення паралельним подовженим зарядом воронки викиду з мінімальним кутом при вершині –  $74^\circ$ , включало в себе виконання наступних етапів:

- формування вихідних даних для створення геометрії та матеріалу моделі;
- встановлення вихідного навантаження, обмежень та сітки моделі;
- визначення та обробка результатів величин ЛНО за зміною напруженого стану матеріалу моделі навколо зарядної порожнини;
- розробка розрахункової схеми та отримання аналітичної залежності розрахунку величини ЛНО.

Для моделювання утворення воронки викиду з кутом при вершині  $74^\circ$  (заряд подрібнення) паралельним подовженим зарядом за допомогою програмного продукту SolidWorks Simulation використовували вихідні дані для створення геометрії моделі, що подано у табл. 2.7. Також у якості вихідних даних матеріалу моделі використовували середні значення показників фізико-механічних властивостей порід та залізних руд за всіма залізородними шахтами України, що подано у табл. 2.8. Вихідне навантаження, обмеження та сітка моделей

виконувалося аналогічно з СЕА, що подано у розділі 2.4. Дію тиску продуктів вибуху встановлювали перпендикулярно граням та вибою зарядної порожнини, величиною розрахованою за формулою (2.82). Модель фіксувалася у нижній частині, щоб імітувати вибух заряду ВР у циліндрі породи, який розташовано на земній поверхні з урахуванням дії атмосферного тиску. Це пов'язана з тим, що при моделюванні не враховувалась ущільнення породи під дією гірського тиску. Після чого приступали до встановлення сітки скінченних елементів. Для точності результатів сітку встановлювали на підставі кривизни та робили високий рівень її щільності (рис. 2.11).

Обчислювальний експеримент з визначення величини ЛНО для кута при вершині воронки викиду  $74^\circ$  виконували у наступній послідовності. Викреслювали геометрію моделі розмірами, що подано у табл. 2.7. У середовищі SolidWorks Simulation обирали новий статистичний аналіз. Далі застосовували матеріал моделі згідно табл. 2.8 та фіксували модель і задавали тиск продуктів вибуху у зарядній порожнині. Після чого створювали сітку моделі на підставі кривизни з високою її щільністю і запускали обчислювальну програму для поточного дослідження. Потім у параметрах, виконували налагодження виведення результатів розрахунку напружень для відображення головного напруження розтягання  $\sigma_1$ . Далі задавали мінімальне значення параметру шкали графіку, який дорівнює межі міцності порід на стискання зі знаком «мінус», а максимальне значення – межі міцності на зсув зі знаком «плюс». За головним напруженням розтягання  $\sigma_1$  (рис. 2.20) і за допомогою інструменту зондування у масиві моделі визначали точки з напруженням, які згідно Третьої теорії міцності  $[\tau] = 0,5[\sigma_p]$  та з урахуванням динамічної дії вибуху дорівнювали  $0,5[\sigma_p] / K_d$  [186, 190].

Відстань від центру зарядної порожнини до визначених точок є радіусом зони тріщиноутворення. Потім викреслювали коло радіусом тріщиноутворення. З геометричного центру зарядної порожнини проводили два проміні з кутом між ними –  $74^\circ$ . Далі через дві точки перетину цих промінів з колом зони тріщиноутворення проводили відрізок. Потім з центру зарядної порожнини опускали перпендикуляр до цього відрізка, який являє собою максимальне

значення величини ЛНО і вимірювали його. Для якісної картини через відрізок, який розташовано на відстані ЛНО, за допомогою інструменту обмеженість перетину розрізали геометрію моделі паралельно подовженому заряду. Цей перетин імітував вільну поверхню, а головні напруження розтягання  $\sigma_1$  на ньому дають змогу побачити зону тріщиноутворення вздовж подовженого заряду розташованого у зарядній порожнині (рис. 2.20).

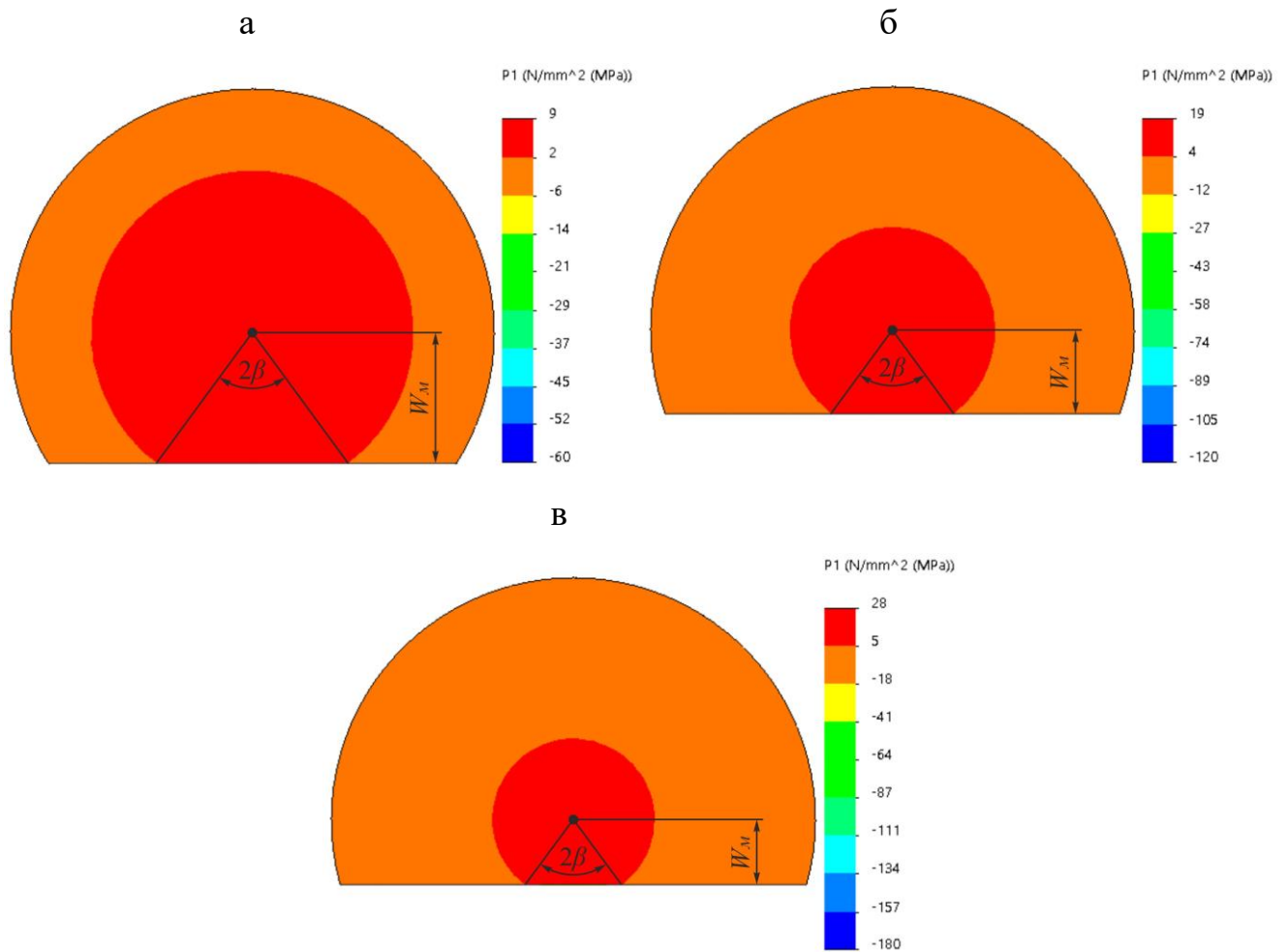


Рисунок 2.20 – Результати визначення ЛНО  $W_M$  за відображенням головного напруження розтягання  $\sigma_1$  для порід з межею міцності на стискання 60 (а), 120 (б) та 180 (в) МПа при діаметрі зарядної порожнини 0,04 м, тиску продуктів вибуху 1000 МПа і куті при вершині воронки викиду  $74^\circ$

Обчислювальні експерименти проводили для різної межі міцності порід на розтягання, при різному діаметрі зарядної порожнини та тиску продуктів вибуху. Отримані результати модельних вимірів максимального значення величини ЛНО для заряду подрібнення за мінімальним кутом при вершині конусу воронки  $74^\circ$  подано в табл. 2.15.

Таблиця 2.15 – Результати модельних вимірів  
максимального значення величини ЛНО

Межа міцності порід на розтягання, МПа	Діаметр зарядної порожнини, м				
	0,04	0,06	0,08	0,10	0,12
	Тиск продуктів вибуху 1000 МПа				
4	0,93	1,42	1,89	2,29	2,74
6	0,68	1,03	1,38	1,66	1,97
8	0,54	0,83	1,10	1,33	1,57
10	0,46	0,70	0,94	1,14	1,35
12	0,41	0,62	0,83	1,01	1,19
14	0,37	0,55	0,74	0,91	1,08
16	0,33	0,49	0,66	0,81	0,96
18	0,30	0,46	0,61	0,76	0,92
	При тиску продуктів вибуху 1500 МПа				
4	1,25	1,87	2,42	2,90	3,35
6	0,91	1,38	1,78	2,10	2,44
8	0,74	1,11	1,45	1,70	1,97
10	0,62	0,93	1,21	1,43	1,66
12	0,55	0,82	1,07	1,28	1,48
14	0,48	0,72	0,93	1,13	1,31
16	0,45	0,67	0,87	1,05	1,21
18	0,40	0,60	0,79	0,95	1,11
	При тиску продуктів вибуху 2000 МПа				
4	1,53	2,25	2,85	3,40	3,90
6	1,10	1,61	2,06	2,42	2,76
8	0,90	1,30	1,66	1,96	2,23
10	0,77	1,13	1,43	1,69	1,93
12	0,69	1,01	1,28	1,50	1,73
14	0,60	0,88	1,13	1,33	1,54
16	0,55	0,81	1,03	1,23	1,41
18	0,48	0,71	0,91	1,10	1,27

За результатами модельних вимірів (див. табл. 2.15) розглянемо характер зміни максимальної величини ЛНО в залежності від діаметру зарядної порожнини та межі міцності порід на розтягання при тиску продуктів вибуху 1500 МПа (рис. 2.21).

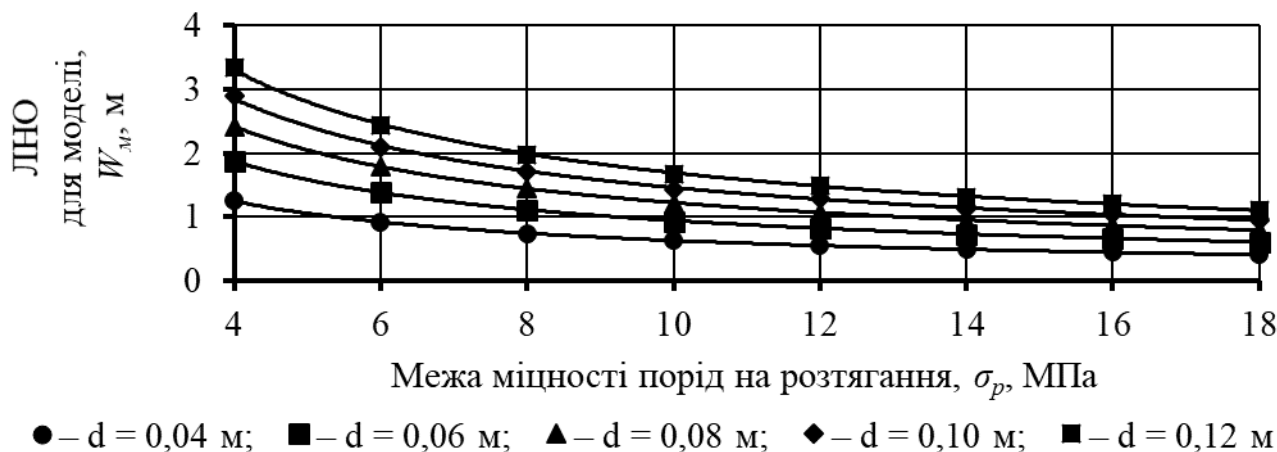


Рисунок 2.21 – Графіки залежності максимальної величини ЛНО від межі міцності порід на розтягання та діаметру зарядної порожнини при тиску продуктів вибуху 1500 МПа

Провівши апроксимацію максимальних значень отримано залежності зміни максимальної величини ЛНО для моделі  $W_M$  від межі міцності порід на розтягання  $\sigma_p$  для різних діаметрів зарядної порожнини  $d$ .

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 1000$  МПа

– при  $d = 0,04$  м

$$W_M = 62000 \cdot \sigma_p^{-0,732}, \text{ м, при } R^2 = 0,9891; \quad (2.76)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$W_M = 91000 \cdot \sigma_p^{-0,730}, \text{ м, при } R^2 = 0,9894; \quad (2.77)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$W_M = 126000 \cdot \sigma_p^{-0,732}, \text{ м, при } R^2 = 0,9895; \quad (2.78)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$W_M = 147000 \cdot \sigma_p^{-0,729}, \text{ м, при } R^2 = 0,9988; \quad (2.79)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$W_m = 173000 \cdot \sigma_p^{-0,729}, \text{ м, при } R^2 = 0,9971. \quad (2.80)$$

У формулах (2.76) – (2.80), при різних діаметрах зарядної порожнини, максимальна величина ЛНО від межі міцності порід на розтягання змінюється за наступною степеневою залежністю

$$W_m = a \cdot \sigma_p^{-0,73}, \quad (2.81)$$

де  $a$  – число, яке має відому величину.

Значення числа  $a$  в залежності від діаметру зарядної порожнини

$$a = 1470000 \cdot d, \text{ при } R^2 = 0,9859. \quad (2.82)$$

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 1500$  МПа

– при  $d = 0,04$  м

$$W_m = 83000 \cdot \sigma_p^{-0,732}, \text{ м, при } R^2 = 0,9891; \quad (2.83)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$W_m = 123000 \cdot \sigma_p^{-0,731}, \text{ м, при } R^2 = 0,9895; \quad (2.84)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$W_m = 153000 \cdot \sigma_p^{-0,728}, \text{ м, при } R^2 = 0,9893; \quad (2.85)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$W_m = 192000 \cdot \sigma_p^{-0,732}, \text{ м, при } R^2 = 0,9988; \quad (2.86)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$W_m = 221000 \cdot \sigma_p^{-0,730}, \text{ м, при } R^2 = 0,9991. \quad (2.87)$$

Таким чином, у формулах (2.83) – (2.87), при різних діаметрах зарядної порожнини, максимальна величина ЛНО від межі міцності порід на розтягання змінюється за степеневою залежністю, яку подано у формулі (2.81).

Значення числа  $a$  в залежності від діаметру зарядної порожнини

$$a = 1920000 \cdot d, \text{ при } R^2 = 0,9882. \quad (2.88)$$

Для масиву порід моделі при тиску продуктів вибуху  $P_1 = 2000$  МПа

– при  $d = 0,04$  м

$$W_m = 100000 \cdot \sigma_p^{-0,731}, \text{ м, при } R^2 = 0,9874; \quad (2.89)$$

– при  $d = 0,06$  м

$$W_m = 142000 \cdot \sigma_p^{-0,728}, \text{ м, при } R^2 = 0,9873; \quad (2.90)$$

– при  $d = 0,08$  м

$$W_m = 189000 \cdot \sigma_p^{-0,732}, \text{ м, при } R^2 = 0,9881; \quad (2.91)$$

– при  $d = 0,10$  м

$$W_m = 221000 \cdot \sigma_p^{-0,730}, \text{ м, при } R^2 = 0,9981; \quad (2.92)$$

– при  $d = 0,12$  м

$$W_m = 251000 \cdot \sigma_p^{-0,729}, \text{ м, при } R^2 = 0,9973. \quad (2.93)$$

Так у формулах (2.89) – (2.93), при різних діаметрах зарядної порожнини, максимальна величина ЛНО від межі міцності порід на розтягання змінюється за степеневою залежністю, яку подано у формулі (2.81).

Значення числа  $a$  від діаметру зарядної порожнини змінюється за залежністю

$$a = 2210000 \cdot d, \text{ при } R^2 = 0,9862. \quad (2.94)$$

Так, у формулах (2.82), (2.88) і (2.94) при різному тиску продуктів вибуху, число  $a$  в залежності від діаметру зарядної порожнини змінюється за наступною залежністю

$$a = b \cdot d, \quad (2.95)$$

де  $b$  – дане число, яке має відому величину.

Значення числа  $b$  в залежності від тиску продуктів вибуху

$$b = 0,475 \cdot P_1^{0,72}, \text{ при } R^2 = 0,9737. \quad (2.96)$$

Підставимо формулу (2.96) у вираз (2.95) отримуємо

$$a = 0,475 \cdot P_1^{0,72} \cdot d. \quad (2.97)$$

Формулу (2.97) підставимо у вираз (2.81) отримаємо

$$W_m = 0,475 \cdot d \cdot P_1^{0,72} \cdot \sigma_p^{-0,73}, \text{ м.} \quad (2.98)$$

Підставивши формули (2.12) і (2.73) у вираз (2.98) та виконавши необхідні перетворення, отримаємо залежність зміни величини ЛНО від діаметру зарядної



порожнини та діаметру самого заряду ВР, щільності та швидкості детонації ВР, межі міцності порід на стискання та зсув

$$W_m = 0,0386 \cdot d \cdot \rho^{0,72} \cdot D^{1,44} \cdot \sigma_{cm}^{0,73} \cdot \tau_3^{-1,46} \cdot K_{\partial_3}^{0,72}, \text{ м.} \quad (2.99)$$

Виконаний аналіз результатів модельних вимірів максимальної величини ЛНО, що подано у табл. 2.15, дозволив розробити розрахункову схему для встановлення аналітичної залежності максимальної величини ЛНО, що зображено на рис. 2.22.

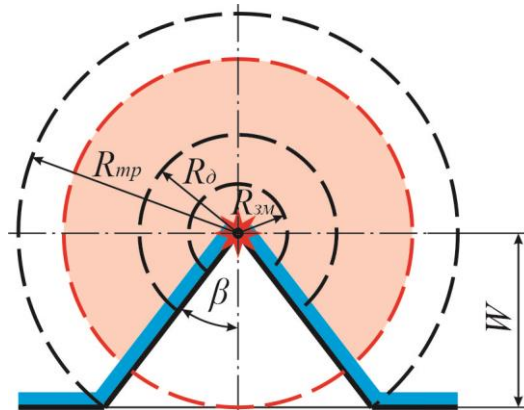


Рисунок 2.22 – Розрахункова схема для визначення величини ЛНО  $W$ :

$\beta$  – половина кута при вершині конусу воронки викиду, що дорівнює  $37^\circ$

Згідно розрахункової схеми (рис. 2.22) максимальне значення величини ЛНО можна встановити за розмірами зон тріщиноутворення та інтенсивного подрібнення. За допомогою тригонометричних функцій отримаємо аналітичну залежність розрахунку величини ЛНО заряду ВР за радіусом зони тріщиноутворення

$$W_{mp} = R_{mp} \cdot \cos \beta, \text{ м,} \quad (2.100)$$

де  $R_{mp}$  – радіус зони тріщиноутворення, що визначається за формулою (2.40), м.

Згідно основних положень квазістатично-хвильової гіпотези дії вибуху у гірській породі масив руйнується завдяки комбінованій дії тиску продуктів вибуху і хвиль напружень, тому для встановлення величини ЛНО використаємо розміри зони інтенсивного подрібнення. В цій зоні порода руйнується завдяки дії напружень стискання, які утворюються від тиску продуктів вибуху та інтенсивного утворення тріщин. Величина ЛНО з урахуванням площі зони інтенсивного подрібнення складає

$$W_{\delta} = \sqrt{\pi} \cdot R_{\delta}, \text{ м.} \quad (2.101)$$

де  $R_{\delta}$  – радіус зони інтенсивного подрібнення, що визначається за виразом (2.39), м.

Для встановлення найбільш придатної аналітичної залежності до розрахунку максимальної величини ЛНО, виконаємо порівняння формул (2.100) і (2.101) з отриманою за результатами чисельного моделювання воронки викиду залежністю (2.99). Для розрахунку максимальної величини ЛНО необхідно позначити наступні вихідні параметри: у якості ВР для розрахунку обираємо ЕВР Україніт-ПП-2 з наступними детонаційними характеристиками: густина ЕВР – 1100 кг/м<sup>3</sup> та швидкість детонації – 5100 м/с. До гірничо-технічних умов відносяться: діаметр зарядної порожнини – 0,043 м, межа міцності порід на стискання – 40 – 180 МПа, тиск продуктів вибуху розраховується за формулою (2.12). Так, як не враховується тріщинуватість та ущільнення порід під дією гірського тиску, то розрахунок радіусу зони інтенсивного подрібнення виконували за формулою (2.25), а зони тріщиноутворення за формулою (2.32). Результати розрахунків величини ЛНО за радіусами зон інтенсивного подрібнення, тріщиноутворення і результатами чисельного моделювання воронки викиду подано в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 – Величини ЛНО за радіусами зон інтенсивного подрібнення, тріщиноутворення і результатами чисельного моделювання воронки викиду

Межа міцності порід на стискання $\sigma_{cm}$ , МПа	Величина ЛНО, м		
	$W_m$ за формулою (2.99)	$W_{mp}$ за формулою (2.100)	$W_{\delta}$ за формулою (2.101)
40	2,34	2,57	2,26
60	1,74	1,89	1,72
80	1,41	1,53	1,42
100	1,20	1,29	1,22
120	1,05	1,13	1,08
140	0,94	1,00	0,98
160	0,85	0,91	0,90
180	0,78	0,83	0,83

Результати розрахунку максимальної величини ЛНО за результатами чисельного моделювання МСЕ воронки викиду згідно залежності (2.99) порівнювали з результатами розрахунку ЛНО за аналітичними формулами (2.100) і (2.101), що подано у вигляді гістограми (рис. 2.23).

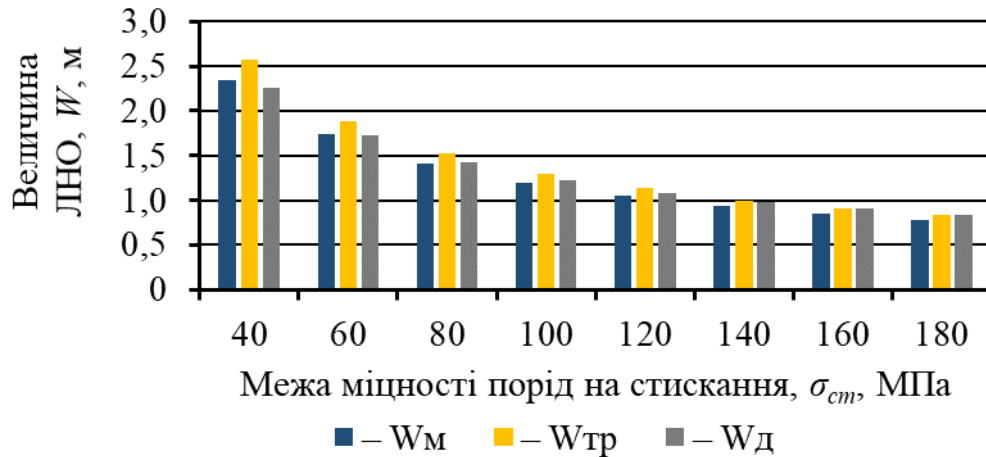


Рисунок 2.23 – Гістограма порівняння результатів розрахунку величини ЛНО за результатами чисельного моделювання  $W_m$ , розмірами радіусів зон тріщиноутворення  $W_{tr}$  та інтенсивного подрібнення  $W_d$

Як видно з гістограми розбіжність результатів розрахунку ЛНО для моделі  $W_m$  та розрахованої ЛНО за радіусом зони тріщиноутворення  $W_{tr}$  складає 6 – 9%. Розбіжність результатів величини ЛНО для моделі  $W_m$  та розрахованої ЛНО за радіусом зони інтенсивного подрібнення  $W_d$  склало 1 – 6%. Це вказує про високу достовірність отриманих результатів та придатності встановлених аналітичних залежностей до розрахунку величини ЛНО за зоною тріщиноутворення або інтенсивного подрібнення. Але якщо порівняти результати розрахунків величини ЛНО за радіусами зони тріщиноутворення та інтенсивного подрібнення то можна зробити наступний висновок. Найбільш коректною є формула розрахунку ЛНО за радіусом зони інтенсивного подрібнення тому, що розрахована величина ЛНО для порід 40 і 60 МПа за радіусом зони тріщиноутворення не може бути такою великою, бо м'яка порода під дією вибуху більше руйнується завдяки стисканню а не утворенню тріщин.

Моделювання процесу утворення воронки викиду при підриванні зарядів дозволило отримати аналітичні залежності розрахунку величини ЛНО для моделі та за величиною радіусу зон тріщиноутворення й інтенсивного подрібнення. Порівняння результатів розрахунку ЛНО за цими залежностями дозволило встановити, що найбільш коректною є формула розрахунку максимальної величини ЛНО за радіусом зони інтенсивного подрібнення, так як вона найбільш правильно представляє процес руйнування масиву гірських порід вибухом. Отримані результати моделювання лінії найменшого опору через утворення воронки викиду при підриванні зарядів ВР у повному обсязі подано у роботі [192].

## **2.6. Висновки**

1. Аналізом гіпотез механізму руйнування масиву гірських порід вибухом, а також теорій формування радіусів зон, які утворюються навколо зарядної порожнини під дією вибуху встановлено, що науковці розглядали утворення тільки двох зон – зминання та тріщиноутворення, але не вивчали перехідної зони – інтенсивного подрібнення, у межах якої продовжується дія тиску продуктів детонації, тобто напружень стискання. Подальшим аналізом деформації гірських порід навколо зарядної порожнини з точки зору критерію та схеми руйнування середовища виконано деталізацію зон, що утворюються навколо зарядної порожнини, якими є зони зминання, інтенсивного подрібнення, тріщиноутворення й стрясання.

2. Математичним моделюванням механізму утворення зон зминання та подрібнення масиву гірських порід навколо зарядної порожнини при його вибуховому навантаженні розроблено аналітичні моделі радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, які утворюються навколо зарядної порожнини у монолітному та тріщинуватому масивах гірських порід при його вибуховому навантаженні з урахуванням діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, детонаційних характеристик ВР, міцності порід на розтягання-стискання і їх ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. Перевіркою математичних моделей радіусів цих зон з результатами розрахунку за відомими теоріями, встановлено

розбіжність, що не перевищує для зони зминання і тріщиноутворення – 2%, а інтенсивного подрібнення – 8%. Це вказує про високу достовірність отриманих результатів і коректності розроблених математичних моделей.

3. Чисельним моделюванням руйнування моделі навколо зарядної порожнини, яке проведено за допомогою МСЕ, встановлено степеневі залежності зміни радіусів зон зминання та подрібнення масиву моделі в залежності від діаметру зарядної порожнини, тиску продуктів вибуху і межі міцності порід на розтягання-стискання. Порівнянням результатів дослідження математичних моделей радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення з результатами чисельного моделювання для крайових умов монолітного нетріщинуватого масиву встановлено розбіжність величин радіусів цих зон – 4, 8 і 6% відповідно, що вказує про високу достовірність отриманих результатів і придатності математичних моделей до розрахунку радіусів цих зон.

4. Моделюванням процесу утворення воронки викиду, за допомогою МСЕ за головним напруженням розтягання, отримано та обрано аналітичну залежність розрахунку ЛНО заряду ВР за зоною інтенсивного подрібнення, за допомогою якої ЛНО розраховується в залежності від діаметрів зарядної порожнини та заряду ВР, щільності і швидкості детонації ВР, межі міцності порід на стискання, їх тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. Використання цієї аналітичної залежності дозволить проектувати раціональні параметри БПР при проведенні гірничих виробок і відбиванні масиву.

## РОЗДІЛ 3

### ДОСЛІДЖЕННЯ ДЕТОНАЦІЙНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОМИСЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН І ВИЗНАЧЕННЯ ЇХ ПРАЦЕЗДАТНОСТІ

#### **3.1. Дослідження зміни густини емульсійних вибухових речовин від нахилу зарядної порожнини**

Застосування ВР у гірництві має свою історію. При відкритті нових вибухових хімічних сполук проводилося впровадження їх у гірничу промисловість. Підвищення вимог до безпеки проведення підричних робіт призвело до створення ряду ПВР на основі аміачної селітри, які застосовуються для відбивання та подрібнення твердих корисних копалин. Після створення ЕВР в 1961 році [193], а також розробки та удосконалення їх властивостей і характеристик, у всьому світі почалося їх широкомасштабне впровадження, як при відкритій розробці, так і при підземному видобуванні корисних копалин [194]. У порівнянні з ВР, що містять тротил, ЕВР є більш безпечними, як при використанні, так і при перевезенні та зберіганні, а також дозволяють знизити витрати на підричні роботи [195]. Ще одною перевагою ЕВР є їх екологічність, яка пов'язана з малим техногенним впливом продуктів вибуху на атмосферу [196–199]. Так для зниження негативного впливу підричних робіт на навколишнє середовище, всі залізорудні підприємства України з відкритим способом розробки (кар'єри) перейшли на ЕВР. Активне впровадження технології ведення підричних робіт за допомогою ЕВР вітчизняного виробництва типу «Україніт», що було розпочате на кар'єрах ще у 2003 році [20], призвело до логічного бажання дослідників і виробничників застосувати цю ж технологію і на підприємствах з видобування руд підземним способом. Але проста заміна тротиловмісних ВР на ЕВР без зміни технології проведення підричних робіт є неприйнятною. Основними причинами цього є обмежені розміри гірничих виробок, в яких необхідно розмістити зарядне обладнання, якого на той час ще не існувало. Довжина колонки заряду ВР у підземних умовах в 3 – 4 рази більше у порівнянні з

відкритою розробкою, але з меншим діаметром свердловин. І найважливіше – це те, що у підземних умовах при підривних роботах необхідно здійснювати заряджання, як висхідних, так і низхідних свердловин, які можуть розташовуватися, як за паралельною, так і за віяловою схемами [200]. Це обумовило необхідність розробки високов'язких складів ЕВР, засобів утримання П-Б у свердловинах, введення антипіритних добавок для ЕВР та багато іншого [30, 33, 201].

При заряджанні свердловин довжиною до 55 м, зростає гідростатичний тиск, що збільшує густину ЕВР у нижній частині зарядів за рахунок зменшення розмірів газових пор. Зі збільшенням густини ЕВР відбувається зниження її чутливості, а детонаційна хвиля стає нерівномірною і переривчастою, аж до повного її згасання. Це призводить до відмов зарядів, ліквідація яких вимагає великих матеріальних і технічних витрат, а також складних заходів з безпеки праці. Тому дослідження зміни вибухових властивостей і детонаційних характеристик ЕВР при заряджанні як висхідних, так і низхідних свердловин при різних схемах відбивання руди є актуальним завданням, яке дозволить визначити параметри заряджання та забезпечить високу якість подрібнення руди, а також знизить собівартість її відбивання.

Як відомо з практичного досвіду, відбивання руди свердловинами застосовується при розробці покладів потужністю понад 5 м незалежно від їх кута падіння та міцності рудного масиву при підповерхово- та поверхово-камерних системах розробки, системах підповерхового та поверхового обвалення, підповерхово- та поверхово-камерних системах розробки із закладанням виробленого простору. Від обраної конструкції системи розробки, а також її особливостей, відбивання руди здійснюється на горизонтальний, вертикальний вільний простір або у «затисненому» середовищі горизонтальними, похилими й вертикальними шарами. Для цього застосовують паралельну, віялову, паралельно-пучкову та віяло-пучкову схеми розташування свердловин [200, 202].

Аналізом технологічних схем ведення очисних робіт, що подано у табл. 1.4, а також проектно-технічної документації, встановлено, що для відбивання залізних руд на шахтах України використовується віялова схема розташування свердловин.

Умови використання паралельної або паралельно-пучкової схем розташування свердловин вельми обмежено із-за низки недоліків перед віяловою, яка на сьогодні набула найбільшого поширення. В основному ці дві схеми застосовуються для утворення вертикального компенсаційного простору, тобто відрізної щілини. Також з табл. 1.4 видно, що рудними шахтами Криворізького басейну, для відбивання залізної руди використовуються висхідні віяла свердловин, а в умовах ПрАТ «ЗЗРК» – кругові віяла. Тому науково-виробничий інтерес представляє дослідження зміни густини та маси заряду наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду при різних кутах нахилу, як висхідних, так і низхідних свердловин, який коливається у межах від  $-90$  до  $+90^\circ$ .

Аналітичними дослідженнями зміни густини ЕВР у зарядній порожнині займалися Горінов С.А., Ляхін С.В., Маслов І.Ю. Оверченко М.М., Синіцин В.О. Фокін В.О. та ін., за результатами яких були розроблені математичні моделі визначення зміни густини ЕВР за довжиною вертикальної колонки заряду з урахуванням гідростатичного тиску, що подано у роботах [203–207]. Так, автори у роботах [203–205, 207] запропонували методики розрахунку густини ЕВР, що сенсibilізована газовими порами, за довжиною низхідного свердловинного заряду. Але ці запропоновані методики не враховують зміну величини гідростатичного тиску при різних кутах нахилу колонки заряду ЕВР. За результатами аналітичних досліджень групою авторів у роботі [206] запропоновано методику розрахунку розподілу густини у зарядах ЕВР, що сенсibilізована газовими порами, за висотою колонок зарядів у низхідних і висхідних свердловинних. За цією методикою встановлено, що при низхідних зарядах довжиною понад 30 м потрібно враховувати їх термоусадку. Перевагою методики слугує розрахунок зміни густини ЕВР за довжиною колонки заряду для висхідних і низхідних свердловин при різних кутах нахилу. Основним недоліком запропонованої методики є дуже великий масив вихідних даних та складний алгоритм розрахунку. На підставі раніше отриманих результатів дослідження зміни густини ЕВР за довжиною колонки заряду необхідно розробити нову методику розрахунку величини густини за довжиною заряду, як висхідних, так і низхідних зарядних порожнин при різних кутах нахилу зарядної порожнини.



Метою дослідження зміни густини наливних ЕВР від нахилу зарядної порожнини є розробка нової методики розрахунку густини за довжиною колонки заряду з урахуванням гідростатичного тиску при різних кутах нахилу зарядної порожнини та встановлення закономірності зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною заряду при різних кутах нахилу свердловин. Методика дослідження зміни густини ЕВР за довжиною колонки заряду містить наступні етапи:

- розробка розрахункової схеми та нової методики розрахунку зміни густини та маси ЕВР у зарядній порожнині при різних кутах її нахилу;
- розрахунок густини та маси ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду при різних кутах нахилу зарядної порожнини.

Розробка нової методики розрахунку зміни густини та маси ЕВР за довжиною сформованої колонки заряду в зарядній порожнині при різних кутах її нахилу виконували згідно розрахункової схеми, що подана на рис. 3.1.

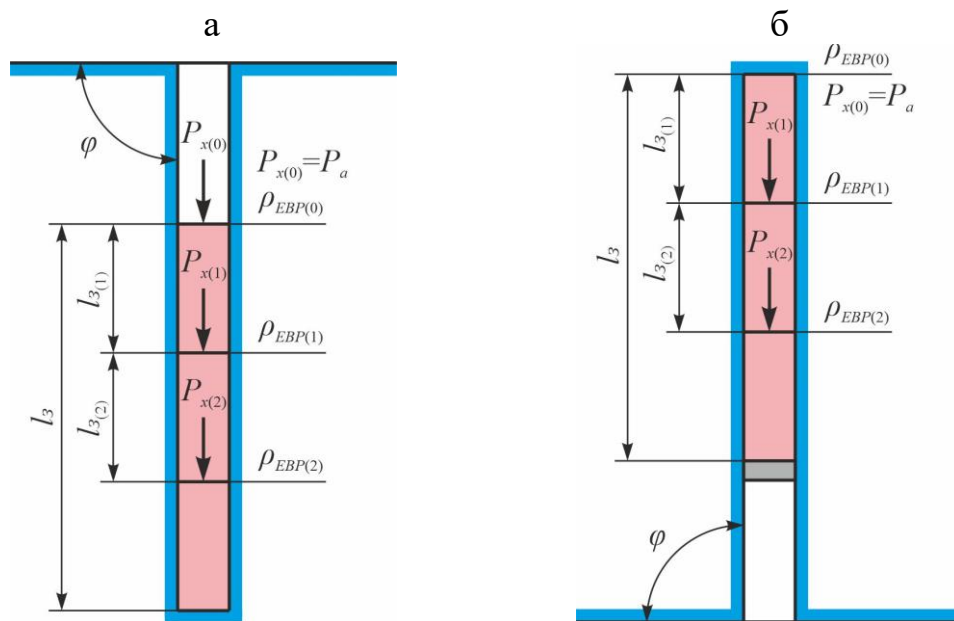


Рисунок 3.1 – Розрахункова схема до визначення густини ЕВР за довжиною сформованої колонки заряду в низхідних (а) і висхідних (б) зарядних порожнинах:

$P_a$  – атмосферний тиск, МПа;  $P_{x(0)}, P_{x(1)}, P_{x(2)}, \dots, P_{x(i)}$  – гідростатичний тиск, МПа;

$\rho_{EBP(0)}, \rho_{EBP(1)}, \rho_{EBP(2)}, \dots, \rho_{EBP(i)}$  – густина ЕВР у розрахунковій довжині  $\Delta l_i$ , кг/м<sup>3</sup>;

$l_{z(1)}, l_{z(2)}, \dots, l_{z(i)}$  – довжина колонки заряду при  $i$ -му гідростатичному тиску, м;

$l_z$  – довжина колонки заряду ЕВР, м;  $\varphi$  – кут нахилу зарядної порожнини ( $0 - 90^\circ$ )

Для розрахунку густини ЕВР на деякій глибині за довжиною сформованої колонки заряду у зарядній порожнині, треба задати фіксоване значення гідростатичного тиску стовпа ЕВР довжиною (висотою)  $\Delta l_i$

$$\Delta P = \rho_{ЕВР} \cdot g \cdot \Delta l_i \cdot 10^{-6}, \text{ МПа}, \quad (3.1)$$

де  $\Delta l_i$  – довжина (висота) шару ЕВР, що збільшує гідростатичний тиск на фіксоване значення, м;  $\rho_{ЕВР}$  – густина наливної ЕВР при фіксованому гідростатичному тиску, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – прискорення вільного падіння, що дорівнює 9,81 м/с<sup>2</sup>.

Згідно розрахункової схеми (рис. 3.1), тиск при якому буде знаходитися шар ЕВР за довжиною колонки заряду з урахуванням кута нахилу зарядної порожнини до горизонтальної площини

$$P_{x(i)} = P_{x(i-1)} + \Delta P \cdot \sin \varphi, \text{ МПа}. \quad (3.2)$$

Так, як ЕВР складається з флюїдів, що не змішуються, тому максимальну густина можна розрахувати через питомі об'єми, що займає кожен з флюїдів у ЕВР [207–210].

При атмосферному тиску  $P_a = P_{x(0)}$

– питомий об'єм емульсії у ЕВР

$$V_{EM} = 1 / \rho_{EM} \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (3.3)$$

де  $\rho_{EM}$  – густина емульсії, кг/м<sup>3</sup>.

– питомий об'єм газових включень у ЕВР

$$V_{\Gamma(0)} = \frac{1}{\rho_{ЕВР(0)}} - \frac{1}{\rho_{EM}}, \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (3.4)$$

де  $\rho_{ЕВР(0)}$  – густина наливної ЕВР при атмосферному тиску, тобто густина ЕВР на виході зі шлангу зарядної машини, кг/м<sup>3</sup>.

На шар ЕВР з розрахунковим кроком  $\Delta l_i$  за довжиною колонки заряду діє гідростатичний тиск  $P_{x(i)}$ , при цьому об'єм емульсії практично не змінюється ( $V_{EM} \cong const$ ), а загальний об'єм газових включень зменшується до  $V_{\Gamma(i-1)}$ . Тоді згідно закону Бойля-Маріотта

$$V_{\Gamma(i)} = \frac{P_{x(i-1)} \cdot V_{\Gamma(i-1)}}{P_{x(i)}} \text{ м}^3/\text{кг}. \quad (3.5)$$

Густина наливної ЕВР у розрахунковій довжині  $\Delta l_i$

$$\rho_{EBP(i)} = 1 / (V_{EM} + V_{\Gamma(i)}), \text{ кг/м}^3. \quad (3.6)$$

Середня густина ЕВР у розрахунковій довжині  $\Delta l_i$

$$\rho_{cpEBP(i)} = 0,5 \cdot (\rho_{EBP(i-1)} + \rho_{EBP(i)}), \text{ кг/м}^3. \quad (3.7)$$

З формули (3.1) довжина шару ЕВР, у якому збільшиться гідростатичний тиск на фіксовану величину  $\Delta P$

$$\Delta l_i = \frac{\Delta P \cdot 10^6}{\rho_{cpEBP(i)} \cdot g}, \text{ м.} \quad (3.8)$$

Довжина колонки заряду при гідростатичному тиску  $P_{x(i)}$

$$l_{z(i)} = l_{z(i-1)} + \Delta l_i, \text{ м.} \quad (3.9)$$

Маса ЕВР у заряді довжиною  $l_i$  при гідростатичному тиску  $P_{x(i)}$

$$m_i = m_{(i-1)} + \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta l_i \cdot \rho_{cpEBP(i)}, \text{ кг,} \quad (3.10)$$

де  $d$  – діаметр зарядної порожнини, м.

Розроблена методика призначена для розрахунку густини та маси ЕВР, яка сенсibilізована газовими порами, за довжиною сформованої колонки заряду при різних кутах нахилу, як висхідних, так і низхідних зарядних порожнин. Результати розрахунку густини ЕВР за новою методикою порівнювали з результатами, які подані у роботах [205, 207]. Розбіжність результатів розрахунку для різних ЕВР коливається у межах від 1 до 8%, що вказує на високу збіжність отриманих результатів. Врахування величини густини ЕВР дозволяє дослідити зміни швидкості детонації за довжиною заряду наливної ЕВР Україніт-ПП-2.

За допомогою розробленої методики виконаємо розрахунок густини та маси для наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за наступними вихідними даними: густина емульсії  $\rho_{EM} = 1500 \text{ кг/м}^3$ , початкова густина ЕВР  $\rho_{EBP(0)} = 800, 950 \text{ і } 1100 \text{ кг/м}^3$ , величина атмосферного тиску  $P_a = P_{x(0)} = 0,1013 \text{ МПа}$ , прийняте фіксоване значення гідростатичного тиску  $\Delta P = 0,01 \text{ МПа}$ , кут нахилу зарядної порожнини  $\varphi = 0 - 90^\circ$ . У якості прикладу розглянемо зміну густини за довжиною сформованої колонки заряду наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що сенсibilізована газовими порами, яку розміщено у зарядній порожнині з різними кутами нахилу, що подано на рис. 3.2.

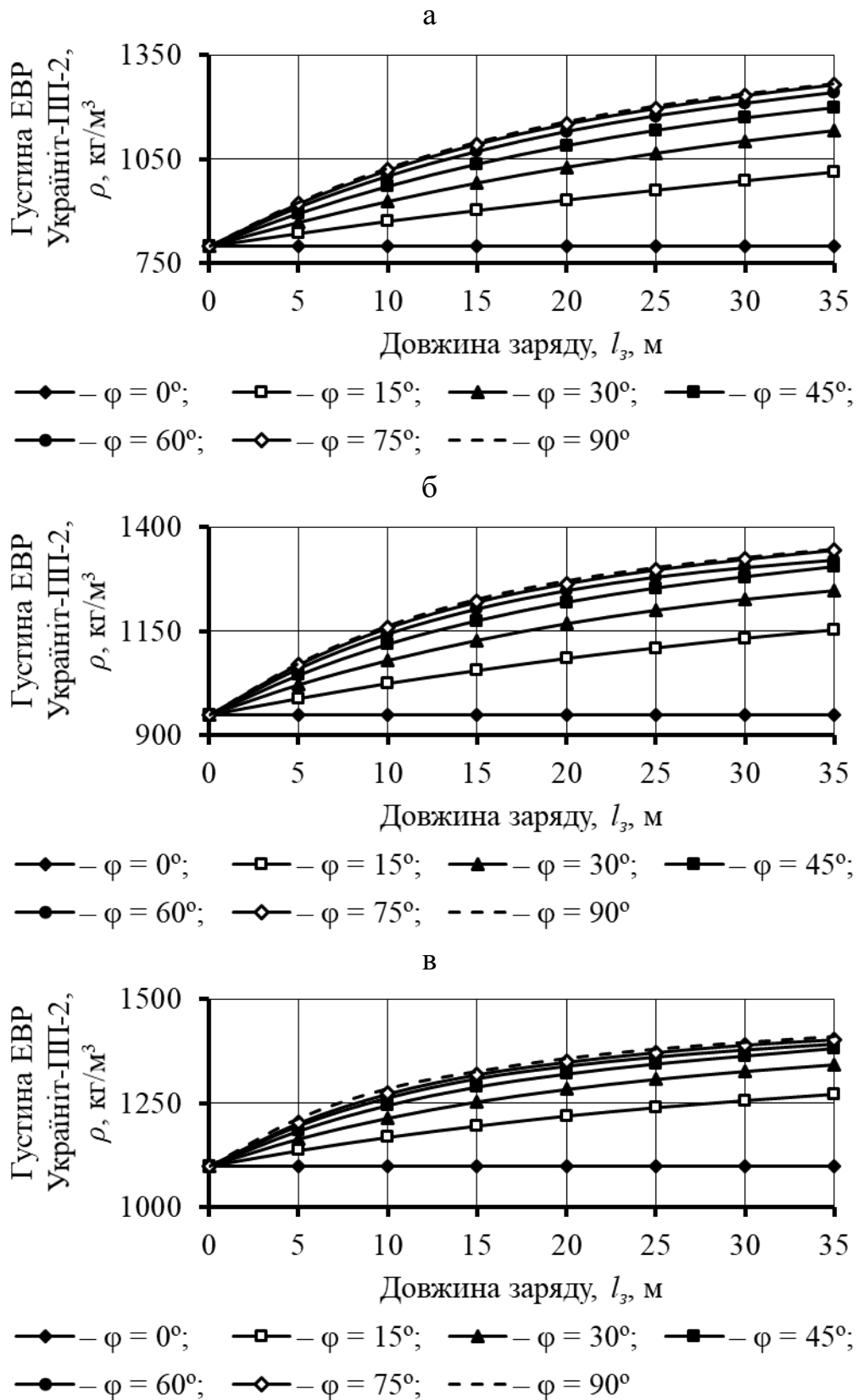


Рисунок 3.2 – Графіки залежності зміни густини наливної ЕВР Україніт-ІІІ-2 за довжиною сформованої колонки заряду від кута нахилу зарядної порожнини при початковій густині 800 (а), 950 (б) і 1100 (в) кг/м<sup>3</sup>

Виконавши подальший аналіз результатів розрахунку зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 на виході зі шлангу зарядної машини, що дорівнювали 800 і 950 кг/м<sup>3</sup>, яка формується за довжиною заряду при куті нахилу свердловин від 0 до 90° при довжині сформованої колонки заряду до 55 м, можна зробити висновок, що густина сформованого заряду ЕВР не перевищує критичного значення 1410 кг/м<sup>3</sup>. Це вказує на нормальний розвиток детонації. Із зміною густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 на виході зі шлангу зарядної машини, яка дорівнювала 1100 кг/м<sup>3</sup>, густина сформованого заряду ЕВР при довжині колонки заряду більше 35 м і кутах нахилу свердловин 60 – 90° починає перевищувати значення критичної густини у 1410 кг/м<sup>3</sup>. Це вказує на те, що на даній ділянці заряду буде різко знижуватися швидкість детонації аж до її згасання.

Апроксимували максимальні значення отримали емпіричні формули розрахунку зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною заряду для різних кутів нахилу свердловин при густині на виході зі шлангу зарядної машини

– 800 кг/м<sup>3</sup>

$$\rho = 2,9 \cdot \varphi^{0,4} \cdot l_3 - 0,01 \cdot \varphi^{0,6} \cdot l_3^2 + 0,9 \cdot \varphi + 800, \text{ кг/м}^3; \quad (3.11)$$

– 950 кг/м<sup>3</sup>

$$\rho = 2,75 \cdot \varphi^{0,35} \cdot l_3 - 0,01 \cdot \varphi^{0,55} \cdot l_3^2 + 0,8 \cdot \varphi + 950, \text{ кг/м}^3; \quad (3.12)$$

– 1100 кг/м<sup>3</sup>

$$\rho = 2,6 \cdot \varphi^{0,3} \cdot l_3 - 0,01 \cdot \varphi^{0,5} \cdot l_3^2 + 0,7 \cdot \varphi + 1100, \text{ кг/м}^3, \quad (3.13)$$

де  $\varphi$  – кут нахилу свердловини, який змінюється у межах 0 – 90°;  $l_3$  – довжина сформованої колонки заряду, для низхідних свердловин розраховується від устя до вибою свердловини, а у висхідних свердловин – від вибою убік устя свердловини, який змінюється у межах  $0 < l_3 \leq 55$  м.

Подальшими дослідженнями отримано загальну формулу розрахунку густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною заряду для різних кутів нахилу свердловин

$$\rho = \frac{\varphi^{0,635-0,0003 \cdot \rho_n} \cdot l_3}{(3,7 - 0,001 \cdot \rho_n)^{-1}} - 0,01 \cdot \varphi^{0,835-0,0003 \cdot \rho_n} \cdot l_3^2 + \frac{\varphi}{(1,43 - 0,0007 \cdot \rho_n)^{-1}} + \rho_n, \text{ кг/м}^3, \quad (3.14)$$

де  $\rho_n$  – початкова густина наливної ЕВР Україніт-ПП-2, кг/м<sup>3</sup>.

Розбіжність результатів розрахунку густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за формулою (3.14) у порівнянні з результатами, що подано на графіках (рис. 3.2) коливається у межах від 3 до 7%, що вказує на високу збіжність отриманих результатів та придатність формули до інженерних розрахунків.

Таким чином, дослідження зміни густини наливної ЕВР за довжиною сформованої колонки заряду під дією гідростатичного тиску в залежності від нахилу зарядної порожнини дозволило:

- розробити нову методику розрахунку зміни густини та маси наливних ЕВР за довжиною сформованої колонки заряду, яка дозволяє визначити густину та масу ЕВР під дією гідростатичного тиску при різних кутах нахилу, як висхідних, так і низхідних зарядних порожнин. Згідно розробленої розрахункової схеми (рис. 3.1) для низхідних зарядних порожнин величина густини та маси ЕВР починає змінюватися від устя до вибою зарядної порожнини, а при висхідному розташуванні, навпаки, від вибою зарядної порожнини до її устя;

- встановити, що при заряджанні зарядних порожнин з різним кутом нахилу наливною ЕВР Україніт-ПП-2 із початковою густиною у межах 800 – 1100 кг/м<sup>3</sup> дозволяє гарантувати протікання нормальної детонації вздовж заряду довжиною до 35 м. При збільшенні початкової густини понад 1100 кг/м<sup>3</sup> може привести до згасання детонації у зарядах, які розміщено у зарядних порожнинах з кутами нахилу 60 – 90°. Це пов'язано з тим, що на цих ділянках буде перевищення критичної густини ЕВР, що дорівнює 1410 кг/м<sup>3</sup>. Тому при виконання очисних робіт, що пов'язані з відбиванням руди віялами свердловин, для забезпечення проектних показників підривання необхідно використовувати початкову густину ЕВР Україніт-ПП-2, при заряджанні як висхідних, так і низхідних свердловин, у межах 800 – 1100 кг/м<sup>3</sup>.

Розроблену методику розрахунку густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною сформованої колонки заряду при заряджанні висхідних і низхідних свердловин впроваджено у ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро), що подано у Додатку Б.

### 3.2. Визначення експериментальної швидкості детонації емульсійної вибухової речовини

Під детонацією ВР розуміють процес хімічного перетворення, який супроводжується вивільненням енергії і поширюється за речовиною з надзвуковою швидкістю, що називається детонаційною хвилею. Як відомо ЕВР являє собою суміш окиснювача у вигляді висококонцентрованого розчину селітри та невибухового пального – нафтопродукту. На відміну від інших ВР при детонації ЕВР хімічні реакції у фронті детонаційної хвилі відбуваються у декілька стадій, а сам механізм у даному випадку визначається наявністю вторинних реакцій, що проходять за фронтом хвилі детонації й залежать від газової дифузії та змішення окремих продуктів первинного розпаду. Завдяки чому процес детонації у ЕВР здійснюється у неідеальному режимі. Це пояснюється тим, що час і повнота завершення хімічних реакцій залежать від швидкості розкладання та згоряння окремих частинок ЕВР. А це у свою чергу залежить від рівномірності змішання частинок, їх розміру та наявності гарячих точок. Всі ці особливості перетворення у детонаційній хвилі визначають розміри зони хімічних реакцій і встановлюють пряму залежність швидкості детонації ЕВР від діаметру та щільності заряду, тобто густини ЕВР [211–214]. У розділі 3.1 було встановлено, що густина ЕВР Україніт-ПП-2 у зарядній порожнині має різну величину та змінюється за довжиною колонки заряду, а це в свою чергу впливає на величину швидкості детонації. Тому метою дослідження є визначення експериментальної швидкості детонації ЕВР від діаметру заряду та густини ЕВР Україніт-ПП-2. Методика визначення експериментальної швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 включала в себе виконання наступних етапів:

- вивчення принципу дії регістратору швидкості детонації MicroTrap;
- порядок проведення експериментів та результати виміру швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2;
- обробка результатів з визначення експериментальної швидкості детонації.

На сьогодні для вимірювання швидкості детонації найбільшого розповсюдження набув реостатний метод фіксації швидкості детонації за зміною опору довжини

дільниці заряду ВР. Для визначення експериментальної швидкості детонації зарядів ЕВР Україніт-ПП-2 використовували вимірювальний комплекс MicroTrap. Принцип роботи комплексу MicroTrap полягає у наступному. При переміщенні фронту детонаційної хвилі від П-Б за довжиною заряду ЕВР, провідник-датчик, що розміщено у заряді ЕВР руйнується, при цьому в міру зменшення довжини провідника-датчика, змінюється його електричний опір. Провідник-датчик, складається зі зовнішнього обплетення та внутрішнього кабелю, які розділені між собою пластиковою оболонкою та мають постійний однаковий опір на будь-якій його ділянці. Під час вибуху, замикання проводів відбувається за рахунок реакції іонізації, що дозволяє електричному струму, який сформовано вбудованим акумулятором, протікати за контуром провідника і проводити вимірювання опору провідника.

У міру руйнування провідника у заряді ЕВР, реєстратор у режимі реального часу автоматично фіксує точки значення опору провідника зі встановленою частотою. Розрахункове значення опору провідника при його руйнуванні детонаційним фронтом

$$R = l \cdot r / S, \text{ Ом},$$

де  $l$  – довжина провідника, м;  $r$  – питомий опір провідника, Ом·м;  $S$  – площа перерізу провідника, м<sup>2</sup>.

Прилад записує експериментальні точки, що несуть у собі дані про те, як змінюється опір за колонкою заряду ЕВР, тобто, у певний момент часу і відомій довжині автоматично розраховується швидкість детонації. Після проведення випробувань обробку результатів здійснюють на комп'ютері, використовуючи спеціалізоване програмне забезпечення MicroTrap Software, що постачається разом з комплексом. Програмне забезпечення автоматично відображає зареєстровані дані на графіках залежності напруги від часу. Меню програми містить функції, що дозволяють застосовувати формули до даних залежності напруги щоб отримати графіки залежності від часу у відповідних інженерних одиницях виміру.

Вимірювання швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 проводили в умовах випробувального полігону ПрАТ «Промвибух» (Запоріжжя). План випробувального полігону з розташуванням експериментальних зарядів наливної ЕВР Україніт-ПП-2 подано на рис. 3.3.



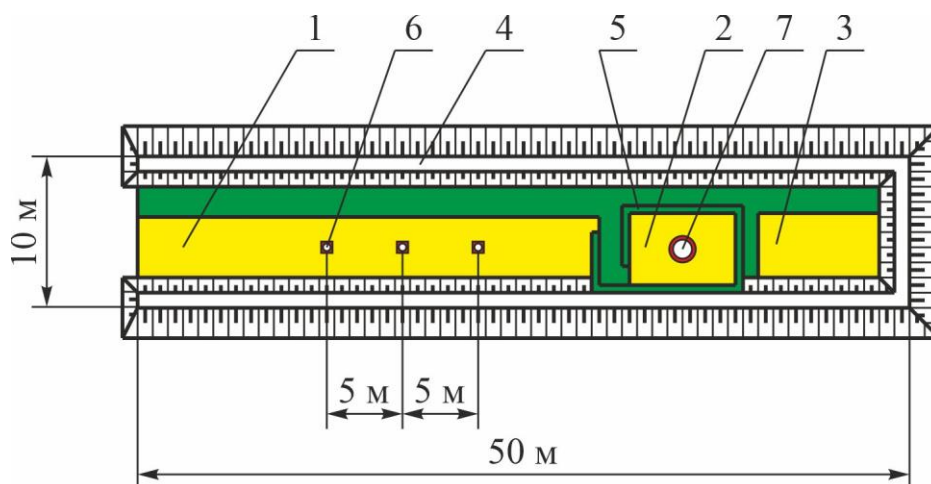


Рисунок 3.3 – План випробувального полігону з розташуванням зарядів наливною ЕВР Україніт-ПП-2 для проведення вимірювання експериментальної швидкості детонації:

- 1 – майданчик для випробування зарядів ВР з металевим свідком;
- 2 – місце випробування ВР з металевими свідками;
- 3 – майданчик для випробування засобів ініціювання (ЗІ) зарядів ВР;
- 4 – бруствер; 5 – захисна залізобетонна конструкція;
- 6 – експериментальний заряд, що складається з пластикової труби з зарядом наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та металевого свідка;
- 7 – металевий циліндр для розміщення ВР з металевими свідками

Для імітації зарядної порожнини використовували пластикові труби з внутрішнім діаметром 30, 40 і 100 мм і довжиною 0,5 м, у яких розміщували П-Б та заряд наливної ЕВР Україніт-ПП-2. Експериментальні заряди ЕВР розташовували на майданчику для випробування зарядів з металевим свідком на відстані 5 м один від одного. Заряди склалися з пластикової труби з зарядом наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та металевого свідка (металевої пластини) розміром  $0,3 \times 0,3$  м. Загальний вигляд підготовленої пластикової труби з зарядом ЕВР, що встановлено на металевий свідок подано на рис. 3.4.

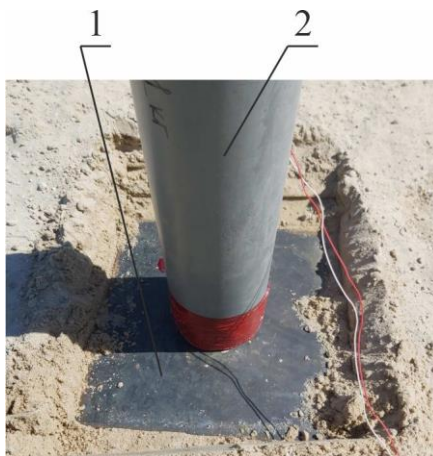


Рисунок 3.4 – Експериментальний заряд: 1 – металевий свідок;  
2 – пластикова труба з зарядом наливної ЕВР Україніт-ПП-2

Визначення швидкості детонації проводили при різній густині наливної ЕВР, що дорівнювала 850, 900, 1000, 1100, 1150, 1200, 1250, 1300, 1350 і 1400 кг/м<sup>3</sup>. Так, як регістратор MicroTrap дозволяє одночасно фіксувати до чотирьох вимірів одночасно, то виконували 2 серії по 3 вибухи проб одночасно для різних діаметрів та густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2. Обов'язковою умовою при вимірюванні швидкості детонації є використання зворотного ініціювання з використанням електричного способу висадження. Тому П-Б розташовували у нижній частині труби, а провідник-датчик розміщували на протилежній стороні від дротів електродетонатору вздовж заряду. Провідник-датчик перед розміщенням у пластиковій трубі замикають на коротко. Після його розміщення у трубі його з'єднують з коаксіальним кабелем і перед вибухом підключають до входних гнізд комплексу MicroTrap. Схема розміщення провідника-датчика у пробному заряді та фотофіксація підготовленої серії зарядів до проведення експерименту подано на рис. 3.5.

Перед початком вимірювання виконується налаштування регістратора MicroTrap на персональному комп'ютері за допомогою програмного забезпечення. Коли датчики розміщені та підключені до MicroTrap, починають підготовку приладу до реєстрації даних, для чого натискають (ON). Індикатор STATUS повинен запалитися і почати швидко блимати протягом приблизно двох секунд поки MicroTrap виконує внутрішнє

тестування. Якщо внутрішні тести успішно пройдені, MicroTrap переходить у режим очікування і індикатор STATUS починає блимати повільно.

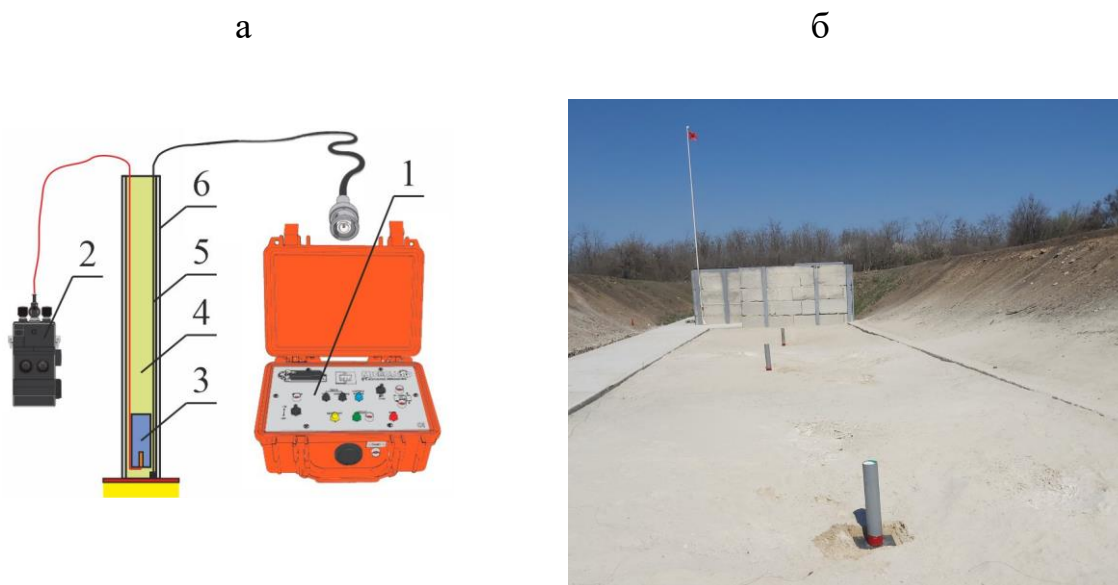


Рисунок 3.5 – Схема розміщення провідника-датчика у заряді (а) та фотофіксація підготовленої серії зарядів до проведення експерименту (б):

- 1 – регістратор MicroTrap; 2 – підризна машинка;  
 3 – П-Б; 4 – заряд наливної ЕВР Україніт-ПП-2; 5 – провідник-датчик;  
 6 – пластикова труба

Далі натискаємо кнопку NEXT TEST, після чого індикатор STATUS припиняє миготіння і залишається запаленим, сигналізуючи про те, що прилад перейшов до активного режиму. Після перевірки вільного місця пам'яті натискаємо кнопку START, після чого негайно запалиться індикатор START, що говорить про готовність MicroTrap до реєстрації швидкості детонації відразу після спрацювання тригера, що відбудеться автоматично і не вимагає більш присутності персоналу. Після закінчення збору даних індикатори TRIG'D і START починають швидко моргати, показуючи, що MicroTrap передає дані до незалежної пам'яті, а індикатор STATUS залишиться безперервно горіти. Після завершення збереження даних індикатор START гасне, а індикатори STATUS і TRIG'D починають моргати повільно, це значить, що MicroTrap повернувся до режиму очікування. Збережені файли з USB-носія переносилися до

персонального комп'ютеру, де за допомогою програмного забезпечення оброблялися та будувалися графіки заміру експериментальної швидкості детонації за пробами (рис. 3.6).

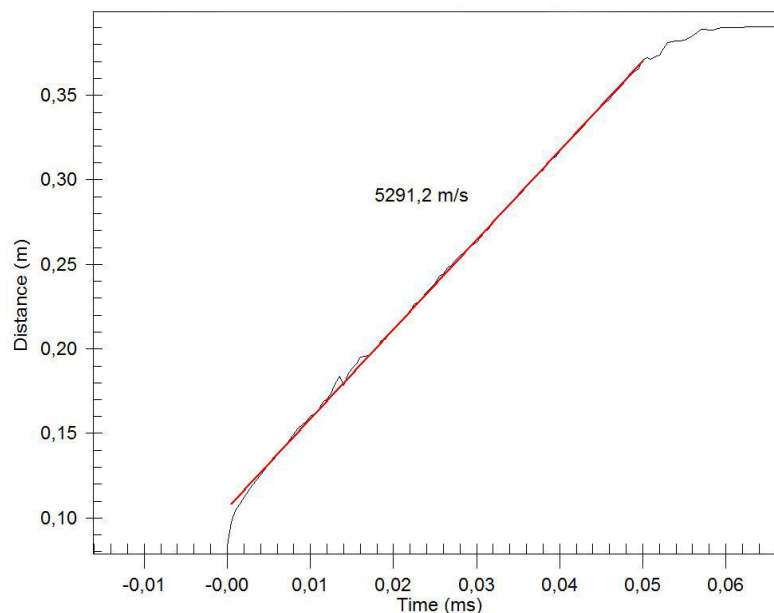


Рисунок 3.6 – Результат виміру швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 густиною  $1150 \text{ кг/м}^3$  при діаметрі заряду  $0,1 \text{ м}$ , що побудовано програмним забезпеченням MicroTrap Software

Результати виміру швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 подано у табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Результати виміру експериментальної швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2

Густина, $\text{кг/м}^3$	Діаметр заряду, м		
	0,03	0,04	0,1
850	3400	3800	4400
900	4000	4300	4600
1000	4200	4700	5000
1100	4400	4800	5100
1150	4300	4900	5300
1200	4300	5000	5500
1250	4100	5100	5600
1300	3700	4800	5450
1350	3200	4300	5100
1400	2800	3600	4500

За результатами вимірювання експериментальної швидкості детонації (табл. 3.1), побудовано графіки залежності зміни швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 в залежності від діаметру заряду та густини ЕВР, що подано на рис. 3.7.

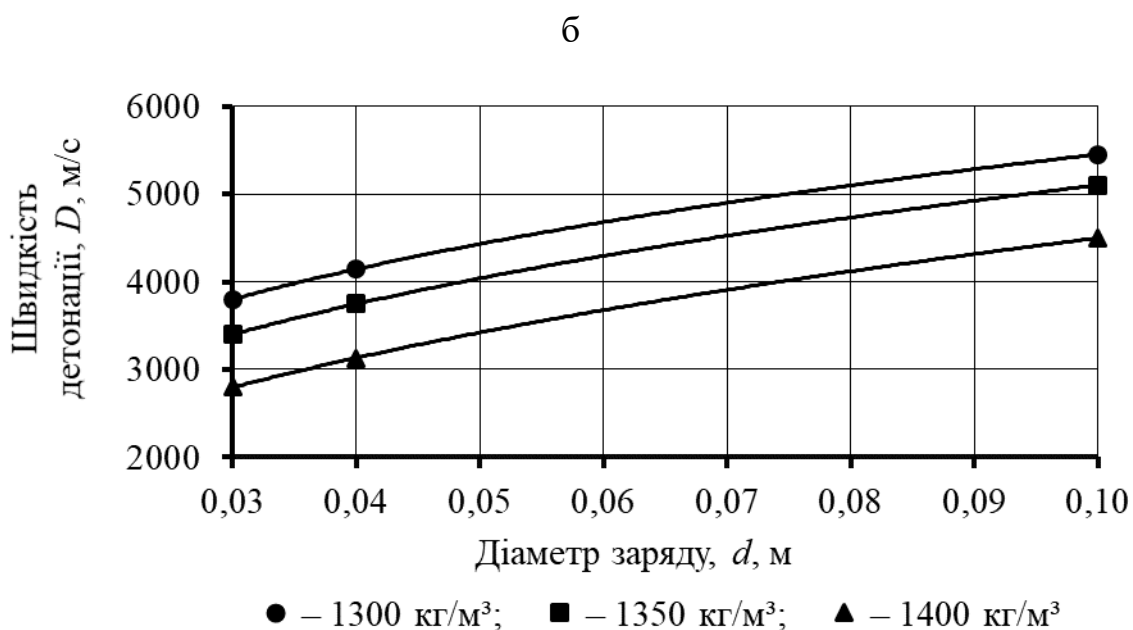
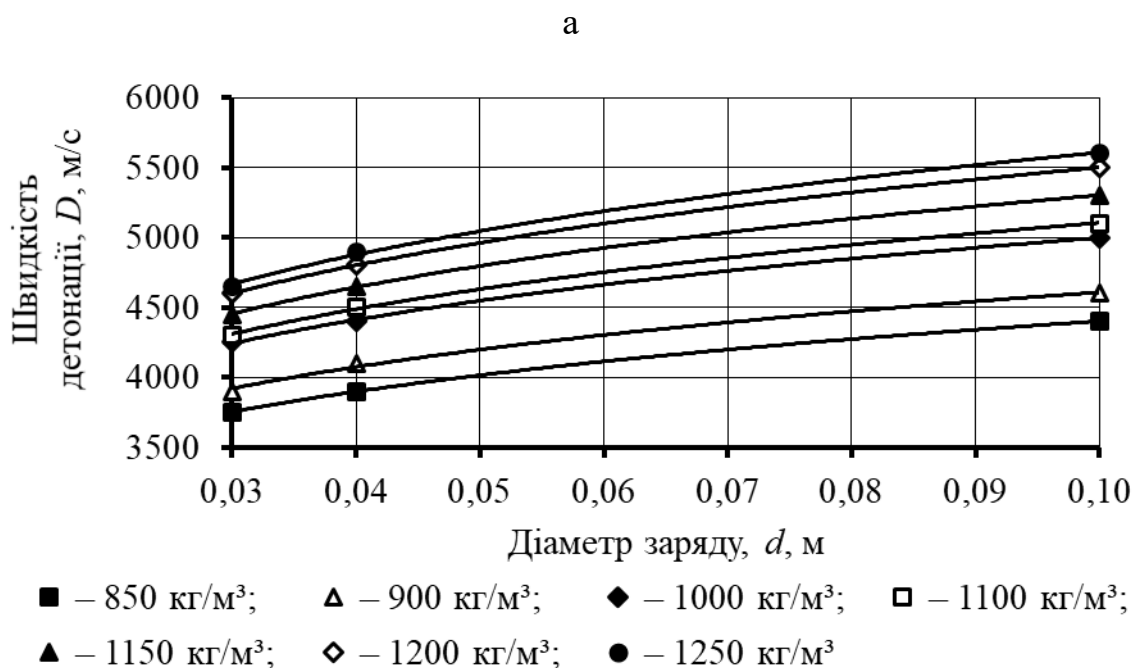


Рисунок 3.7 – Графіки залежності зміни швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 від діаметру заряду та густини ЕВР величиною 850 – 1250 (а) і 1300 – 1400 кг/м<sup>3</sup> (б)

Провівши апроксимацію максимальних значень отримано емпіричні залежності зміни величини швидкості детонації від густини ЕВР Україніт-ПП-2 та діаметру заряду. Для визначення швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 при різній її густині та діаметру заряду емпіричні залежності мають вид

– при густині ЕВР Україніт-ПП-2 –  $800 \leq \rho < 1300 \text{ кг/м}^3$

$$D = (4,8 \cdot \rho + 1926) \cdot d^{0,014 \sqrt[3]{\rho}}, \text{ м/с}; \quad (3.15)$$

– при густині ЕВР Україніт-ПП-2 –  $1300 \leq \rho \leq 1400 \text{ кг/м}^3$

$$D = (70,6 \cdot \rho - 0,025 \cdot \rho^2 - 38665) d^{1,288 \ln(\rho) - 8,94}, \text{ м/с}. \quad (3.16)$$

Розбіжність результатів розрахунку швидкості детонації за формулами (3.15) і (3.16) у порівнянні з результатами, що подано у табл. 3.2 коливається у межах від 1 до 5%, що говорить про високу збіжність отриманих результатів. Врахування отриманих емпіричних формул розрахунку швидкості детонації дозволить дослідити її зміни за довжиною заряду наливної ЕВР Україніт-ПП-2.

Розрахунок зміни густини ЕВР Україніт-ПП-2, який подано у розділі 3.1, дозволило встановити, що при проведенні горизонтальних гірничих виробок за допомогою БПР коливання величини густини за довжиною колонки заряду не перевищує 1%. А при проведенні вертикальних гірничих виробок за методом шпурових зарядів зміна густини ЕВР Україніт-ПП-2 не буде перевищувати 10%. При відбиванні масиву віялами, як висхідних, так і низхідних свердловин, коли довжина заряду досягає до 35 м, науково-практичний інтерес викликає дослідження зміни швидкості детонації за довжиною заряду при різних кутах нахилу зарядних порожнин. Це пов'язано з використанням різних схем ініціювання зарядів ВР та місцем розташування П-Б у зарядній порожнині. У зв'язку з цим здійснити інструментальні заміри швидкості детонації уздовж колонки заряду досить важко або неможливо. Врахування величини густини та швидкості детонації має вагомий вплив на параметри БПР.

Для встановлення раціональної початкової густини ЕВР Україніт-ПП-2 для використання при веденні очисних робіт виконаємо розрахунок зміни швидкості детонації за довжиною заряду при різних кутах нахилу свердловин. Для цього

скористуємось новою методикою розрахунку величини зміни густини ЕВР за довжиною заряду, що подано у розділі 3.1, та отриманими формулами (3.15) і (3.16). Розрахунок величини швидкості детонації за довжиною колонки заряду при різних кутах нахилу свердловин виконували з використанням наступних вихідних даних: діаметр заряду – 0,105 м, довжина колонки заряду – 35 м, густина емульсії – 1500 кг/м<sup>3</sup>, початкова густина ЕВР Україніт-ПП-2 – 800, 950 і 1100 кг/м<sup>3</sup>, величина атмосферного тиску – 0,1013 МПа, прийняте фіксоване значення гідростатичного тиску – 0,01 МПа, кут нахилу зарядної порожнини  $\varphi = 0^\circ, 15^\circ, 30^\circ, 45^\circ, 60^\circ, 75^\circ$  і  $90^\circ$ .

У якості прикладу розглянемо зміну швидкості детонації за довжиною заряду при початковій густині ЕВР Україніт-ПП-2 – 800 кг/м<sup>3</sup> (рис. 3.8, а). Як видно з графіку при куті нахилу зарядної порожнини  $\varphi = 0^\circ$  швидкість детонації буде дорівнювати – 4300 м/с, а при кутах нахилу зарядної порожнини  $0^\circ < \varphi \leq 90^\circ$  – буде зростати з 4300 до 5690 м/с. Максимальне значення швидкості детонації набуде на максимальній довжині колонки заряду, що дорівнює 35 м.

Подальші дослідження зміни швидкості детонації за довжиною заряду при початковій густині ЕВР Україніт-ПП-2 – 950 кг/м<sup>3</sup> (рис. 3.8, б), дозволило встановити, що при куті нахилу зарядної порожнини  $\varphi = 0^\circ$  швидкість детонації буде дорівнювати – 4750 м/с. При кутах нахилу зарядної порожнини  $0^\circ < \varphi \leq 30^\circ$  – буде зростати з 4750 до 5690 м/с. При кутах нахилу  $30^\circ < \varphi \leq 45^\circ$  – швидкість детонації набуває максимальної величини – 5700 м/с на довжині колонки заряду – 30 м і далі зменшується до 5550 м/с на 35 м довжини колонки заряду. При кутах нахилу  $45^\circ < \varphi \leq 75^\circ$  – на довжині колонки заряду – 25 м, швидкість детонації набирає максимальну величину – 5750 м/с, яка зменшується до 5150 м/с на довжині колонки заряду – 35 м. При кутах нахилу  $75^\circ < \varphi \leq 90^\circ$  – при довжині колонки заряду – 20 м, швидкість детонації буде мати максимальну величину – 5700 м/с, яка на довжині колонки заряду з 20 до 35 м буде зменшується до 5100 м/с.

При початковій густині ЕВР Україніт-ПП-2 – 1100 кг/м<sup>3</sup> (рис. 3.8, в), та куті нахилу зарядної порожнини  $\varphi = 0^\circ$  швидкість детонації дорівнює – 5200 м/с. Для кутів нахилу зарядної порожнини  $0^\circ < \varphi \leq 15^\circ$  – швидкість детонації за всією довжиною колонки заряду буде зростати з 5200 до 5700 м/с.

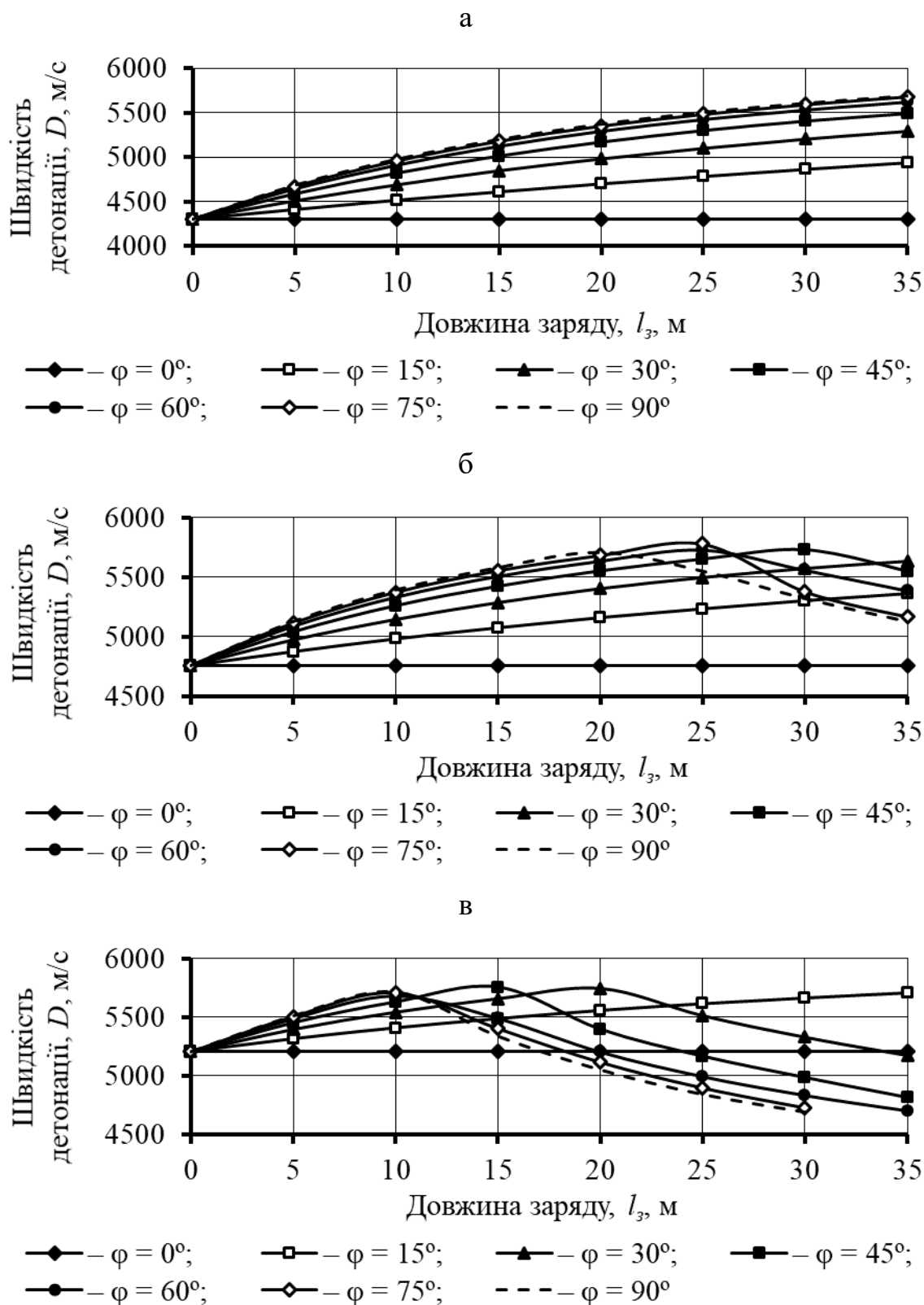


Рисунок 3.8 – Графіки зміни величини швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 початковою густиною 800 (а), 950 (б) і 1100 (в) кг/м<sup>3</sup> та діаметром заряду 0,105 м



При кутах нахилу  $15^\circ < \varphi \leq 30^\circ$  на довжині колонки заряду – 20 м швидкість детонації набуває максимальної величини – 5740 м/с і далі зменшується до 5170 м/с на 35 м довжини колонки заряду. При кутах нахилу  $45^\circ < \varphi \leq 60^\circ$  – на довжині колонки заряду з 15 до 20 м, швидкість детонації набирає максимальну величину – 5500 – 5700 м/с, яка зменшується до 4700 м/с на довжині колонки заряду – 35 м. При кутах нахилу  $75^\circ < \varphi \leq 90^\circ$  та довжині колонки заряду – 10 м, швидкість детонації буде мати максимальну величину – 5700 м/с, яка на довжині колонки заряду 30 м може зникнути, що пов'язано з перевищенням критичної густини.

Таким чином, визначення експериментальної швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 дозволило у полігонних умовах за допомогою реєстратора MicroTrap визначити експериментальні значення швидкості детонації ЕВР при діаметрах заряду 0,03, 0,04 і 0,1 м та густині ЕВР у межах 850 – 1400 кг/м<sup>3</sup>. Виявити степеневі залежності зміни швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 в залежності від густини та діаметру заряду. Встановити раціональну початкову густину наливної ЕВР Україніт-ПП-2 для відбивання руди свердловинами, яка дорівнює 800 – 1000 кг/м<sup>3</sup> при якій буде зберігатися нормальна швидкість детонації за довжиною колонки заряду до 35 м при різних кутах нахилу зарядних порожнин. Результати дослідження зміни густини та швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду у повному обсязі подано у роботах [215, 216].

Отримані залежності зміни густини (див. розділ 3.1) і швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду для свердловин з різним кутом нахилу стали підґрунтям для розробки у ліцензійному середовищі «Delphi» програмного продукту «Густина та швидкість детонації» («Density and Speed Detonation» або «DSD»), загальний вигляд якої подано на рис. 3.9. Програма-калькулятор «DSD» дозволяє розрахувати густину та швидкість детонації вздовж колонки заряду для наливної ЕВР Україніт-ПП-2 як у висхідних, так і у низхідних свердловинах з різними кутами їх нахилу. Провівши необхідні розрахунки користувач може експортувати у файл Microsoft Excel отримані результати для кожної свердловини у вигляді таблиці, в якій буде вказано відстань за довжиною заряду, густина та маса ЕВР на розрахунковій відстані.

Розрахунок густини та швидкості детонації ЕВР Україніт-ПП-2

Файл Экспорт

Вихідні дані:

Напрямок свердловини: низхідний

Густина Україніт-ПП-2 на виході зі шлангу, кг/м<sup>3</sup>: 1000

Загальна довжина заряду, м: 25

Розрахункова відстань за довжиною заряду, м: 25

Кут нахилу свердловини, град: 90

№ свердловини: 1

Кут нахилу свердловини, град: 90

Діаметр свердловини, м: 0,105

Розрахунок:

Густина для розрахункової довжини заряду 25 м, кг/м<sup>3</sup>: 1301

Розрахунок швидкості детонації

Діаметр заряду, м: 0,105

Розрахунок:

Швидкість детонації за довжиною заряду 25 м, м/с: 5577

Розрахунок маси заряду

Маса заряду, кг: 258,75

Маса розрахункової довжини заряду 25 м, кг: 258,75

Очистити:

Відстань за довжиною заряду, м	Густина ЕВР, кг/м <sup>3</sup>	Маса розрахункової довжини, кг
0	1000	0
1	1078	9,28
2	1090	18,67
3	1101	28,16
4	1113	37,75
5	1124	47,44
6	1135	57,23
7	1146	67,11
8	1156	77,08
9	1166	87,14

Рисунок 3.9 – Загальний вигляд програми-калькулятора «DSD» розрахунку зміни густини та швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду для свердловин з різним кутом нахилу

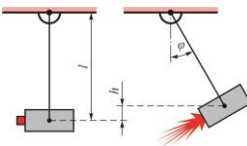
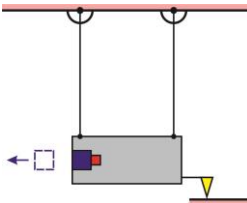
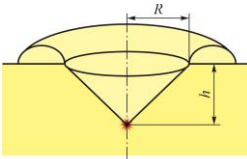
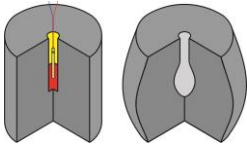
Розроблений програмний продукт з розрахунку густини та швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду для свердловин з різним кутом нахилу при підземному видобуванні руд було впроваджено у ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро), що підтверджується актом впровадження від 16.11.2020, який подано у Додатку Б. Впровадження програми-калькулятора «Густина та швидкість детонації» дозволило обирати оптимальні співвідношення «сенсibilізатор / композиція емульсійна» при виготовленні та заряджанні свердловин наливною ЕВР Україніт-ПП-2.

### 3.3. Визначення працездатності промислових вибухових речовин за ступенем реалізації швидкості детонації

Виконаним у розділі 1.3 аналізом найбільш відомих методик розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок і відбиванні руд, було встановлено, що у запропонованих розрахункових формулах визначення ЛНО шпурових і свердловинних зарядів використовується коефіцієнт відносної працездатності ВР  $e$ . Цей коефіцієнт впливає на визначення питомої витрати та сумарної маси ВР, що необхідно для руйнування певного об'єму масиву. Як відомо, під терміном працездатність ПВР розуміють спроможність ВР виконувати під час вибуху механічну роботу за рахунок розширення газоподібних продуктів вибуху. Також треба зазначити, що будь-яка ПВР характеризується деякими параметрами, що інваріантні щодо різноманітних умов вибуху. Такими параметрами є швидкість детонації, щільність заряджання, теплота вибуху, масова швидкість розльоту продуктів вибуху, тиск і питома енергія у точці Чепмена-Жуге. Теоретичний розрахунок цих величин за відомим структурно-хімічним складом ВР неможливий, за виключенням теплоти вибуху. Це пов'язано з малою вивченістю процесів, що швидко протікають у конденсованому середовищі на молекулярному рівні. Тому отримання характеристик ВР, необхідних для вирішення завдань з розрахунку параметрів БПР, можливо тільки за допомогою експериментальних методів визначення працездатності ВР [217, 218] та критеріях її оцінки [219]. На підставі цього, виконаємо аналіз загальновідомих методів визначення працездатності ВР та методик розрахунку їх відносної працездатності.

На сьогодні для експериментальної оцінки працездатності ВР на практиці використовують наступні методи: балістичного маятника, балістичної мортири, визначення об'єму воронки викиду ґрунту, свинцевої бомби (метод Трауця І.). Стисло характеристику експериментальних методів визначення працездатності ВР подано в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Характеристика експериментальних методів визначення працездатності ВР

Метод	Схема	Формула роботи вибуху	Переваги та недоліки
Балістичного маятника [219]		$A_g = m \cdot g \cdot l \cdot (1 - \cos \varphi), \text{ Дж}$	Перевага методу полягає у можливості проводити випробування великих зарядів масою більше 200 г. Однак недоліком є те, що маятник не дає можливості оцінити абсолютні та відносні значення роботи із-за складності умов, малого та невизначеного ступеня розширення продуктів вибуху, які можуть відрізнятися від істинних.
Балістичної мортири [217, 219]		$A_g = M \cdot g \cdot l \cdot (1 - \cos \varphi) \left(1 + \frac{M}{m}\right), \text{ Дж}$	Балістична мортира є точним інструментом, однак до її недоліків можна віднести наступні: мала маса заряду ВР, що не дає можливість досліджувати прості та водовмісні ВР і ЕВР, більшість з яких повністю реагують тільки при більших діаметрах заряду. Початковий стан ВР відповідає нереально низькій щільності заряджання, тобто заряд ВР повинен займати всього лиш 2 – 5 % об'єму камери, а це особливо небажано, оскільки при такій низькій щільності заряджання теплота вибуху часто виявляється занадто низькою при малій працездатності або тиску.
Воронки викиду ґрунту [219]		$A_g \sim V = \frac{1}{3} \cdot R^2 \cdot h, \text{ м}^3$	Перевагою методу є те, що він дозволяє випробувати заряди вагомої маси в умовах практичного використання. Але недоліки методу полягають у поганій повторюваності та низькій точності.
Свинцевої Бомби (метод Трауцля І.) [217, 220–223]		$A_g = \Delta V_{BP} = V_k - V_n - 30, \text{ см}^3$	Перевагою є простота методу. Недоліки: працездатність ВР виражається у деяких умовних одиницях прирощення об'єму. Крім того за величиною розширення отвору неможна кількісно порівнювати ВР, а можна лише їх розставити у деякий відносний ряд. Ще недоліками метода є велика маса бомби, яка сягає приблизно 70 кг, а також висока вартість випробувань, це пов'язано з тим, що перед кожним дослідом бомба повинна переплавлятися і наново відливатися.

Аналіз визначення працездатності ВР за допомогою експериментальних методів довів, що дослідження вибухових характеристик ЕВР має низку вагомих

особливостей, що пов'язані з їх великим критичним діаметром. Великий критичний діаметр, з одного боку, забезпечує низьку чутливість ЕВР до механічних впливів і, отже, дозволяє широко механізувати їх виготовлення та застосування безпосередньо на місці ведення підривних робіт. З іншого боку, це вимагає проведення експериментів із зарядами великої маси, що призведе до відмови від традиційних методів визначення працездатності за допомогою методу Трауця І. у свинцевій бомбі, випробування у балістичній мортирі або маятнику. Для таких ВР визначення відносної працездатності необхідно проводити за допомогою аналітичних методів розрахунку. Аналіз відомих аналітичних методів розрахунку коефіцієнту відносної працездатності ВР подано у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Методи розрахунку коефіцієнту працездатності ВР

Назва методу	Автор	Формула	Чинник			
			Теплота вибуху, кДж/кг	Об'єм продуктів вибуху, л/кг	Щільність (густина) ВР, кг/м <sup>3</sup>	Швидкість детонації ВР, м/с
1	2	3	$Q_{BP}$	$V_{ПВ}$	$\rho$	$D$
За теплою вибуху	Запропоновано за іспитами у свинцевій бомбі метод Трауця І. [66, 224–227]	$e = \frac{Q_E}{Q_{BP}}$	+	-	-	-

1	2	3	4	5	6	7
За роботою продуктів вибуху	Андрєєв К.К., Беляєв О.Ф. [217, 224, 228]	$e = \frac{A_E}{A_{BP}}$	+	+	-	-
	Кузнєцов В.М. [229]					
За відносною руйнівною здатністю ВР	Johansson C., Langefors U. [132, 230, 231]	$e = \frac{1}{s}$	+	+	-	-
	Кузнєцов В.М. [230]					
За методом Трауця І.	Афанасєнков А.М. [224–226, 232]	$e = \frac{1}{f'}$	+	+	-	-
За потужністю ВР	Пупков В.В., Маслов І.Ю., Сивєнков В.І., та ін. [233]	$e = \frac{E_{BP}}{E_E}$	+	-	+	+

Подані у табл. 3.3 формули розрахунку коефіцієнту працездатності ВР враховують тільки енергію вибуху та газовиділення або потужність ВР, але тоді не враховується об'єм газів вибуху. Однак подрібнення гірських порід не може визначатися тільки роботою розширення продуктів вибуху. Як відомо, частина енергії витрачається на утворення ударної хвилі, яка з віддаленням від заряду переходить у хвилю напружень. Під час вибуху у радіусі дії ударної хвилі утворюється зона стискання, тобто зона зминання, в якій порода подрібнюється на фракцію менше 1 мм. Тут діє бризантна складова вибуху, яка визначається швидкістю детонації та щільністю ВР. Тому необхідно розробити методику розрахунку коефіцієнту працездатності, яка б враховувала не тільки енергію вибуху та газовиділення, а й бризантну дію ВР, тобто детонаційні характеристики усіх ПВР.

У якості прикладу виконаємо розрахунок коефіцієнтів працездатності усіх ПВР, які використовуються при видобуванні залізних руд шахтами України. Результати розрахунку величини коефіцієнту працездатності ВР за існуючими методами подано у табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Коефіцієнт працездатності ВР за різними методами

Показники	Амоніт № 6 ЖВ	Грамоніт 79/21	Україніт-П-СА	Україніт-ПП-2	Україніт-АНФО (КМ-1)	АНФО
Вихідні дані для розрахунку						
Щільність (густина), кг/м <sup>3</sup>	1100	1000	1150	1250	850	850
Теплота вибуху, кДж/кг	4316	4291	3900	3100	3800	3800
Об'єм продуктів вибуху, л/кг	895	895	825	840	985	966
Швидкість детонації, м/с	4100	3600	5050	5100	3600	3500
Розрахований коефіцієнт працездатності $e$ за:						
теплотою вибуху	1,00	1,00	1,11	1,39	1,14	1,14
роботою продуктів вибуху	1,00	1,00	1,09	1,19	0,99	1,01
відносною руйнівною здатністю	1,00	1,00	1,09	1,19	0,99	1,01
методом Трауцля І. (Афанасенков А.М.)	1,00	1,00	1,10	1,30	1,07	1,08
потужністю ВР	1,00	0,79	1,16	1,02	0,60	0,58

Аналіз результатів розрахунку коефіцієнту працездатності різних ВР за допомогою існуючих методів, що подано у табл. 3.4, дозволив зробити наступні висновки:

– коефіцієнт відносної працездатності ВР розрахований за теплою вибуху має більший показник у порівнянні з результатами розрахунку за іншими методами, це вказує на те, що інші методи враховують додаткову дію інших чинників, таких як об'єм продуктів вибуху;

– показники коефіцієнту працездатності ВР, які розраховані за роботою продуктів вибуху та відносною працездатністю, мають однакові величини, що пов'язано з недостатнім врахуванням енергії вибуху, а надлишковим – газовиділення;

– якщо порівняти результати розрахунку коефіцієнту працездатності ВР за методом Трауця І. (Афанасенков А.М.) з попередніми двома методами, то отримані величини будуть мати трохи збільшені значення, що вказує на надлишкове врахування теплоти вибуху, а недостатнє – газовиділення;

– коефіцієнт працездатності розрахований за потужністю ВР взагалі має менші величини, бо цей метод враховує бризантні характеристики ВР та теплоту вибуху, але не враховує об'єм газів вибуху.

Використання різних типів ВР при проведенні гірничих виробок і відбиванні масиву з різними детонаційними характеристиками обумовлює необхідність визначення коефіцієнту працездатності, щодо еталонної ВР, яким є Амоніт № 6 ЖВ. Але у відомих методах коефіцієнт працездатності визначається за комбінацією різних показників характеристик ВР, що дає значні розбіжності в отриманих результатах розрахунку, а для ЕВР взагалі є заниженими. У зв'язку з цим коефіцієнт працездатності для ПВР пропонується визначати з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, що дозволить врахувати енергетичні та детонаційні характеристики ВР, такі як, теплота та об'єм газів вибуху, щільність і швидкість детонації ВР. Розрахунок коефіцієнту працездатності ПВР пропонується розраховувати за новою методикою у наступній послідовності визначення параметрів ВР:

- ідеальна швидкість детонації;
- ступень реалізації швидкості детонації;
- теплота вибуху за ступенем реалізації швидкості детонації;
- коефіцієнт працездатності за ступенем реалізації швидкості детонації ВР, тобто за завершеністю хімічної реакції.

Ідеальну швидкість детонації, тобто максимально можливу при заданій щільності (густині) ВР, визначають за формулою, запропонованою китайськими дослідниками [234]



$$D_i = 2641 + 3,231 \cdot \rho \cdot \sqrt{\omega}, \text{ м/с}, \quad (3.17)$$

де  $\rho$  – щільність (густина) ВР, г/см<sup>3</sup>;  $\omega$  – характеристичний добуток теплоти вибуху на об'єм продуктів вибуху для оцінки ефективності ВР (Бертло М., 1883)

$$\omega = Q_{BP} \cdot V_{ПВ}, \quad (3.18)$$

$Q_{BP}$  – теплота вибуху ВР, ккал/кг, визначається діленням значення  $Q_{BP}$  в кДж/кг на коефіцієнт 4,19 (механічний еквівалент теплової енергії);  $V_{ПВ}$  – об'єм продуктів вибуху, л/кг.

Ступінь реалізації швидкості детонації тобто завершеність хімічної реакції

$$\eta_x = \frac{D_e}{D_i} \cdot 100, \% \quad (3.19)$$

де  $D_e$  – експериментальна швидкість детонації, м/с.

Теплота вибуху з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації складає

$$Q = \frac{Q_{BP} \cdot \eta_x}{100}, \text{ кДж/кг}, \quad (3.20)$$

де  $Q_{BP}$  – теплота вибуху 1 кг ВР, кДж/кг.

Коефіцієнт працездатності ВР розраховується за наступним співвідношенням

$$e = \frac{Q_E}{Q_{BP}}, \quad (3.21)$$

де  $Q_E$  – теплота вибуху 1 кг еталонної ВР (Амоніт № 6 ЖВ) з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг;  $Q_{BP}$  – теплота вибуху 1 кг прийнятої ВР з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг.

У якості прикладу розглянемо застосування запропонованої методики для оцінки ступеня реалізації потенційної енергії за швидкістю детонації тобто за завершеністю хімічної реакції при вибуху сумішевих ВР та ЕВР, які використовуються при видобуванні залізних руд шахтами України. Результати розрахунків за новою методикою енергетичних та детонаційних характеристик різних сумішевих ВР та ЕВР подано у табл. 3.5.

Нову методику розрахунку коефіцієнту відносної працездатності усіх ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації тобто за завершеністю хімічної реакції при вибуху сумішевих ВР та ЕВР у повному обсязі подано у роботах [235, 236].

Таблиця 3.5 – Результати розрахунків енергетичних та детонаційних характеристик різних сумішевих ВР та ЕВР

Показник	Амоніт № 6 ЖВ	Грамоніт 79/21	Україніт-П-СА	Україніт-ПП-2	Україніт-АНФО (КМ-1)	АНФО
Щільність (густина), г/см <sup>3</sup>	1,10	1,00	1,15	1,25	0,85	0,85
Теплота вибуху, ккал/кг	1030	1024	931	740	907	907
Теплота вибуху, кДж/кг	4316	4291	3900	3100	3800	3800
Об'єм продуктів вибуху, л/кг	895	895	825	840	985	966
Експериментальна швидкість детонації, м/с	4100	3600	5050	5100	3600	3500
Ідеальна швидкість детонації, м/с	6053	5270	5897	5825	5237	5212
Ступень реалізації швидкості детонації, %	68	68	86	88	69	67
Теплота вибуху з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг	2923	2931	3340	2714	2612	2552
Коефіцієнт працездатності ВР	1,00	1,09	0,88	1,08	1,12	1,15

Отримані дані розрахунку енергетичних і детонаційних характеристик сумішевих та ЕВР (табл. 3.5) дозволило зробити наступний висновок, що ступінь завершеності хімічних реакцій патронуваної Україніт-П-СА та наливної ЕВР Україніт-ПП-2 значно перевершує сумішеві ВР і становлять близько 86 – 88%, у той час, як для сумішевих ВР цей показник коливається у межах 67 – 69%. Відповідно до цього на ці ж величини зменшуються і фактична теплота вибуху. Найбільшою теплою вибуху, яка наближається до розрахункової мають патронувана і наливна ЕВР типу Україніт. У даному випадку патронувана та наливна ЕВР Україніт-П-СА та Україніт-ПП-2 мають значно більший детонаційний тиск, що дозволяє істотно підвищити інтенсивність подрібнення гірських порід. Як видно із запропонованої методики розрахунку енергетичних і детонаційних характеристик ВР, а також

багатьох експериментальних і розрахункових даних [237, 238], що максимальна швидкість детонації та відносна працездатність прийнятої ВР досягається при певній щільності (густині) заряджання. Що стосується величини коефіцієнту працездатності ВР, який розраховано за запропонованою методикою, то його величина враховує основні характеристики ВР: теплоту й об'єм продуктів вибуху, щільність і швидкість детонації. Врахування коефіцієнту працездатності ВР при розрахунку та проектуванні параметрів БПР дозволяє отримати найбільш коректні результати.

### 3.4. Висновки

1. Використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 на шахтах України дозволило встановити, що при заряджанні віял свердловин відбувається перерозподіл густину ЕВР вздовж зарядів за рахунок зменшення розмірів газових пор, на які впливає гідростатичний тиск. Це призводить до зниження чутливості ЕВР при густині у понад  $1410 \text{ кг/м}^3$  та згасанню детонації, що спричинює відмову зарядів, ліквідацію яких пов'язано зі значними матеріальними та технічними витратами, а також зі зниженням рівня безпеки праці. На підставі цього було розроблено нову методику, яка дозволяє визначити густину та масу ЕВР під дією гідростатичного тиску при різних кутах нахилу, як висхідних, так і низхідних свердловин. Результатами дослідження встановлено раціональну початкову густину наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що знаходиться у межах  $800 - 1100 \text{ кг/м}^3$ , яка дозволяє забезпечити детонацію вздовж заряду довжиною до 35 м.

2. Експериментальні значення швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виявили залежності швидкості детонації від густини ЕВР та діаметру заряду, які змінюються за степеневими закономірностями. Подальші дослідження дозволили встановити раціональну початкову густину ЕВР Україніт-ПП-2 для відбивання масиву, що дорівнює  $800 - 1000 \text{ кг/м}^3$ , при якій буде зберігатися швидкість детонації за довжиною колонки заряду до 35 м при різних кутах нахилу свердловин.

3. Аналізом існуючих методів визначення роботи вибуху та методик розрахунку працездатності ВР встановлено значні розбіжності у результатах розрахунку, а для ЕВР взагалі занижені, оскільки не враховують їх бризантну дію. Тому було розроблено нову методику розрахунку коефіцієнту працездатності для різних ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації. Енергетичні та детонаційні характеристики, що розраховані за цією методикою для сумішевих ВР та ЕВР показали, що ступінь завершеності хімічних реакції ЕВР сягає 86 – 88 % у той час, як для сумішевих ВР цей показник коливається у межах 67 – 69%. Розроблена методика визначення коефіцієнту працездатності ВР враховує основні енергетичні та детонаційні характеристики ВР: теплоту й об'єм продуктів вибуху, щільність (густину) та швидкість детонації, що дозволяє отримати коректні результати для розрахунку і проектування параметрів БПР.

## РОЗДІЛ 4

### ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ПІДГОТОВЧО-НАРІЗНИХ ВИРОБОК

#### **4.1. Розробка методики визначення параметрів буропідривних робіт для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок**

На сьогодні однією з основних технологій гірничого виробництва є руйнування масиву гірських порід за допомогою енергії вибуху. В залежності від того, наскільки вірно будуть розраховані параметри БПР можуть змінюватися техніко-економічні показники проведення гірничих виробок. При проведенні виробок до БПР висувають основні вимоги, які пов'язані із забезпеченням необхідного подрібнення породи та дотриманням проектного контуру виробки після вибуху.

Основним етапом розрахунку параметрів БПР є визначення кількості шпурів для вибою виробки, а також розробка раціональної схеми їх розташування. Головним критерієм, яким користуються дотепер, є кількість шпурів для вибою, яка прямо пропорційна кількості ВР, що необхідне для руйнування певного об'єму породи. Теоретичні основи руйнування гірських порід вибухом при проведенні гірничих виробок широко висвітлені у дослідженнях Протод'яконова М.М., Покровського М.М., Мінделі Е.О., Суханова А.Ф., Барона Л.І., та ін. Аналізом цих досліджень встановлено, що на сьогодні відсутня єдина науково-обґрунтована методика з визначення параметрів БПР при проведенні гірничих виробок, яка може враховувати основні фактори, що впливають на результати вибухового відбивання, а особливо фізико-механічних властивостей масиву порід та детонаційні характеристики ПВР.

У теперішній час широко використовується спрощена методика, яка зводиться до визначення раціональної місткості ВР в одному шпурі та встановлення її питомої витрати за практичними даними. На підставі цих показників визначається кількість шпурів для вибою виробки. Далі обирають тип врубу, який розміщується в основному у геометричному центрі виробки, а у решті площі перерізу виробки

розподіляють інші групи шпурів [113, 239]. Удосконалення цієї методики можливо за рахунок розрахування коефіцієнту відносної працездатності ПВР за методикою, що подано у розділі 3.3. Але у результаті розрахунку параметрів БПР, необхідні коефіцієнти встановлюють за усередненими значеннями, що може негативно позначитись на ефективності підривних робіт.

У зв'язку з цим актуальним науково-практичним завданням є розробка принципово нової методики розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок, в основу якої було покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами [240, 241]. Порядок розрахунку параметрів БПР за новою методикою буде складатися з виконання наступних основних етапів. Перший етап включає в себе розрахунок і проектування врубу, а другий – безпосередньо розрахунок кількості шпурів, розміщення їх у вибою виробки та загальні витрати ВР на вибій [235, 242].

Важливою умовою високої ефективності проведення гірничих виробок є правильний вибір комплекту шпурів, що забезпечить максимальний коефіцієнт їх використання та впливає на швидкість проведення виробки. Раціональні параметри БПР, такі, як тип врубу, схема розташування та кількість шпурів, тип ВР і величина заряду залежать від конкретних гірничо-геологічних умов. У сучасній практиці широкого використання набули вруби, які класифікуються за розташуванням врубових шпурів відносно площині вибою на похилі вруби (відривної дії) та прямі вруби (подрібнювальної дії). Огляд діючих паспортів БПР для проведення підготовчих і нарізних виробок на шахтах Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК» дозволив встановити, що для утворення врубової порожнини використовуються прямі призматичні вруби з компенсаційними шпурами або без них. Ці вруби характеризуються високою працездатністю, універсальністю застосування, стабільними показниками та простотою орієнтації у просторі. Похилий вертикально-клиновий вруб використовують рідше. Це пов'язано з обмеженою можливістю буріння похилих шпурів самохідними бурильними установками, оскільки їх глибина жорстко пов'язана з поперечними розмірами виробки. Вертикально-клиновий вруб в

умовах ПрАТ «ЗЗРК» використовують при проведенні виробок у закладному масиві. Розрахунок основних параметрів вертикально-клинових врубів у повному обсязі висвітлено у роботах [200, 222]. Розрахунок прямих врубів пропонується виконувати у наступній послідовності.

Для інженерних розрахунків при визначенні параметрів БПР для проведення гірничих виробок пропонуються формули аналітичних моделей для радіусів зон змінання та інтенсивного подрібнення. Згідно робіт [175, 176] пробивну відстань між шпурами прямого врубу, пропонується визначати за величиною радіусу зони змінання за формулою (2.41).

Мінімальну площа прямого врубу рекомендовано визначати за емпіричною залежністю

$$S_{ep} = 0,45 \cdot (l_{ш} \cdot \eta)^{0,91}, \text{ м}^2, \quad (4.1)$$

де  $l_{ш}$  – довжина комплекту шпурів, м;  $\eta$  – КВШ, який змінюється у межах 0,85 – 0,95.

Мінімальна кількість шпурів у врубі, без урахування компенсаційних (холостих) визначається за виразом

$$N_{ep} = \frac{S_{ep}}{\pi \cdot R_{зм}^2}, \text{ шт.} \quad (4.2)$$

З практичного досвіду встановлено, що у зв'язку з неможливістю дотриматися розрахункових геометричних параметрів врубу через порушення, що з'являються у процесі буріння, заряди врубових шпурів не до кінця забезпечують очищення врубової порожнини за всією глибиною заходки. Тому для підвищення якості очищення врубової порожнини застосовують підчищаючий заряд ВР, який вибухає останнім у врубі та розташовується у компенсаційному шпурі або свердловині [243]. Приклади розташування шпурів у прямих врубах представлено на рис. 4.1.

Після розрахунку та прийняття врубу переходять до розрахунку кількості шпурів, розміщення їх у вибою виробки та загальних витрат ВР на вибій. При підземній розробці залізних руд в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» найбільшого поширення набула прямокутно-склепінчаста форма виробок, а на шахтах Криворізького басейну – аркова форма поперечного перерізу гірничих виробок.

Тому нову методику розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок буде розроблено для цих двох форм виробок.

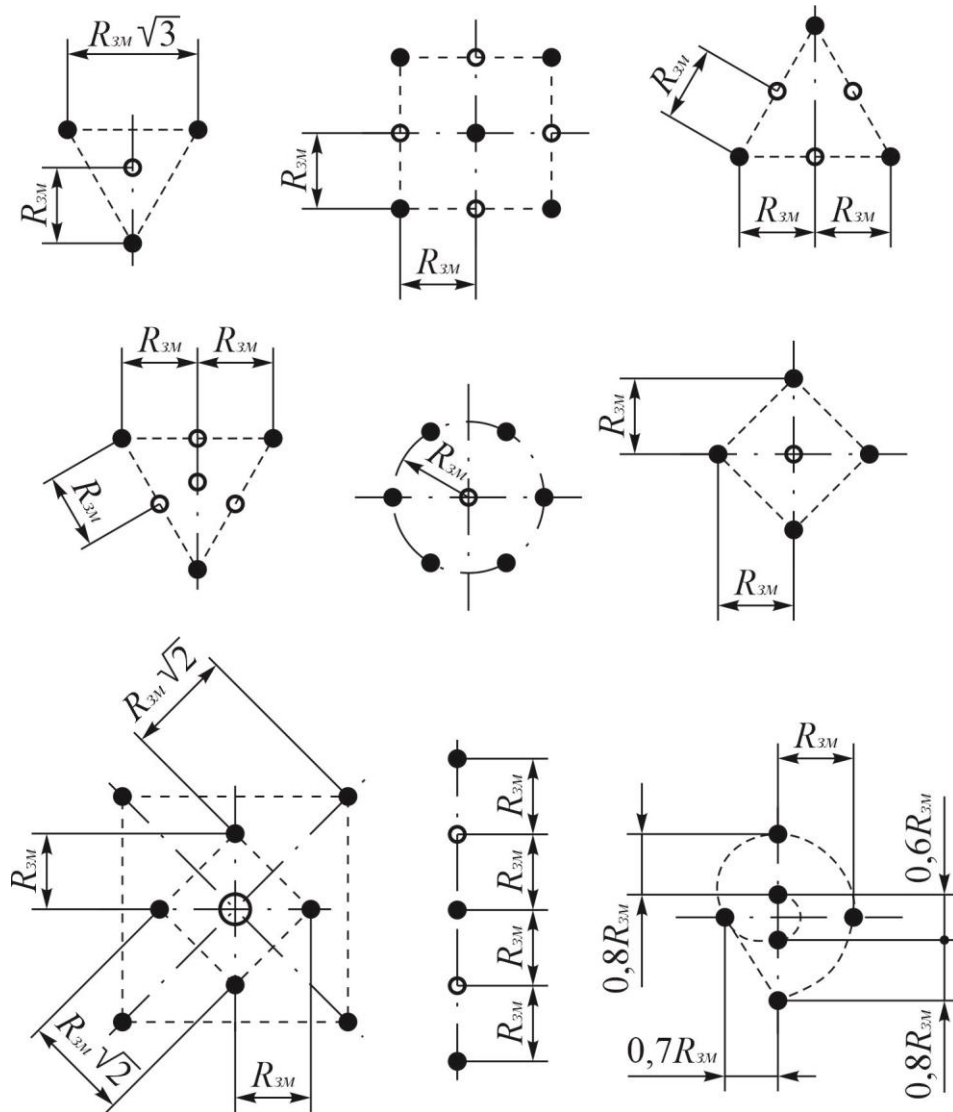


Рисунок 4.1 – Приклад розташування шпурів у прямих врубах

Площа виробки у проходці

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_{np} = B_{np} \cdot \left( H_{np} - \frac{B_{np}}{3} + 0,26 \cdot B_{np} \right), \text{ м}^2; \quad (4.3)$$

– для виробок аркової форми

$$S_{np} = B_{np} \cdot (H_{np} - 0,5 \cdot B_{np}) + 0,125 \cdot \pi \cdot B_{np}^2, \text{ м}^2, \quad (4.4)$$

де  $B_{np}$  – ширина виробки у проходці, м;  $H_{np}$  – висота виробки у проходці, м.



Розрахункові питомі витрати ВР визначаються за найбільш універсальною формулою Покровського М.М. [52]

$$q = 0,01 \cdot \sigma_{cm} \cdot f_c \cdot k_{зам} \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (4.5)$$

де  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, МПа;  $f_c$  – коефіцієнт, що враховує структуру породи, який змінюється у межах 0,8 – 2,0;  $e$  – коефіцієнт відносної працездатності ВР, розраховується згідно методики, що подано у розділі 3.1;  $k_{зам}$  – коефіцієнт затиску породи, при двох поверхнях відслонення, який змінюється у межах 1,2 – 1,5, при одній поверхні відслонення визначається за формулою (1.3).

Об'єм висадженої породи у масиві складає

$$V = S_{np} \cdot l_{ш}, \text{ м}^3. \quad (4.6)$$

Розрахункова кількість ВР на вибій становить

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}. \quad (4.7)$$

За результатами моделювання воронки викиду, величина ЛНО визначається за радіусом зони інтенсивного подрібнення та коливається у межах від  $R_0$  до  $\sqrt{\pi} R_0$  [192]. Враховуючи умови роботи шпурових зарядів, їх розташування відносно відкритої поверхні, а також необхідності подрібнення масиву порід до куска розміром  $< 0,2$  м, розрахунок ЛНО для шпуру рекомендовано проводити за радіусом зони інтенсивного подрібнення.

Розрахункова величина ЛНО для шпуру

$$W = R_{зм} \cdot \left( 1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{03}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y} \right)^{0,5}, \text{ м}. \quad (4.8)$$

Розрахунок площі груп шпурів для виробок прямокутно-склепінчастої й аркової форм проводимо згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 4.2.

Площа контурних шпурів

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_k = S_{np} - (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \times \left( (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) - \frac{(B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W)}{3} + 0,26 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \right), \text{ м}^2; \quad (4.9)$$

– для виробок аркової форми

$$S_{\kappa} = S_{np} - (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \times \\ \times \left( (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \right) - 0,125 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W)^2, \text{ м}^2, \quad (4.10)$$

де  $\Delta_o$  – відстань від контуру виробки до лінії контурних шпурів, що дорівнює величині радіусу зони зминання  $R_{зм}$ , за даними практичного досвіду ця відстань змінюється у межах 0,15 – 0,25 м.

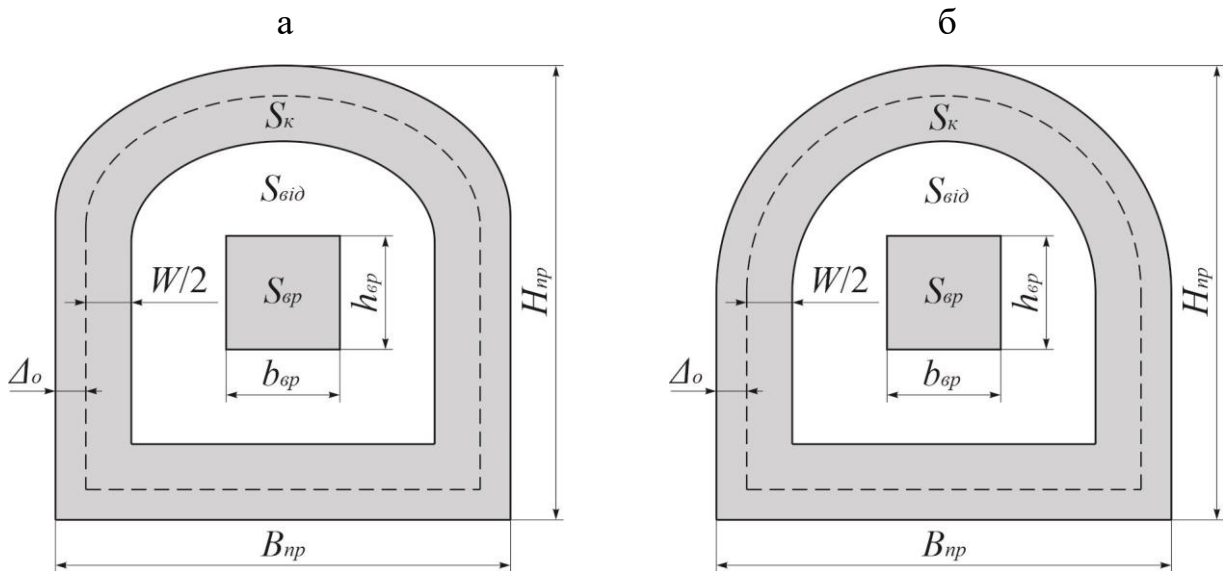


Рисунок 4.2 – Розрахункова схема для визначення площі груп шпурів для виробок прямокутно-склепінчастої (а) і аркової (б) форм:

$S_{вр}$  – площа врубу, м<sup>2</sup>;  $S_{від}$  – площа вибою для відбійних шпурів, м<sup>2</sup>;

$b_{вр}$  – ширина врубу, м;  $h_{вр}$  – висота врубу, м

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за наступним виразом

$$S_{від} = S_{np} - (S_{вр} + S_{\kappa}), \text{ м}^2. \quad (4.11)$$

Якщо площа вибою для відбійних шпурів  $S_{від}$  дорівнює нулю або має від’ємний результат то в цьому випадку у вибою буде відсутня група відбійних шпурів, а тоді скорегована розрахункова ЛНО визначається за формулою (4.8).

Розрахункова кількість відбійних шпурів складає

$$N_{p.в} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{від}}{\rho \cdot d_3^2 \cdot k_3}, \text{ шт.}, \quad (4.12)$$

де  $k_3$  – коефіцієнт заповнення шпуру ВР, який змінюється у межах 0,30 – 0,85,

або пропонується розраховувати за емпіричною залежністю

$$k_3 = 0,225 \cdot \sigma_{cm}^{0,25}, \quad (4.13)$$

де  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, МПа.

Отримана кількість відбійних шпурів повинна бути проаналізована. Велика їх кількість призводить до збільшення трудомісткості та тривалості бурових робіт, що знижає швидкість проведення виробки. І навпаки, невелика кількість шпурів призводить до поганого подрібнення породи, що ускладнює її навантаження та транспортування. Досвідом виконання підривних робіт при проведенні виробок встановлено, що оптимальним є така кількість відбійних шпурів, при якій на 1 м<sup>2</sup> площі вибою, яку висаджують ці шпури, приходить 1 – 2 шпури. Велика кількість шпурів вказує на те, що було невдало обрано ВР з недостатньою потужністю та занижений діаметр заряду. В цьому випадку необхідно застосувати найбільш потужну ВР, збільшити діаметр заряду та виконати перерахунок кількості шпурів.

Площа вибою, яка приходить на один відбійний шпур становить

$$S_{в.ш} = \frac{S_{від}}{N_{р.в}}, \text{ м}^2. \quad (4.14)$$

Скорегована розрахункова ЛНО відбійного шпуру складе

$$W_{ср.в} = \sqrt{S_{в.ш}}, \text{ м}. \quad (4.15)$$

Розрахункова відстань між відбійними шпурами в ряду відповідає виразу

$$a_{р.в} = m \cdot W_{ср.в}, \text{ м}, \quad (4.16)$$

де  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів для відбійних шпурів, який змінюється у межах 1,0 – 1,3 [244].

Кількість рядів відбійних шпурів

– за шириною виробки

$$n_{г.р.в} = \frac{0,5 \cdot B_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot b_{ep}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ м}; \quad (4.17)$$

– за висотою виробки

$$n_{в.р.в} = \frac{0,5 \cdot H_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot h_{ep}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ м}, \quad (4.18)$$

Фактична відстань між рядами відбійних шпурів

– за шириною виробки

$$W_{z.\phi} = \frac{0,5 \cdot B_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot b_{ep}}{n_{z.p.e} + 1}, \text{ м}; \quad (4.19)$$

– за висотою виробки

$$W_{e.\phi} = \frac{0,5 \cdot H_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot h_{ep}}{n_{e.p.e} + 1}, \text{ м}. \quad (4.20)$$

Оптимальні контури розташування рядів відбійних шпурів – це ряди, які повторюють форму поперечного перерізу виробки.

Кількість відбійних шпурів у  $i$ -му контурі з боків і покрівлі

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$n_{\phi n.e(i)} = \frac{2 \cdot \left( h_i - \frac{b_i}{3} \right) + 1,33 \cdot b_i}{a_{p.e}} - 1, \text{ шт.}; \quad (4.21)$$

– для виробок аркової форми

$$n_{\phi n.e(i)} = \frac{2 \cdot (h_i - 0,5 \cdot b_i) + 0,5 \cdot \pi \cdot b_i}{a_{p.e}} - 1, \text{ шт.}, \quad (4.22)$$

де  $b_i$  – ширина  $i$ -го контуру відбійних шпурів, м;  $h_i$  – висота  $i$ -го контуру відбійних шпурів, м.

Фактична відстань між відбійними шпурами у  $i$ -му контурі з боків і у покрівлі

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$a_{\phi.\phi n.e(i)} = \frac{2 \cdot \left( h_i - \frac{b_i}{3} \right) + 1,33 \cdot b_i}{n_{\phi n.e(i)} + 1}, \text{ шт.}; \quad (4.23)$$

– для виробок аркової форми

$$a_{\phi.\phi n.e(i)} = \frac{2 \cdot (h_i - 0,5 \cdot b_i) + 0,5 \cdot \pi \cdot b_i}{n_{\phi n.e(i)} + 1}, \text{ шт.} \quad (4.24)$$

Кількість відбійних шпурів у  $i$ -му контурі підосви

$$n_{n.e(i)} = \left( b_i / a_{p.e} \right) + 1, \text{ шт.} \quad (4.25)$$

Фактична відстань між відбійними шпурами у  $i$ -му контуру підосви

$$a_{\phi.n.г(i)} = \frac{b_i}{n_{n.г(i)} - 1}, \text{ шт.} \quad (4.26)$$

Кількість відбійних шпурів у  $i$ -му контурі становить

$$N_{г(i)} = n_{\delta n.г(i)} + n_{n.г(i)}, \text{ шт.} \quad (4.27)$$

Загальна кількість відбійних шпурів складе

$$N_{\text{вiд}} = \sum_{i=1}^n N_{г(i)}, \text{ шт.} \quad (4.28)$$

Розрахункова відстань між контурними шпурами

$$a_{p.к} = m \cdot W_{cp.г}, \text{ м,} \quad (4.29)$$

де  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів для контурних шпурів, який змінюється у межах 0,75 – 0,95 [244], де менше значення приймають для контурних шпурів підошви.

Кількість контурних шпурів з боків та покрівлі

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$N_{\delta n.к} = \frac{2 \cdot \left( (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{p.к}} - 1, \text{ шт.;} \quad (4.30)$$

– для виробок аркової форми

$$N_{\delta n.к} = \frac{2 \cdot ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0,5 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{p.к}} - 1, \text{ шт.} \quad (4.31)$$

Фактична відстань між контурними шпурами з боків і покрівлі

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$a_{\phi.\delta n.к} = \frac{2 \cdot \left( (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{\delta n.к} + 1}, \text{ шт.;} \quad (4.32)$$

– для виробок аркової форми

$$a_{\phi.\delta n.к} = \frac{2 \cdot ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0,5 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{\delta n.к} + 1}, \text{ шт.} \quad (4.33)$$

Кількість контурних шпурів у підошви

$$N_{н.к} = \left( (B_{нр} - 2 \cdot \Delta_o) / a_{р.к} \right) + 1, \text{ шт.} \quad (4.34)$$

Фактична відстань між контурними шпурами підосви

$$a_{ф.н.к} = (B_{нр} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_{н.к} - 1), \text{ шт.} \quad (4.35)$$

Врубіві, відбійні та контурні шпури у вибою виробки розташовують згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 4.3.

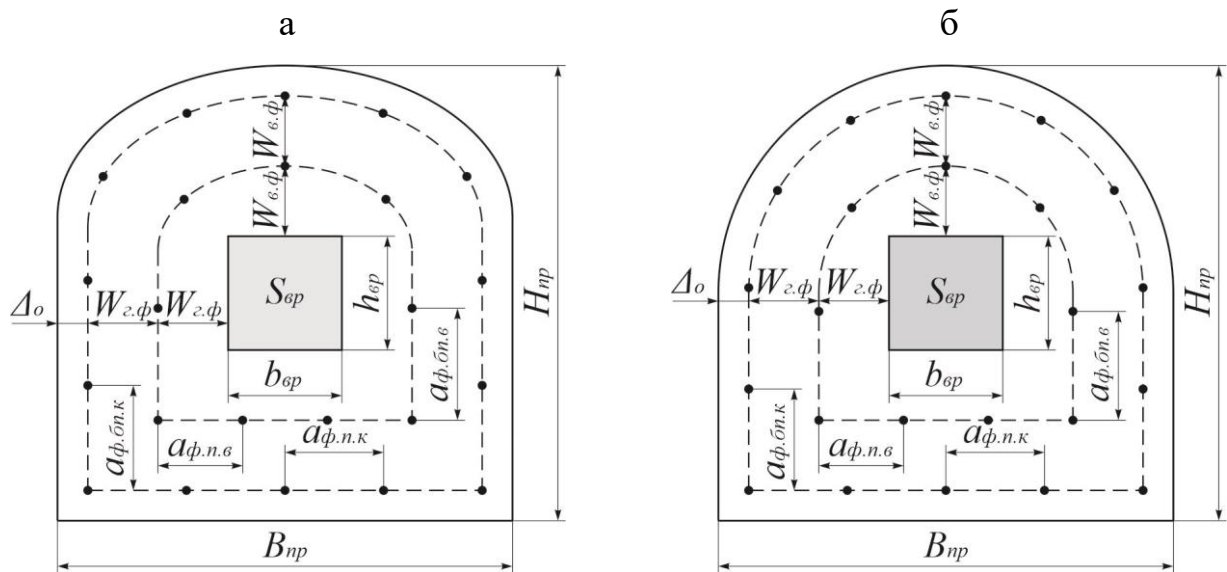


Рисунок 4.3 – Розрахункова схема розташування шпурів у вибою виробки прямокутно-склепінчастої (а) і аркової (б) форми

Загальна кількість шпурів у вибою виробки, що заряджаються

$$N = N_{вр} + N_{від} + N_{бн.к} + N_{н.к}, \text{ шт.}, \quad (4.36)$$

де  $N_{вр}$  – кількість врубових шпурів, що заряджаються, шт.

У процесі уточнення паспорту БПР допускається збільшення загальної кількості шпурів у вибою але лише на 10%, а у виробках перерізом до 5 м<sup>2</sup> не більше ніж на 4 шпури. Середня величина заряду на один шпур складе

$$Q_{ш} = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \quad (4.37)$$

Величина заряду у шпурі за його призначенням визначається за виразом

$$Q_з = K_n \cdot Q_{ш}, \text{ кг.} \quad (4.38)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт, що враховує збільшення або зменшення заряду ВР у шпурі в залежності від його призначення: для врубового шпуру  $K_n = 1,1 - 1,2$ , для відбійного шпуру –  $K_n = 1,0$ , для контурного шпуру з боків та покрівлі  $K_n = 0,9 - 1,0$ , для контурного шпуру підосви  $K_n = 1,0 - 1,2$ .

Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_{\phi} = N_{вр} \cdot Q_{вр} + N_{від} \cdot Q_{від} + N_{бн.к} \cdot Q_{бн.к} + N_{н.к} \cdot Q_{н.к}, \text{ кг}, \quad (4.39)$$

де  $Q_{вр}$  – величина заряду ВР у врубовому шпурі, кг;  $Q_{від}$  – величина заряду ВР у відбійному шпурі, кг;  $Q_{бн.к}$  – величина заряду ВР у контурному шпурі з боків та покрівлі, кг;  $Q_{н.к}$  – величина заряду ВР у контурному шпурі підосви, кг.

Довжина заряду розсипної ВР або наливної ЕВР у шпурі без урахування П-Б

$$l_3 = \frac{Q_3}{0,785 \cdot d^2 \cdot \rho}, \text{ м}. \quad (4.40)$$

Фактичні питомі втрати ВР

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{V_{\phi}} = \frac{Q_{\phi}}{S_{нр} \cdot l_{ш} \cdot \eta}, \text{ кг/м}^3. \quad (4.41)$$

У якості прикладу наведемо розрахунки параметрів БПР при проведенні горизонтальної гірничої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК» за наступними вихідними даними, що подано у табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальної гірничої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Виробка	-	Орт
Ширина виробки	м	3,80
Висота виробки	м	3,65
Міцність руди на стискання	МПа	50 – 70
Щільність руди	кг/м <sup>3</sup>	3950
Глибина розташування виробки	м	910
Тріщинуватість	-	Середня
Глибина комплексу шпурів	м	2,7
Діаметр шпурів	м	0,043
Вруб (рис. 4.1)	-	Призматичний
Густина ЕВР Україніт-ПП-2	кг/м <sup>3</sup>	1250

Результати розрахунку параметрів БПР для горизонтальної гірничої виробки під умови ПрАТ «ЗЗРК» за розробленою методикою, що подано у табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Результати розрахунку параметрів БПР для горизонтальної гірничої виробки під умови ПрАТ «ЗЗРК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Коефіцієнт ущільнення масиву, $K_y$	ч.о.	1,02
Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, $K_c$	ч.о.	0,80
Розрахункові питомі витрати ВР, $q$	кг/м <sup>3</sup>	2,82
Розрахункова кількість ВР на вибій, $Q$	кг	97,62
Величина радіусу зони змінання, $R_{зм}$	м	0,35
Розрахункова ЛНО для шпуру, $W$	м	1,05
Площа перерізу виробки у проходці, $S_{np}$	м <sup>2</sup>	12,81
Площа контурних шпурів, $S_k$	м <sup>2</sup>	7,60
Площа врубу, $S_{вр}$	м <sup>2</sup>	1,0
Площа вибою для відбійних шпурів, $S_v$	м <sup>2</sup>	4,21
Скорегована розрахункова ЛНО, $W_{ср.в}$	м	0,73
Кількість врубових шпурів, що заряджаються, $N_{вр}$	шт.	8
Кількість відбійних шпурів, $N_{від}$	шт.	11
Кількість контурних шпурів:		
– з боків і покрівлі, $N_{бн.к}$	шт.	10
– у подошві, $N_{п.к}$	шт.	6
Загальна кількість шпурів, $N$	шт.	36 + 1
Середня величина заряду на шпур, $Q_{ш}$	кг	2,7
Величина заряду:		
– для врубового шпуру, $Q_{вр}$	кг	3,3
– для відбійного шпуру, $Q_{від}$	кг	2,7
– для контурного шпуру з боків і покрівлі, $Q_{бн.к}$	кг	2,6
– для контурного шпуру подошви, $Q_{п.к}$	кг	3,3
Фактичні витрати ВР на вибій, $Q_{ф}$	кг	104,5
Довжина заряду без П-Б:		
– врубового шпуру, $l_{з.вр}$	м	1,82
– відбійного шпуру, $l_{з.від}$	м	1,49
– контурного шпуру з боків і покрівлі, $l_{з.бн.к}$	м	1,43
– контурного шпуру подошви, $l_{з.п.к}$	м	1,82
КВШ, $\eta$	-	0,85 – 0,95
Фактичні прогнозні питомі втрати ВР, $q_{ф}$	кг/м <sup>3</sup>	3,2 – 3,6

За результатами розрахунку було викреслено розташування шпурів у вибою горизонтальної виробки та конструкція врубу, що подано на рис. 4.4.



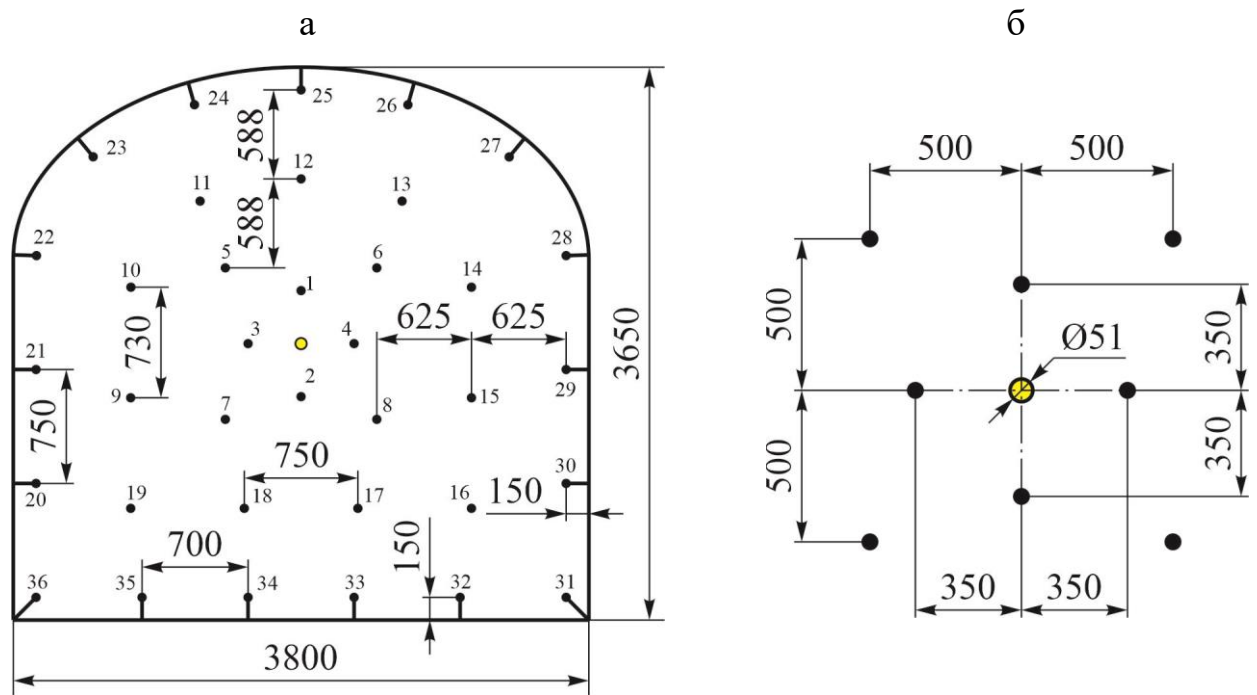


Рисунок 4.4 – Розташування шпурів у вибою горизонтальної виробки (а) та конструкція врубу (б)

Результати пробного вибуху вибою орту за розрахованим паспортом БПР в умовах ПрАТ «ЗЗРК» подано на рис. 4.5.

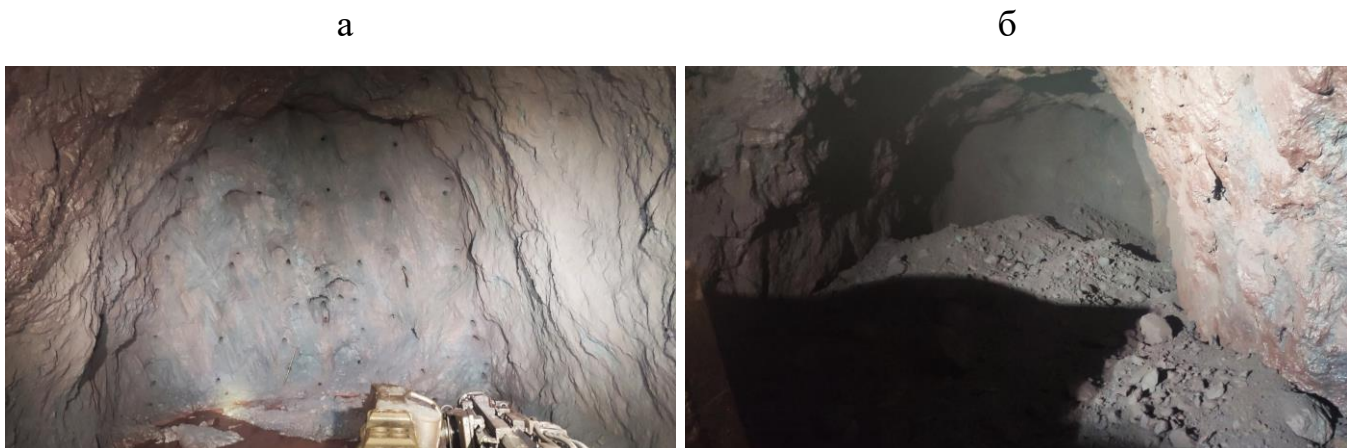


Рисунок 4.5 – Фотофіксація вибою орту горизонту 910 м до вибуху (а) та після вибуху (б) за розрахованими параметрами БПР в умовах ПрАТ «ЗЗРК»

Як видно з фото вибою орту після вибуху (рис. 4.5, б) руда добре подрібнена та має майже однорідний гранулометричний склад розміром менше 0,2 м, проте зустрічаються поодинокі куски руди розміром 0,2 – 0,4 м, що складають менше 5% від загального об'єму. Відмов зарядів та «стаканів» у вибою не встановлено. КВШ склав 0,95 – 0,97, що співпадає з максимально можливим розрахунковим. За результатами проведених вибухів у орті з використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2 можна стверджувати, що розроблена методика розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок придатна для складання паспортів БПР, а підривання зарядів у вибої показують добрі результати.

Результати апробації розробленої методики для розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок у повному обсязі наведено у роботах [245 – 247]. Розроблену методику розрахунку параметрів БПР при проведенні підготовчих і нарізних виробок було впроваджено в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» (Дніпрорудне), що подано у Додатку Б. Також для збереження проектного перерізу нарізних виробок при поверхово-камерних системах розробки за рахунок розташування контурних шпурів на відстані радіусу зони зминання від контуру виробки впроваджено на шахтах ПАО «КЖРК» (Кривий Ріг), що подано у Додатку Б.

Таким чином отримані науково-прикладні результати, що подано у розділах 2 і 3, дозволили розробити принципово нову методику розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок. В основу якої було покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами. Розрахунок починався з визначення ЛНО за новою формулою, яка враховує як фізико-механічні властивості гірського масиву, так і детонаційні характеристики ВР. На підставі цього запропоновано розрахункові схеми розташування шпурів у вибою для прямокутно-склепінчастої і аркової форм виробок. За розробленою методикою параметри розташування шпурів мають фактичну розраховану величину, так само як і величина заряду для кожного шпуру у групі. Використання нової методики розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок дозволяє раціоналізувати рівномірне розташування шпурів у вибою, що призведе до зниження витрат при їх проведенні.

#### **4.2. Розробка методики визначення параметрів буропідривних робіт для проведення вертикальних гірничих виробок**

При видобуванні залізних руд підземним способом одним з основних і найбільш трудомістких виробничих процесів є проведення підготовчих і нарізних виробок у межах блоків або камер, що їх підготовлюють до виконання очисних робіт [248, 249]. Технологічний розвиток різноманітних систем розробки рудних покладів привів до появи виробок, що мають невелику площу перерізу та складають конструктивне оформлення систем. При цих системах розробки для підготовки видобувних одиниць до очисних робіт проводять підняттяві виробки різного перерізу та довжини, які мають різноманітне призначення, а також похилі або вертикальні дучки. Для проведення цих виробок витрачають до 50% загальних трудових і матеріальних витрат на підготовку блоку до очисних робіт [250].

В залежності від призначення, підняттяві виробки проводять по руді або породам та обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисної копалини, породи, сходових ходів тощо). За призначенням підняттяві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізні. Форма і розміри поперечного перерізу підняттявих залежать від їх призначення, кількості відділень і матеріалу кріплення. Найбільшого поширення набула квадратна, прямокутна та кругла форми поперечного перерізу з площею від 1,44 до 8,0 м<sup>2</sup>. На кожній рудній шахті розробляють типові перерізи та розміри підняттявих, які найбільш відповідають конкретним умовам ведення гірничих робіт. На сьогодні існують 2 способи проведення підняттявих – буропідривний і машинний (комбайновий). До буропідривного способу проведення підняттявих відносяться: шпуровий з обладнанням тимчасових полків і сходів та за допомогою прохідницьких комплексів типу КПВ або КПН, і секційний з підриванням глибоких свердловинних зарядів [251]. Аналіз науково-технічних джерел дозволив встановити, що на залізорудних шахтах Криворізького басейну щорічно проводиться близько 27 тис. м підняттявих [252, 253], а в умовах ПрАТ «ЗЗРК» – до 3 тис. м [254, 255].

Так за допомогою шпурового способу з обладнанням тимчасових полків на шахтах Криворізького басейну проводять підняттяві квадратної форми площею 1,44 і 2,25 м<sup>2</sup> з розмірами 1,2×1,2 і 1,5×1,5 м, а також круглої форми площею 1,8 м<sup>2</sup> діаметром 1,5 м. Висота цих підняттявих не перевищує 25 – 30 м. До основних робочих процесів за допомогою цього способу відносяться: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірської маси та влаштування полків. Проведення підняттявих за цією технологією характеризується низьким рівнем безпеки, великою трудомісткістю всіх технологічних операцій, невисокими місячними темпами проходки, поганими санітарно-гігієнічними умовами праці, що обумовлено труднощами доставки матеріалів, інструментів та обладнання, значними трудовими витратами, необхідністю частого ремонту вибитим вибухами кріплення і комунікації [252, 253]. До переваг слід віднести його простоту й універсальність, невелику масу застосовуваного обладнання та відносну економічність при невеликій висоті підняттявого. На шахтах Криворізького басейну річний об'єм проведення підняттявих виробок з обладнанням тимчасових полків і сходів, площею 1,44 і 1,8 м<sup>2</sup> складає 6%, а площею 2,25 м<sup>2</sup> – 73%. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» з технологічних причин та особливостей конструктивних елементів системи розробки цей спосіб проведення підняттявих сьогодні не використовується.

Проведення підняттявих за допомогою самохідних комплексів КПВ і КПН забезпечує механізацію доставки прохідників, обладнання та матеріалів у вибій виробки. За допомогою цього способу на шахтах Криворізького басейну проводять підняттяві квадратної та прямокутної форм площею 3,2 і 4 м<sup>2</sup> з розмірами 1,6×2 і 2×2 м. Застосування цих комплексів економічно доцільно при проведенні підняттявих висотою не менш 60 – 80 м [250]. Прохідницький цикл при використанні комплексів складається з наступних робочих процесів: прибирання гірської маси, буріння шпурів під анкери, нарощування монорейки, буріння шпурів у вибою, заряджання та підривання шпурів, провітрювання вибою. Недоліком даного виду проведення є те, що прохідники постійно знаходиться у вибою підняттявого та більшу частину робочих операцій виконують вручну [253]. В умовах шахт Криворізького басейну річний об'єм проведення підняттявих виробок за

допомогою прохідницьких комплексів площею 3,2 м<sup>2</sup> складає 11%, а площею 4 м<sup>2</sup> – 10%. На шахтах ПрАТ «ЗЗРК» цей спосіб проходки підняткових вже не використовується.

Ще одним зі способів проведення підняткових за допомогою БПР є секційний з підриванням глибоких свердловинних зарядів. Проведення підняткових за допомогою цього способу виключає присутність людей у вибою виробки. Всі роботи з буріння, заряджання та висадження свердловин здійснюються з прилеглих до підняткового горизонтальних виробок. Для проведення підняткового цим способом на всю довжину з верхньої виробки бурять свердловини діаметром 0,089 – 0,105 м, відстань між якими становить 0,5 – 0,9 м [256]. Піднятковий формується у результаті послідовного відбивання окремих секцій довжиною по 2 – 4 м у напрямку знизу вгору. За допомогою цього способу проводять підняткові висотою до 40 м, що обумовлено викривлення свердловин при бурінні. Перед заряджанням нижню частину свердловин перекривають дерев'яними конічними пробками, що опускають у свердловину на шпагаті або на дроті, а її заряджання проводиться зверху – з боку устя. Над зарядом на висоту 0,5 – 1,0 м насипається шар породи або піску, який слугує забивкою. Цей спосіб застосовується для проведення відрізних, вентиляційних і рудоперепускних підняткових, які не потребують кріплення. На сьогодні на шахтах Криворізького басейну проведення підняткових секційним підриванням глибоких свердловин із-за ряду причин різного характеру не знайшов застосування, а в умовах ПрАТ «ЗЗРК» за допомогою цього способу проводять до 72% від загальної протяжності підняткових площею 4 і 6 м<sup>2</sup>.

На шахтах Криворізького басейну 3,3%, а у ПрАТ «ЗЗРК» – 28% від загальної протяжності підняткових проводять машинним (комбайновим) способом. Площа поперечного перерізу підняткових коливається в межах від 2,5 до 4,5 м<sup>2</sup>. Цей спосіб є конкурентоспроможним з буропідривним тільки при проведенні підняткових висотою понад 80 м. У більшості випадків бурінням проводять підняткові між двома концентраційними горизонтами. Найбільшого поширення отримала технологія з бурінням по осі підняткового випереджаючої (передової, пілотної) свердловини діаметром до 0,3 м на повну довжину з подальшим її розширенням знизу вгору до

проектного діаметру підняттявої виробки. Підготовчі роботи з проведення підняттявого починаються з вибору місця закладення випереджальної свердловини і проведення камери об'ємом 60 – 140 м<sup>3</sup> для розміщення комбайну та зведення підстави для нього біля устя свердловини. Підставою слугує бетонна площадка (фундамент), на яку цанговими болтами кріпляться лапи на рамі комбайну. Випереджальну свердловину бурять шарошечною коронкою з використанням спрямовуючих штанг, що перешкоджають відхиленню свердловини від заданого напрямку. Після виходу випереджальної свердловини на нижній горизонт шарошечну коронку знімають, а буровий став оснащують розширювачем заданого кінцевого діаметра підняттявого. Проводити підняттяві висотою до 80 м за допомогою комбайна недоцільно через високі витрати ручної праці при спорудженні бурових камер і бетонних підстав в них, високої трудомісткості монтажу, демонтажу та перевезення комбайнів. Недоліком даного способу проведення є висока вартість комбайнів і пороодо-руйнівного інструменту, їх громіздкість і велика маса [200, 252, 253].

Аналізом технології проведення підняттявих встановлено, що за допомогою БПР в умовах шахт Криворізького басейну проводять до 97% загальної протяжності підняттявих виробок, а в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» – до 72%. Виходячи з наведеного, стає очевидним, що застосування самохідних комплексів, використання комбайнів для проведення підняттявих не може в повній мірі сприяти вирішенню проблеми підвищення ефективності підготовки блоків до очисних робіт. Тривалість підготовки блоків і терміни введення їх в експлуатацію багато в чому залежать від швидкості проведення підняттявих. Велика довжина підняттявих виробок, які проводять на шахтах Криворізького басейну і ПрАТ «ЗЗРК», при підготовці блоків або камер до очисних робіт, низька продуктивність і важкі умови праці при їх проведенні, визначають необхідність пошуку в сучасних умовах виробництва технологічних і технічних рішень при руйнуванні гірських порід стосовно проведення підняттявих. Це можливо за рахунок розробки і визначення раціональних параметрів БПР для проведення підняттявих виробок методами підривання шпурових і свердловинних зарядів.

Розрахунок параметрів БПР при проведенні підняттяєвих методом шпурових зарядів виконується у такій самій послідовності, як і при проведенні горизонтальних гірничих виробок, але відрізняється тим, що при проведенні підняттяєвих відсутня група відбійних шпурів. Це пов'язано з тим, що площа підняттяєвих має невелике значення. Тому у деяких конструкціях врубу, для розширення його площі використовуються допоміжні шпури. Із практичного досвіду при проведенні підняттяєвих за допомогою шпурів використовують прямі призматичні вруби, конструкцію яких подано на рис. 4.6.

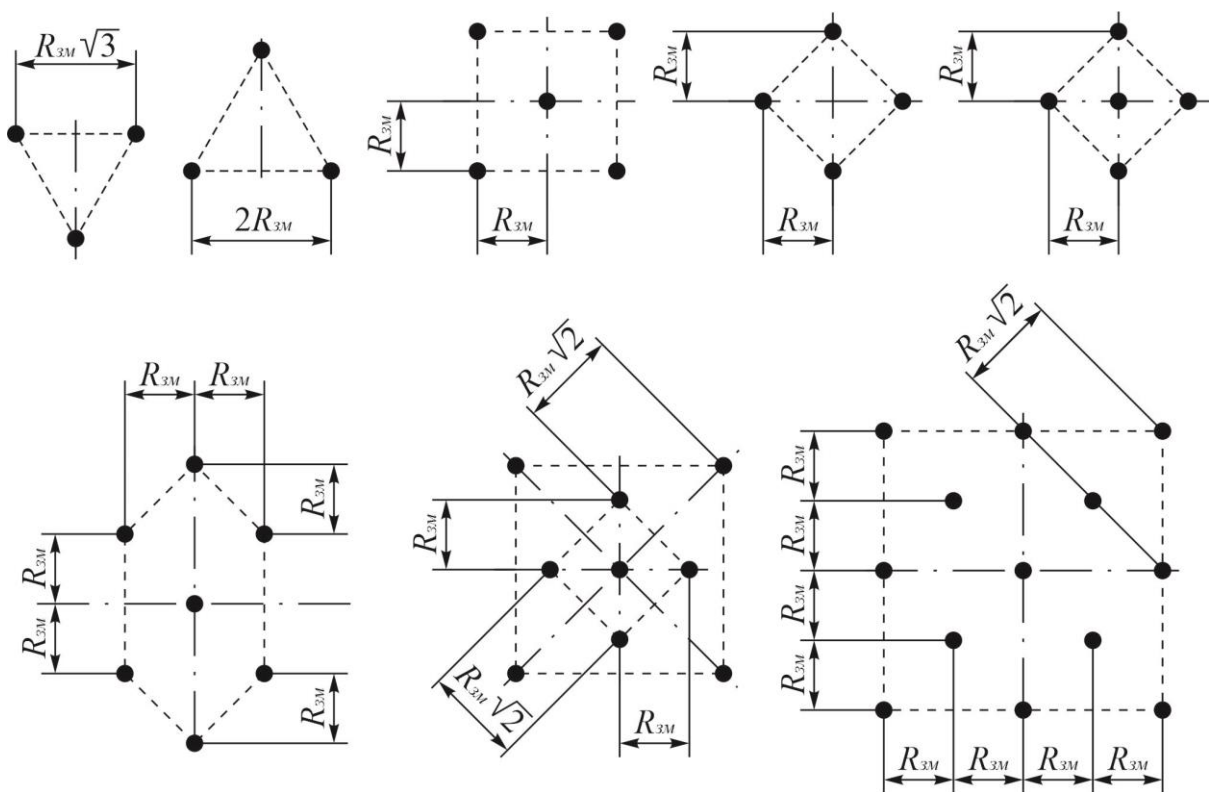


Рисунок 4.6 – Конструкція прямих призматичних врубів,

що використовують при проведенні підняттяєвих методом шпурових зарядів

За результатами досліджень, що подано у роботах [175, 176] пробивна відстань між шпурами прямого врубу дорівнює величині радіусу зони змінання та визначається за формулою (2.41).

Мінімальна кількість шпурів у врубі становить

$$N_{gp} = 0,144 \cdot (l_{ш} \cdot \eta)^{0,91} \cdot R_{зм}^{-2}, \text{ шт.}, \quad (4.42)$$

де  $l_{ш}$  – довжина комплекту шпурів, що дорівнює 1,7 – 2,2 м.

Розрахункові питомі витрати ВР визначаються за формулою (4.5). Об'єм висадженої породи у масиві визначаються за формулою (4.6). Розрахункова кількість ВР на вибій визначаються за формулою (4.7). Так само, як і при проведенні горизонтальних виробок, враховуючи умови роботи шпурових зарядів та їх розташування відносно відкритої поверхні, ЛНО для шпуру дорівнює величині радіусу зони інтенсивного подрібнення та визначається за формулою (4.8).

Кількість контурних шпурів

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$N_b = ((B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / W) + 1, \text{ шт.}; \quad (4.43)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$N_h = ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / W) - 1, \text{ шт.}; \quad (4.44)$$

– для підняттявого круглої форми

$$N_k = (2 \cdot \pi \cdot (0,5 \cdot D_{np} - \Delta_o)) / W, \text{ шт.}, \quad (4.45)$$

де  $D_{np}$  – діаметр підняттявого у проходці, м.

Загальна кількість контурних шпурів для підняттявих прямокутної та квадратної форми складає

$$N_k = 2 \cdot (N_b + N_h), \text{ шт.} \quad (4.46)$$

Фактична відстань між контурними шпурами

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_b = (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_b - 1), \text{ м}; \quad (4.47)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_h = (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_h + 1), \text{ м}; \quad (4.48)$$

– для підняттявого круглої форми

$$a = \sin(180 / N_k) \cdot (D_{np} - 2 \cdot \Delta_o), \text{ м}. \quad (4.49)$$

Врубів та контурні шпури у вибою підняттявої виробки розташовують згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 4.7.



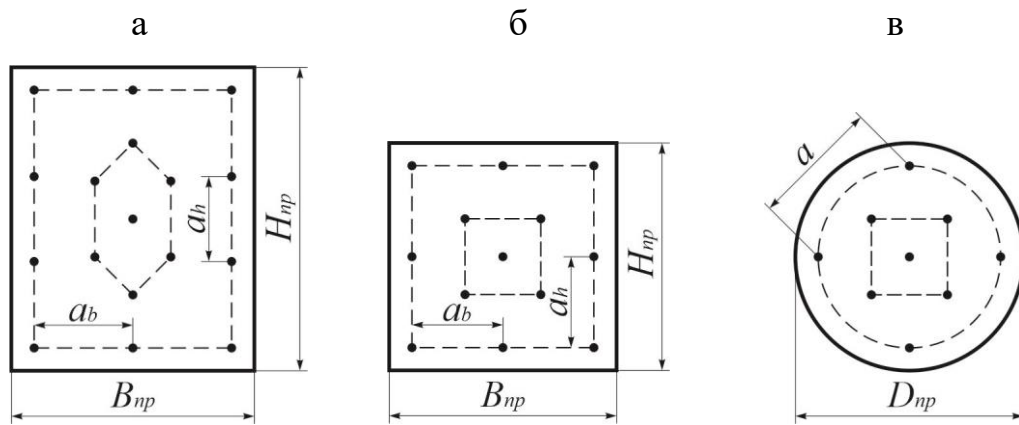


Рисунок 4.7 – Розрахункова схема розташування шпурів у вибою піднягтевої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форми

Загальна кількість шпурів у вибою піднягтевої виробки складе

$$N = N_{вр} + N_{к}, \text{ шт.} \quad (4.50)$$

Середня величина заряду на один шпур знаходиться за формулою (4.37). Величину заряду у врубівому та контурному шпурі знаходиться за формулою (4.38). При використанні патронованої ВР величину заряду корегують з урахуванням маси патрону ВР.

Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_{ф} = N_{вр} \cdot Q_{вр} + N_{к} \cdot Q_{к}, \text{ кг.} \quad (4.51)$$

Фактичні питомі втрати ВР знаходяться за формулою (4.41).

У якості прикладу розглянемо розрахунок параметрів БПР при проведенні піднягтевої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» за наступними вихідними даними, що подано у табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР при проведенні піднягтевої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
1	2	3
Виробка	-	Дучка
Діаметр виробки	м	1,5
Міцність руди на стискання	МПа	90
Щільність порід	кг/м <sup>3</sup>	3750

1	2	3
Глибина розташування виробки	м	1340
Тріщинуватість	-	Середня
Глибина комплексу шпурів	м	1,8
Діаметр шпурів	м	0,043
Вруб (рис. 4.5)	-	Призматичний
Густина патронованої ЕВР Україніт-П-СА	кг/м <sup>3</sup>	1120
Швидкість детонації патронованої ЕВР Україніт-П-СА	м/с	5000

Результати розрахунку параметрів БПР при проведенні підняттяєвої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка» за розробленою в роботі методикою подано у табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Результати розрахунку параметрів БПР при проведенні підняттяєвої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Коефіцієнт ущільнення масиву, $K_y$	ч.о.	1,046
Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, $K_c$	ч.о.	0,80
Розрахункові питомі витрати ВР, $q$	кг/м <sup>3</sup>	3,0
Розрахункова кількість ВР на вибій, $Q$	кг	9,72
Величина радіусу зони змінання, $R_{zm}$	м	0,3
Розрахункова відбійна ЛНО для шпуру, $W_v$	м	0,8
Кількість врубових шпурів, $N_{вр}$	шт.	5
Кількість контурних шпурів, $N_k$	шт.	5
Загальна кількість шпурів, $N$	шт.	10
Середня величина заряду на шпур, $Q_{ш}$	кг	0,97
Діаметр патрону ЕВР Україніт-П-СА	м	0,032
Маса патрону ЕВР Україніт-П-СА	кг	0,25
Довжина патрону ЕВР Україніт-П-СА	м	0,28
Величина заряду:		
– для врубового шпуру, $Q_{вр}$	кг	1,25
– для контурного шпуру, $Q_k$	кг	1,0
Фактичні витрати ВР на вибій, $Q_f$	кг	10,25
Довжина заряду з П-Б:		
– врубового шпуру, $l_{з.вр}$	м	1,40
– контурного шпуру, $l_{з.к}$	м	1,12
Фактичні питомі втрати ВР, $q_f$	кг/м <sup>3</sup>	3,2

За результатами розрахунку було викреслено розташування шпурів у вибою дучки та конструкція врубу, що подано на рис. 4.8.

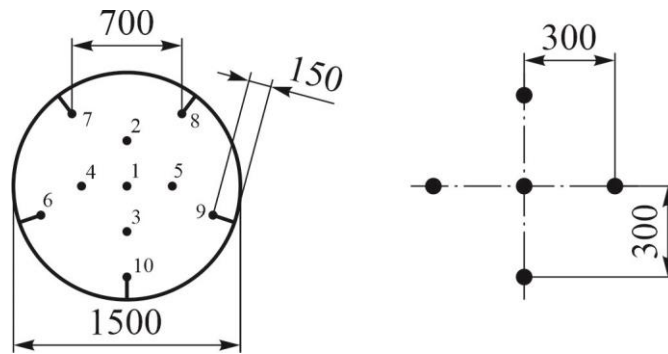


Рисунок 4.8 – Розташування шпурів у вибою дучки (а) та конструкція врубу (б)

Розрахунок параметрів БПР при проведенні підняттяєвих способом секційного висадження свердловин пропонується виконувати у наступній послідовності. Виконавши аналіз типових паспортів БПР [257, 258], а також технологію проведення підняттяєвих секційним висадженням свердловин в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК», було встановлено емпіричну залежність мінімальної кількості свердловин у врубі в залежності від межі міцності порід або руди на стискання

$$N_{вр} = 0,5 \cdot k_s \cdot \sqrt{\sigma_{cm}}, \text{ шт.} \quad (4.52)$$

де  $k_s$  – коефіцієнт, що враховує форму і площу поперечного перерізу: для підняттяєвих круглої форми коли  $S_{np} = 2,5$  і  $3,8 \text{ м}^2$   $k_s = 0,2$ , для підняттяєвих квадратної та прямокутної форм коли  $S_{np} = 1,7$  і  $2,25 \text{ м}^2$   $k_s = 0,2$ , коли  $S_{np} = 4$  і  $6 \text{ м}^2$   $k_s = 1,0$ .

За результатами досліджень [175, 176] пробивна відстань між свердловинами врубу дорівнює величині радіусу зони змінання, що визначається за формулою (2.41). Для підняттяєвих круглої, квадратної та прямокутної форм при їх проведенні методом секційного висадження свердловин найбільшого поширення отримало наступне розташування свердловин у врубі, що подано на рис. 4.9.

У зв'язку з невеликими площами поперечного перерізу, як і при проведенні підняттяєвих методом шпурових зарядів, так і при секційному висадженні свердловин буде відсутня група відбійних свердловин. Враховуючи умови роботи свердловинних зарядів у затиснутому середовищі та їх розташування відносно

відкритої поверхні ЛНО для свердловини буде дорівнювати величині радіусу зони інтенсивного подрібнення, що визначається за формулою (4.8).

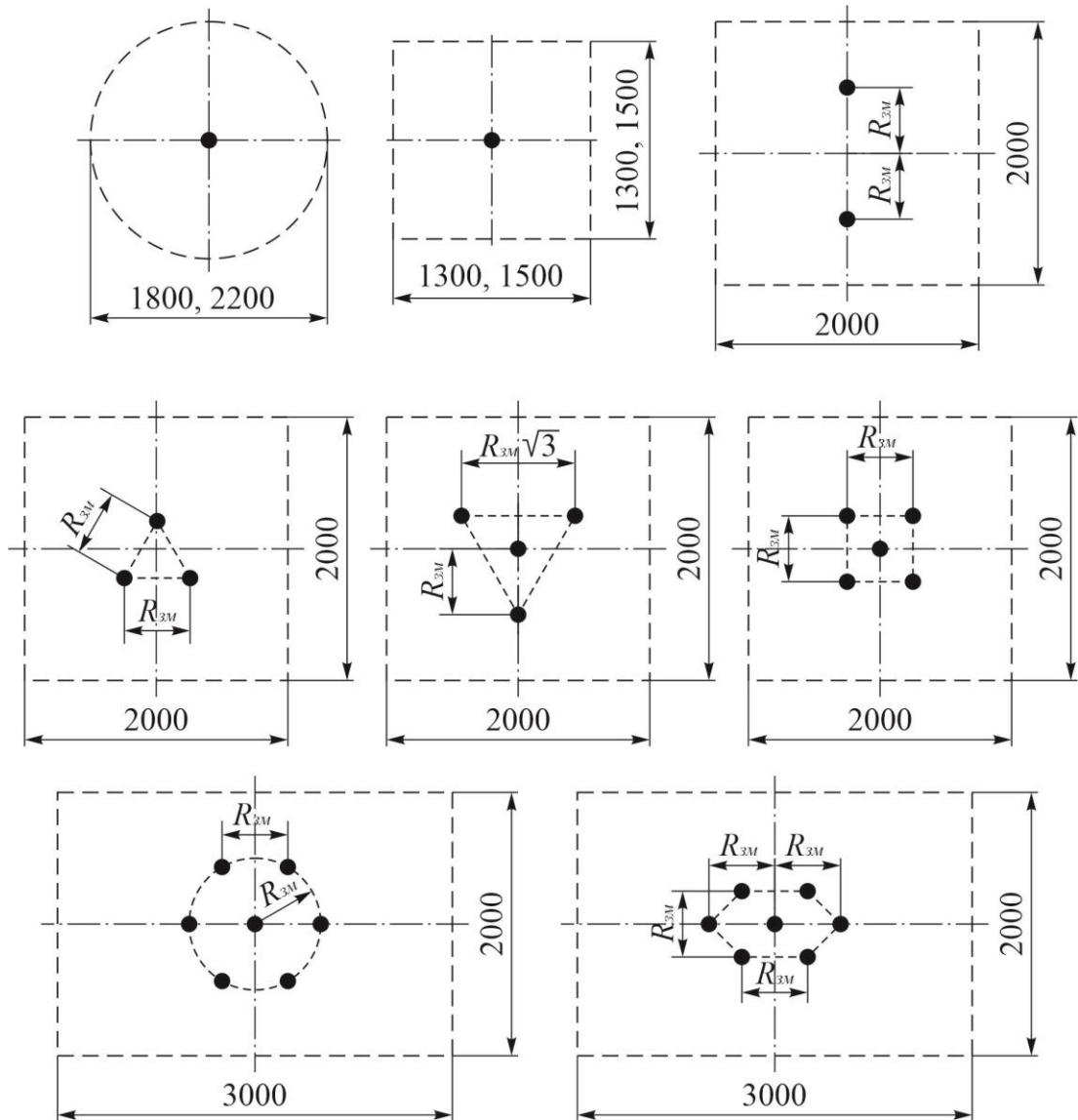


Рисунок 4.9 – Розташування свердловин у врубі при проведенні підняттевих

Кількість контурних свердловин

– за шириною підняттевого прямокутної та квадратної форми

$$N_b = (B_{np} / W) + 1, \text{ шт.}; \quad (4.53)$$

– за довжиною підняттевого прямокутної та квадратної форми

$$N_h = (H_{np} / W) - 1, \text{ шт.}; \quad (4.54)$$

– для підняттевого круглої форми

$$N_k = (\pi \cdot D_{np}) / W, \text{ шт.} \quad (4.55)$$

Загальна кількість контурних свердловин для підняттявих прямокутної та квадратної форми визначається за формулою (4.46).

Фактична відстань між контурними свердловинами

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_b = B_{np} / (N_b - 1), \text{ м;} \quad (4.56)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_h = H_{np} / (N_h + 1), \text{ м;} \quad (4.57)$$

– для підняттявого круглої форми

$$a = \sin(180 / N_k) \cdot D_{np}, \text{ м.} \quad (4.58)$$

Врубіві та контурні свердловини у вибою підняттявї виробки розташовують згідно розрахунковї схеми, що подано на рис. 4.10.

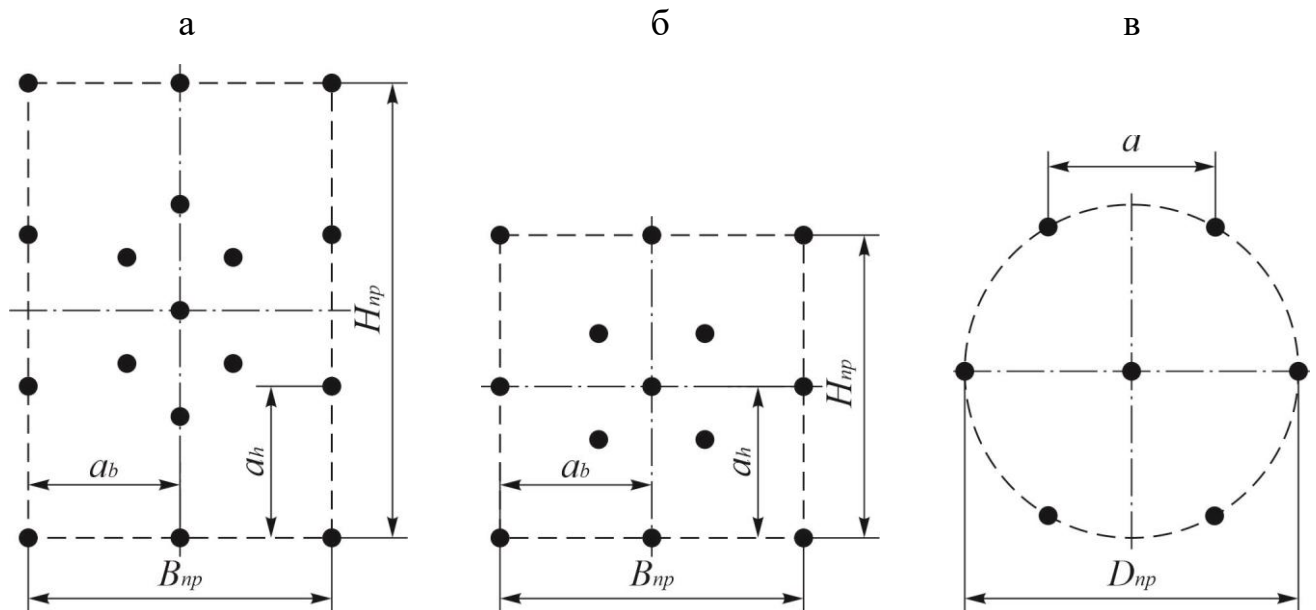


Рисунок 4.10 – Розрахункова схема розташування свердловин у вибою підняттявї виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форми

Загальна кількість свердловин у вибою підняттявого визначається за формулою (4.50). Величина заряду на одну свердловину

– для розсипних ВР або наливних ЕВР

$$Q_c = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot (l_c - l_{заб} - l_{нб}) \cdot \rho, \text{ кг}; \quad (4.59)$$

– для патронованих ВР

$$Q_c = n_{пат} \cdot m_{пат}, \text{ кг}, \quad (4.60)$$

де  $l_c$  – довжина секції, що дорівнює 2 – 4 м;  $l_{заб}$  – довжина забивки, що дорівнює 1 м;  $m_{пат}$  – маса патрону ВР, кг;  $n_{пат}$  – кількість патронів ВР з урахуванням П-Б

$$n_{пат} = (l_c - l_{заб}) / l_{пат}, \text{ шт.}, \quad (4.61)$$

де  $l_{пат}$  – довжина патрону ВР, м.

Отриману кількість патронів ВР округляють до цілого числа.

Фактичні витрати ВР на вибій

$$Q_{ф} = N \cdot Q_c, \text{ кг}. \quad (4.62)$$

Фактичні питомі втрати ВР

$$q_{ф} = Q_{ф} / (S_{пр} \cdot l_c), \text{ кг/м}^3. \quad (4.63)$$

У якості прикладу розглянемо розрахунок параметрів БПР проведення підняттевої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК» за наступними вихідними даними, що подано у табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР проведення підняттевої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Виробка	-	Відрізний підняттевий
Ширина виробки	м	2,0
Довжина виробки	м	3,0
Міцність руди і порід на стискання	МПа	140 – 150
Щільність порід	кг/м <sup>3</sup>	3950
Глибина розташування виробки	м	840
Тріщинуватість	-	Середня
Довжина секції	м	3,0
Довжина забивки	м	1,0
Діаметр свердловини	м	0,102
Густина наливної ЕВР Україніт-ПП-2	кг/м <sup>3</sup>	1000

Результати розрахунку параметрів БПР проведення піднятцевої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК» за розробленою в роботі методикою подано у табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Результати розрахунку параметрів БПР проведення піднятцевої виробки в умовах ПрАТ «ЗЗРК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Коефіцієнт ущільнення масиву, $K_y$	ч.о.	1,021
Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, $K_c$	ч.о.	0,8
Величина радіусу зони змінання, $R_{zm}$	м	0,5
Розрахункова відбійна ЛНО, $W_6$	м	1,3
Кількість врубових свердловин, $N_{вр}$	шт.	7
Кількість контурних свердловин, $N_k$	шт.	10
Загальна кількість свердловин, $N$	шт.	17
Довжина заряду з П-Б	м	2,0
Величина заряду на одну свердловину, $Q_c$	кг	16,3
Фактичні витрати ВР на вибій, $Q_\phi$	кг	277,1
Фактичні питомі втрати ВР, $q_\phi$	кг/м <sup>3</sup>	15,4

За результатами розрахунку було викреслено розташування свердловин у вибою відрізного піднятцевого та конструкція врубу, що подано на рис. 4.11.

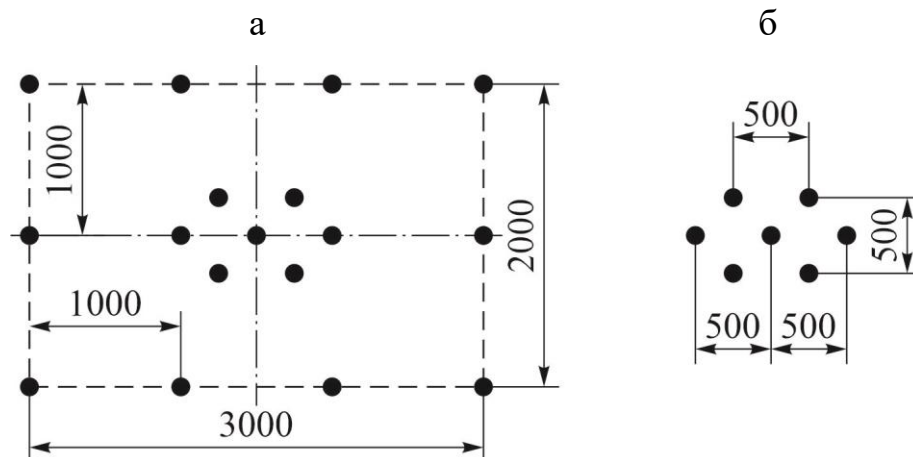


Рисунок 4.11 – Розташування свердловин у вибою відрізного піднятцевого (а) та конструкція врубу (б)

За отриманими результатами, що подано у розділах 2 і 3, було розроблено принципово нові методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняттявих виробок за допомогою методів шпурових і свердловинних зарядів. В основі методик покладено розрахунок мінімальної кількості шпурів або свердловин у врубі, визначення відстані між ними за величиною радіусу зони змінання. Розташування контурних шпурів або свердловин визначається за допомогою величини радіусу зони інтенсивного подрібнення. Нові методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняттявих гірничих виробок дозволять раціоналізувати розташування шпурів або свердловин у вибою підняттявих, що призведе до ресурсозбереження при їх проведенні та підвищить швидкість їх проходки.

#### **4.3. Створення програмного продукту для автоматизованої побудови паспортів буропідривних робіт**

Сучасний етап розвитку гірничодобувної промисловості багатьох країн світу характеризується концентрацією виробництва та вдосконаленням технологій видобування, перш за все, за рахунок використання нового гірничого обладнання. Ефективне впровадження прогресивних технологічних рішень можливо при використанні сучасних гірничих машин. Провідні виробники та велика кількість малих фірм активно розробляють проекти нових технологій, які приносять реальні прибутки гірничодобувним компаніям. Гірничі машини, які з мінімальним наглядом або самостійно можуть виконувати роботи, вважаються реальною перспективою гірничорудної промисловості світу [10, 11].

Однак, як показує практика, бурова та вантажна техніка у провідних машинобудівних компаній світу, таких, як «Atlas Copco» (Швеція) і «Sandvik» (Фінляндія), що купується для України, як правило, не укомплектована автоматизованим управлінням і програмним забезпеченням. Саме це дозволило б надалі поєднувати машини між собою та компонувати їх в шахтну електронну мережу, істотно збільшити продуктивність гірничих робіт, зменшити травматизм робітників і забезпечити впровадження безлюдних технологій видобування.



Відмова від автоматизованого керування технікою пов'язано з високою її вартістю, що прийнятна для оптових покупців. В умовах обмежених коштів успішна підготовка та перепідготовка персоналу шахт для роботи на новому гірничому обладнанні, освоєння програмних продуктів і тісна співпраця з виробниками випадає з поля зору власників та керівників підприємств. Вирішення цих завдань проводиться кожним підприємством індивідуально за власним сценарієм. З більшим ступенем ефективності вирішуються питання гарантійного та післягарантійного технічного обслуговування обладнання, а з меншою – розробка власних програмних продуктів з проектування гірничих робіт. Частіше це призводить до порушення технічних характеристик обладнання та нераціонального використання ресурсу техніки [259].

Підземна розробка рудних родовищ у більшості країн-постачальників рудної сировини супроводжується у 90 – 95% випадків використанням БПР при проведенні гірничих виробок, що пов'язано з високою міцністю порід, що коливається в межах 60 – 200 МПа. Сама ж швидкість проведення виробок залежить від правильного розрахунку та складання паспортів БПР. Аналіз існуючих алгоритмів складання паспортів БПР показав, що головним їх недоліком є відсутність універсальності та автоматизації основних етапів при проектуванні і, як наслідок, занижені техніко-економічні показники. Високопродуктивне гірниче обладнання та різні методики виконання БПР не принесуть істотного ефекту без розробки паспортів БПР з раціональним розташуванням шпурів у вибіях в автоматизованому режимі. Це є актуальним завданням на сучасному етапі розвитку гірничодобувних підприємств багатьох країн світу [260].

Аналізом проблем, які пов'язані з впровадженням ЕВР, що подано у розділі 1.2, встановлено, що на сьогодні не вирішено проектної проблеми з автоматизації проектування параметрів БПР з використанням як ЕВР, так і інших ПВР при проведенні гірничих виробок. Як відомо, під час проектування паспортів БПР виникає складна задача виконання розрахунків за багатьма формулами, до яких входять різні коефіцієнти, що обираються за кількома параметрами, а також великий масив вихідних даних, який необхідний для розрахунку параметрів БПР. Все це вимагає значних

витрат часу виконавців. Тому виникла необхідність автоматизації таких розрахунків. Для вирішення цієї науково-технічної задачі протягом 2018 – 2020 рр. у ліцензійному середовищі «Delphi» було розроблено комп'ютерну програму побудови паспорту БПР «Україніт – проходка» та отримано авторське свідоцтво [261].

Програма призначена для автоматизації процесу проектування та побудови паспортів БПР при проведенні горизонтальних гірничих виробок прямокутно-склепінчастої, аркової та прямокутної форм. Програма включає у себе графічний та розрахунковий модулі. Графічний модуль дозволяє створювати паспорт БПР, а саме: переріз виробок, вруби, розташування шпурів, схему комутації зарядів за допомогою НСІ та конструкцію самих зарядів. Розрахунковий модуль дозволяє проводити розрахунки параметрів виробок, кількості ВР і шпурів, а також формувати тестові звіти. До розрахункового модулю входить нова розроблена методика визначення параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок з розміщенням груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки, та розташування їх за відбійними контурами, що у повному обсязі подано у розділі 4.1.

Для початку роботи програмного продукту необхідно увести наступні вихідні дані (рис. 4.12): форма виробки, її ширину та висоту, міцність порід, коефіцієнт структурного ослаблення масиву, глибину гірничих робіт, щільність порід, глибину врубових шпурів і комплекту шпурів, діаметр шпурів, П-Б та ВР основного заряду.

Вихідні дані:	
Форма виробки	прямокутно-склепінчаста
Ширина виробки, Впр, м	3.8
Висота виробки, Нпр, м	3.65
Міцність порід, f	7
Коеф. структур. ослаб. Кс	0.8
Щільність порід, кг/м <sup>3</sup>	3950
Глибина гірничих робіт, м	9.10
Глибина врубових шпурів, м	2.9
Глибина шпурів, лш, м	2.7
Діаметр шпурів, дш, м	0.043
П-Б	Україніт-П 32/200-210
Основний заряд	
Тип ВР	емульсійна наливна
ВР	Україніт-ПП-2

Рисунок 4.12 – Блок вводу вихідних даних для розрахунку паспорту БПР

У базі даних програми знаходяться ВР основного заряду та П-Б, характеристику яких подано у табл. 4.7 і 4.8.

Таблиця 4.7 – Характеристика ВР основного заряду

ВР	Щільність ВР, $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	Швидкість детонації, $D$ , м/с
Грамоніт 79/21	850 – 1150	3200 – 3600
Україніт-ПП-2	800 – 1300	За формулою (3.17)
Грануліт А-6	900 – 950	4200 – 5000
Грануліт АС-4	1000 – 1150	2600 – 3500
Грануліт АС-8	1000 – 1200	3000 – 3600
Грамотол Т-18	800 – 1150	3100 – 3200
Грамоніт А	850 – 1150	3200 – 3600
Україніт -ANFO	750 – 950	3200 – 3800

Таблиця 4.8 – Характеристика патронованих ВР основного заряду та П-Б

Патронована ВР і П-Б	Діаметр, мм	Вага, г	Довжина, г
Амоніт №6ЖВ 32/200-200	32	200	200
Амонал скельний №1 36/250-180	36	250	180
Україніт-П 32/200-210	32	200	210
Україніт-П 32/250-280	32	250	280
Україніт-П 38/300-260	38	300	260
Україніт-П 42/300-200	42	300	200
Україніт-П 42/500-340	42	500	340
Україніт-П 42/600-400	42	600	400
ДПМ-3	18,5	16	135
ДПМ-3-Б1	18,5	16	135
ДПМ-3-Б2	18,5	29	190
ДПМС-1	17	30	153

Після введення вихідних даних треба натиснути на кнопку «Розрахувати», після чого програма виконує розрахунок необхідних геометричних розмірів та площі поперечного перерізу виробки. Далі при натисканні на кнопку «Побудувати», програма у автоматичному режимі, за розрахованими та вихідними геометричними даними у трьох проекціях побудує контур виробки. Після чого активується кнопка «Параметри врубу», при натисканні якої програма за міцністю порід рекомендує перелік врубів. У базі програми є класифікація всіх врубів, що використовуються при проведенні горизонтальних і похилих виробок в умовах рудних шахт України. Далі у діалоговому вікні користувач може корегувати відстані між врубовими шпурами та їх діаметр, після

чого виконує обрання врубу та його параметри натисканням на кнопку «Прийняти». Далі програма автоматично розташовує вруб у геометричному центрі вибою виробки, та окремо побудує конструкцію врубу за заданими користувачем розмірами, а також активує кнопку «Розрахунок кількості шпурів на вибій». Після натискання на цю кнопку активується розрахунковий модуль. У цьому модулі користувач, натисканням на кнопку «Розрахувати», послідовно виконує розрахунок наступних показників: працездатності ВР, загальної кількості ВР на вибій, розрахункову ЛНО шпурів, розрахункову кількість відбійних шпурів, фактичну ЛНО і відстань між відбійними шпурами, фактичне розташування відбійних шпурів, фактичне розташування контурних шпурів, загальної кількості шпурів на вибій виробки, заряду ВР на один шпур, довжини заряду ВР за групами шпурів, таблицю комплекту шпурів та послідовності підривання зарядів, таблицю технічних показників паспорту БПР. Після виконання розрахунків програма автоматично будує розташування шпурів у вибою виробки (рис. 4.13) та активує кнопки «Побудова схеми комутації зарядів» і «Конструкція зарядів».

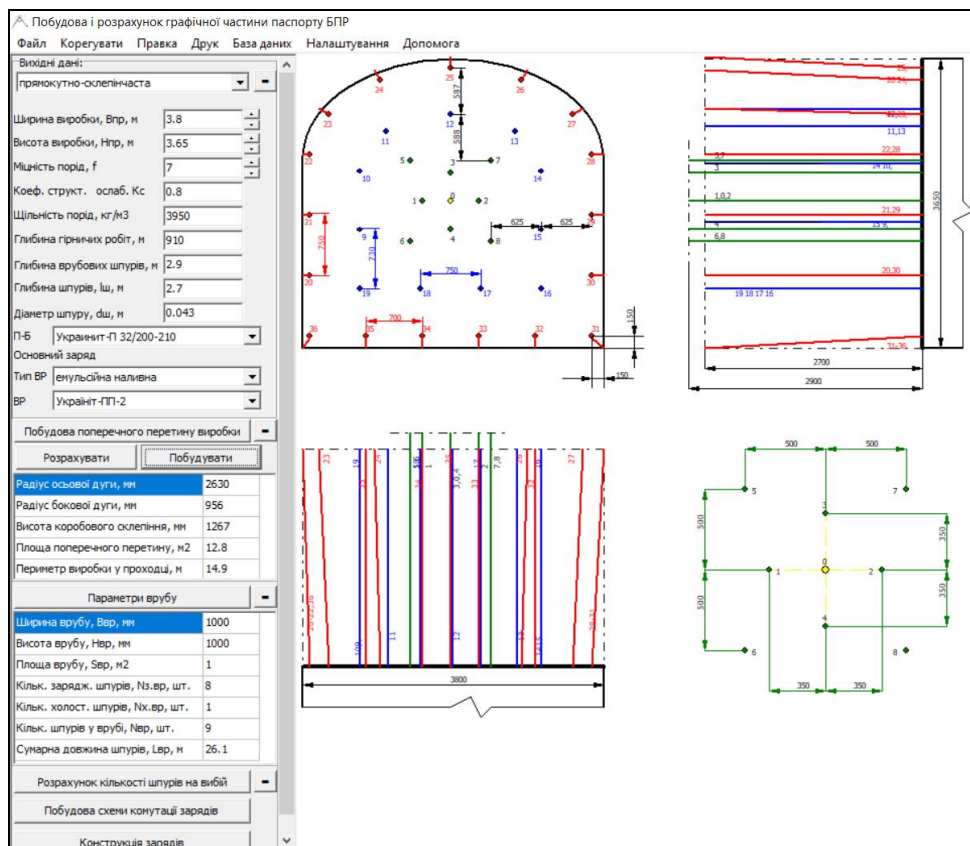


Рисунок 4.13 – Розташування шпурів у вибою виробки у програмі «Україніт – проходка»

При натисканні «Побудова схеми комутації зарядів» користувач повинен задати кількість НСІ у пучку та натиснути кнопку «Побудувати схему комутації для заданої кількості пучків НСІ». Далі програма автоматично побудує схему комутації зарядів, приклад якої подано на рис. 4.14.

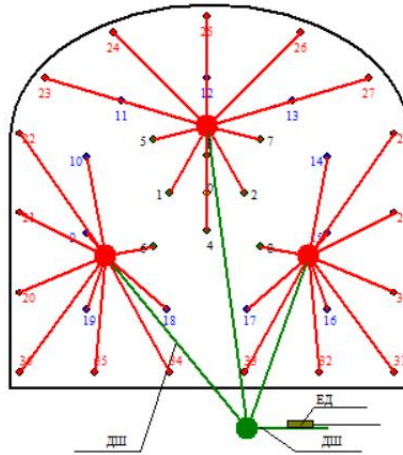


Рисунок 4.14 – Приклад побудови схеми комутації зарядів

Далі при натисканні на кнопку «Конструкція зарядів» користувач повинен обрати напрямок ініціювання зарядів прямий або зворотній, після чого натиснути на кнопку «Побудувати конструкцію зарядів». Далі програма автоматично побудує конструкцію зарядів, приклад якої подано на рис. 4.15.

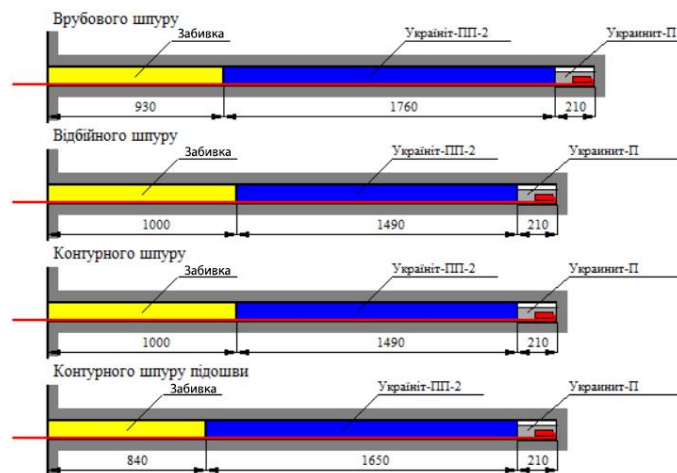


Рисунок 4.15 – Приклад побудови конструкції зарядів

У процесі розрахунку та побудови паспорту БПР користувач може корегувати розраховані програмою дані, тому користуватися програмним продуктом повинен висококваліфікований фахівець, який має теоретичний досвід розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок.

Далі користувач повинен натиснути на «Файл» і «Сформувати паспорт БПР», після чого програма у автоматичному режимі за декілька секунд сформує паспорт БПР у документ Microsoft Office Word і відкриє його. Сформований документ включає у себе: титульний аркуш, загальні відомості про розміри виробки та порід в яких вона проводиться, технічні показники паспорту БПР, схему розташування шпурів у вибою виробки, таблиці комплекту шпурів і послідовності підривання зарядів, схему комутації вибухової мережі, конструкцію зарядів та заходи безпеки під час виконання підривних робіт.

Таким чином комп'ютерна програма побудови паспортів БПР «Україніт – проходка» повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та формування паспорту БПР при проведенні горизонтальних та похилих виробок. Використання програмного продукту дозволить у десятки разів зменшити час на складання паспорту БПР.

#### **4.4. Висновки**

1. За результатами визначення радіусів зон руйнування масиву порід навколо зарядної порожнини, розрахунку коефіцієнта працездатності ВР та експериментальних досліджень зміни швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 розроблено нову методику розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок. В її основу було покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами. Визначення ЛНО шпуру виконується за радіусом зони інтенсивного подрібнення, яка комплексно враховує радіус зони зминання, діаметри шпуру та заряду ВР, детонаційні характеристики ВР, межу міцності порід на стискання, їх тріщинуватість та ущільнення під дією гірського

тиску та вибуху. Параметри розташування шпурів мають фактичну розраховану величину за новою методикою, як і величина заряду для кожного шпуру у групі. Апробація методики проводилась в умовах шахти «Прохідницька» ПрАТ «ЗЗРК» при проведенні орту горизонту 910 м за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2, для якого був розрахований та складений паспорт БПР за розробленою методикою. Пробні вибухи показали добрі результати підривання вибою виробки та рівномірне подрібнення руди до куска розміром менше 0,2 м. За результатами підривання встановлено КВШ – 0,95 – 0,97.

2. За радіусами зон зминання та інтенсивного подрібнення масиву порід навколо зарядної порожнини розроблено нові методики розрахунку параметрів БПР для проведення піднягтєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів. В основу методик покладено розрахунок мінімальної кількості шпурів або свердловин у врубі та визначення відстані між ними за радіусом зони зминання. Розташування контурних шпурів або свердловин визначається за величиною радіусу зони інтенсивного подрібнення. Нові методики розрахунку параметрів БПР для проведення піднягтєвих гірничих виробок дозволять раціоналізувати розташування шпурів або свердловин у вибою піднягтєвих і призведе до ресурсозбереження при їх проведенні.

3. Для вирішення проблеми, яка пов'язана з автоматизацією проектування паспортів БПР для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок у ліцензійному середовищі «Delphi» було розроблено комп'ютерну програму побудови паспорта БПР «Україніт – проходка». Програма повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та формування паспорта БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок прямокутно-склепінчастої, аркової та прямокутної форм. Розрахунок параметрів БПР здійснюється за радіусами зон зминання й інтенсивного подрібнення. За цим досягається рівномірне подрібнення породи до куска розміром менше 0,2 м та максимальне ресурсозбереження.

## РОЗДІЛ 5

### ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ПРИ ВІДБИВАННІ РУДИ

#### **5.1. Удосконалення діючої методики розрахунку параметрів буропідричних робіт за працездатністю вибухової речовини**

При підземній розробці рудних родовищ, очисні роботи виконуються, в основному, з використанням відбивання руди за допомогою енергії вибуху. Трудомісткість цього комплексу робочих процесів сягає до 50% від загальної трудомісткості за очисними роботами. Особливістю ведення БПР у підземних умовах є: різноманіття гірничо-геологічних умов залягання рудних покладів, застосування різних варіантів систем розробки, взаємозв'язок БПР з технологією відпрацювання родовища та із застосуванням гірничого обладнання, використання різних методів ведення БПР та нових типів ВР, зміна фізико-механічних властивостей гірських порід із збільшенням глибини гірничих робіт. Це призводить до необхідності урахування зазначених чинників при проектуванні БПР для відбивання масиву.

Аналізом технології відбивання руд на залізорудних шахтах України, що подано у розділі 1.1, встановлено, що в умовах шахт Криворізького басейну, в залежності від розташування відслоненої площини очисного вибою, найбільшого поширення набули наступні варіанти відбивання руди свердловинами: горизонтальними шарами на підсічний компенсаційний простір, похилими шарами на похилу підсічну камеру та вертикальними шарами на камеру, на компенсаційну щілину або у затиснутому середовищі. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» відбивання руди здійснюється за допомогою глибоких свердловин вертикальними шарами на компенсаційну відріzną щілину, що створено на всю висоту камери. За взаємним розташуванням при розбурюванні масиву руди набули поширення паралельна, віялова, віялово-пучкова та паралельно-пучкова схеми розташування свердловин.



При проектуванні відбивання масиву свердловинами обирають і розраховують наступні основні параметри БПР: діаметр і довжину свердловин, схему їх розташування, параметри сітки свердловин – ЛНО та відстань між їх вибоями. Зазначені параметри залежать від фізико-механічних властивостей масиву руди та його напружено-деформованого стану, умов відбивання та застосованого типу ВР. Виконаємо короткий аналіз основних параметрів з пошуком можливості їх удосконалення.

Діаметр свердловин має вплив на розміри сітки їх розташування  $W$  і  $a$ , якість подрібнення та техніко-економічні показники відбивання масиву. Виходячи з практичного досвіду, на залізорудних шахтах України використовуються наступні діаметри свердловин 89, 102, 105 і 110 мм, а при розвороті дучок у приймальні воронки – штангові шпури діаметром 65, 75 і 85 мм. Як відомо з практичного досвіду, зменшення діаметру призводить до збільшення кількості свердловин та зменшення сітки їх розташування і навпаки, при використанні великих діаметрів свердловин зменшується їх загальна кількість та зростають параметри сітки розбурювання. Світовий досвід використання ЕВР для відбивання руди показав, що найбільш прийнятним діаметром свердловин у якому можна сформувавши та утримати заряд є 89 мм [30]. Уперше в світі в умовах ПрАТ «ЗЗРК» при використанні для відбивання масиву наливною ЕВР Україніт-ПП-2 було розроблено технологію формування й утримання заряду у кругових віялах свердловин діаметром 102 і 105 мм. На практиці діаметр свердловин приймають в залежності від бурового обладнання та бурового інструменту.

На довжину свердловин має вагомий вплив конструкція системи розробки, безпосередньо розміри масиву руди, що висаджується, а також припустимі відхилення при бурінні свердловин від проектного напрямку. При цьому завжди необхідно забезпечення швидкості детонації ВР за всією довжиною заряду у свердловині. Згідно практичного досвіду, при відбиванні масиву свердловинами за допомогою розсипних ВР, довжина свердловин коливається у межах від 5 до 45 м. На підставі отриманих результатів дослідження зміни густини та швидкості детонації ЕВР за довжиною заряду, що подано у розділах 3.1 і 3.2, було встановлено

раціональну початкову густину наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що дорівнює  $800 - 1000 \text{ кг/м}^3$  [215, 216]. При такій початковій густині ЕВР та діаметрах штангових шпурів –  $65 - 85 \text{ мм}$ , і свердловин –  $89 - 110 \text{ мм}$ , швидкість детонації буде мати значення від  $4500$  до  $5700 \text{ м/с}$  за довжиною заряду до  $45 \text{ м}$ . При збільшенні початкової густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 довжина заряду буде зменшуватись, що пов'язано зі збільшенням густини до критичної величини у  $1410 \text{ кг/м}^3$ , при якій затухає детонація. Тому при використанні для відбивання масиву наливною ЕВР Україніт-ПП-2 з початковою густиною  $950 - 1000 \text{ кг/м}^3$  довжина свердловин діаметром  $89 - 110 \text{ мм}$  може сягати до  $50 \text{ м}$ . Але, ще одним важливим чинником, що обмежує довжину свердловин, є відхилення їх від проектного (заданого) напрямку. Це у свою чергу напряму залежить від способу буріння, а також під яким кутом свердловина зустрічається з прошарками, що складають масив руди, та їх міцності. Практичним досвідом встановлено, що при застосуванні віялової схеми розташування свердловин, задовільна якість подрібнення руди забезпечується при їх середній довжині до  $25 \text{ м}$  та довжині окремих поодиноких свердловин до  $35 \text{ м}$ , а при використанні паралельної схеми довжина свердловин може сягати  $40 - 50 \text{ м}$  [51, 201].

Під розмірами сітки свердловин розуміють геометричні параметри БПР, а саме ЛНО  $W$  та відстань між вибоями свердловин або штангових шпурів  $a$ . Ці показники мають вагомий вплив на трудомісткість робіт, витрати ВМ (ВР та засобів ініціювання), якість подрібнення руди та, як наслідок собівартість відбивання масиву. Як було зазначено вище на розміри сітки свердловин впливає діаметр, фізико-механічні властивості масиву руди та детонаційні характеристики ВР. Аналізом методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні руд, що подано у розділі 1.3, встановлено, що на сьогодні залізорудними шахтами Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК» у якості галузевої, використовується методика, що розроблена проф. Капленко Ю.П. [51, 75, 76], за допомогою якої розраховуються основні параметри БПР, а саме ЛНО і відстань між вибоями свердловин або штангових шпурів. Використання цієї методики розрахунку параметрів БПР не передбачає застосування ЕВР і не дозволяє враховувати їх детонаційні

характеристики при проектуванні БПР. Тому, результати розрахунку параметрів БПР при використанні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 на шахтах Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК» мають не оптимальні результати, що призводить до збільшення обсягів бурових робіт, підвищеної витрати ВМ і зростанню собівартості відбивання руди. Аналіз самої методики дозволив встановити, що її удосконалення можливо за рахунок визначення коефіцієнту відносної працездатності ВР  $e$  з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, що подано у розділі 3.3. Тому для визначення параметрів БПР при відбиванні масиву глибокими свердловинами рекомендується застосовувати значення коефіцієнту працездатності  $e$ , який відповідає наливній ЕВР Україніт-ПП-2. Розрахунок аналітичних значень коефіцієнту працездатності виконується в залежності від діаметру заряду, щільності заряджання і швидкості детонації за сучасною методикою, основні положення якої подано у роботах [215, 235].

Послідовність розрахунку параметрів БПР за удосконаленою галузевою методикою проф. Капленка Ю.П., що діє дотепер.

Експериментальна швидкість детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 визначається за формулою (3.15), а при використанні інших ПВР приймається за характеристиками ВР. Ідеальна швидкість детонації визначається за формулою (3.17). Ступінь реалізації швидкості детонації тобто завершеність хімічної реакції визначається за формулою (3.19). Теплота вибуху з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації визначається за формулою (3.20). Коефіцієнт відносної працездатності ВР визначається за формулою (3.21). Інтегральний показник вибуховості визначається за формулою (1.8).

Розрахункове значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву визначається за наступним виразом

$$W = K_n \cdot C_o \cdot d \cdot \sqrt{\rho} \cdot e, \text{ м}, \quad (5.1)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід, що дорівнює 0,9 – 1,0;  $\rho$  – щільність заряджання ВР, т/м<sup>3</sup>;  $e$  – коефіцієнт працездатності ВР відносно Амоніту № 6 ЖВ, що визначається за формулою (3.21).

Розрахункове значення коефіцієнту зближення зарядів визначається за формулою (1.9).

Відстань між вибоями свердловин визначається за виразом (1.7).

Величина ЛНО для зближених свердловин відповідає виразу

$$W_c = W \cdot \sqrt{n_c}, \text{ м}, \quad (5.2)$$

де  $n_c$  – кількість зближених свердловин, шт.

За результатами проведеної в умовах ПрАТ «Суха Балка» 28.01.2020 технічної наради, було запропоновано обґрунтування параметрів БПР при відбиванні масиву руди шляхом уточнення галузевої методики, що використовується підприємством, на прикладі умов відпрацювання експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головна» на горизонті 1340 м шахти «Ювілейна». За результатами вивчення проектів на нарізку та відпрацювання блоків на шахтах «Ім. Фрунзе» і «Ювілейна» встановлена необхідність уточнення методики розрахунку параметрів БПР, що використовується в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка», за рахунок розширення значень коефіцієнту працездатності для наливної ЕВР Україніт-ПП-2.

Вихідними даними для виконання уточненого розрахунку прийняті дані проекту № 1765 нарізних і очисних робіт експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 I-й підповерх покладу «Головна» горизонту 1340 м шахти «Ювілейна»: коефіцієнт міцності руди –  $f = 9$ , тип ВР – наливна ЕВР Україніт-ПП-2, діаметр свердловин – 0,105 і 0,110 м, щільність заряджання –  $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$ . Результати розрахунку параметрів БПР, що виконано за удосконаленою галузевою методикою проф. Капленка Ю.П. з використанням формул (5.1) і (5.2) подано у табл. 5.1.

У результаті виконаних розрахунків встановлено, що коефіцієнт працездатності ВР, який враховує ступінь реалізації швидкості детонації для наливної ЕВР Україніт-ПП-2, дозволяє збільшити ЛНО  $W$  і відстань між вибоями свердловин  $a$  на 15 – 17%, а ЛНО для зближених свердловин  $W_c$  на 12 – 17%, відповідно, для  $d = 0,105 \text{ м}$  (менше значення) і для  $d = 0,110 \text{ м}$  (більше значення).

Таблиця 5.1 – Результати розрахунку параметрів БПР  
для умов шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка»

Параметр	Діюча методика		Удосконалена методика	
	Діаметр свердловини, $d$ , м	0,105	0,110	0,105
Коефіцієнт міцності руди, $f$	9		9	
Коефіцієнт неоднорідності, $K_n$	0,95		0,95	
Щільність заряджання, $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	1,0		1,0	
Коефіцієнт працездатності ЕВР, $e$	0,9		1,1	1,09
Показник вибуховості, $C_o$	29,257		29,257	
ЛНО, $W$ , м	2,7	2,8	3,2	3,3
Коефіцієнт зближення зарядів, $t$	1,0		1,0	
Відстань між вибоями свердловин, $a$ , м	2,7	2,8	3,2	3,3
Кількість зближених свердловин, $n_c$ , шт.	2		2	
ЛНО для зближених свердловин, $W_c$ , м	3,8	4	4,5	4,7

У якості прикладу розглянемо результати відбивання масиву за розрахованими параметрами (табл. 5.1) при відпрацюванні експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м шахта «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка», що подано на рис. 5.1.

а



б



Рисунок 5.1 – Фотофіксація у штреку скреперування (а) та дучці (б) результатів подрібнення руди після відбивання масиву за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відпрацюванні запасів експериментального блоку

Підриванням масиву із розрахованими параметрами за допомогою удосконаленої методики з використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відпрацюванні запасів експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» отримано добрі результати подрібнення руди. За аналізом гранулометричного складу встановлено, що відбитий масив було подрібнено на фракцію розміром  $< 0,01$  м – 51%,  $0,01 – 0,10$  м – 31% і  $0,10 – 0,40$  м – 18%, що вказує на придатність удосконаленої галузевої методики для розрахунку параметрів БПР при відбиванні масиву за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2. На підставі отриманих результатів було розроблено рекомендації з обґрунтування параметрів БПР шляхом уточнення методики їх розрахунку для шахт ПрАТ «Суха Балка», що подано у Додатку Б.

## **5.2. Розробка методики розрахунку параметрів буропідривних робіт за параметрами зони інтенсивного подрібнення**

Проведений у розділі 1.3 огляд відомих методик розрахунку параметрів БПР при відбиванні масиву дозволив встановити, що більшість існуючих формул визначення величини ЛНО являють собою емпіричні залежності, що мають багато поправних коефіцієнтів. Ці залежності дають коректні результати тільки для тих гірничо-геологічних умов, для яких вони були розроблені, але отримані результати все одно потребують постійних корегувань. Ще одним недоліком цих формул є те, що вони були розроблені при використанні розсипних ВР, тому при застосуванні для відбивання руди сучасних ЕВР результати розрахунку будуть мати некоректні значення. Це пов'язано з тим що сучасні ЕВР мають збільшені детонаційні показники у порівнянні з розсипними ВР, а саме більшу швидкість детонації ВР, яка залежить від густини ЕВР і діаметру заряду. Також не всі існуючі формули розрахунку ЛНО враховують фізико-механічні властивості масиву руди, її тріщинуватість та ущільнення руди під дією гірського тиску. Отже, розробка аналітичної методики розрахунку параметрів БПР для відбивання руди різними ПВР, як штанговими шпурами так і свердловинами, має актуальне значення.

Як відомо, при підземному видобуванні руд, в залежності від прийнятої системи розробки, до комплексу робочих процесів відбивання руди відносяться наступні робочі процеси: підсікання запасів руди, утворення відрізної щілини та безпосередньо відбивання руди. В залежності від певних гірничо-геологічних умов зазначені робочі процеси виконуються послідовно або не виконуються взагалі. Для виконання зазначених робочих процесів пропонується нова методика розрахунку параметрів БПР за виявленою зоною інтенсивного подрібнення. Запропонована методика включає у себе розрахунок параметрів сітки штангових шпурів або свердловин – ЛНО і відстань між їх вибоями, і за отриманими результатами розташування їх у масиві руди.

Порядок розрахунку сітки штангових шпурів або свердловин. У зв'язку з тим, що при відбиванні масиву застосовують розсипні ВР, гранульовані безтритолові ВР і наливні ЕВР (див. розділ 1.1), при яких діаметр заряду  $d_z$  дорівнює діаметру штангового шпуру або свердловини  $d$ , тоді для цих умов коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від діаметру заряду ВР буде  $K_{dz} = 1,0$ . На підставі цих умов радіус зони зминання при використанні розсипних ВР та наливних ЕВР визначається за виразом

$$R_{зм} = 0,5 \cdot d \cdot \left( 1 + \frac{\rho \cdot D^2}{2 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y} \right)^{0,5}, \text{ м.} \quad (5.3)$$

ЛНО штангового шпуру або свердловини [192] складає

$$W = 1,77 \cdot R_{зм} \cdot \left( 1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y} \right)^{0,5}, \text{ м.} \quad (5.4)$$

Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин розраховується відповідно формули (1.7).

Аналіз результатів, які отримані за розробленою методикою розрахунку параметрів БПР для відбивання масиву, дозволив встановити, що на величину ЛНО впливає не тільки діаметр зарядної порожнини, детонаційні характеристики ВР, межа міцності руди на стискання, а і її тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску. За рахунок ущільнення руди зі збільшенням глибини гірничих

робіт гірський тиск має незначний вплив на міцність порід. Так наприклад на глибині 3000 м при щільності порід 2600 – 4000 кг/м<sup>3</sup> їх межа міцності зростає на 8 – 12%. Особливу увагу викликає зміна тріщинуватості масиву руди, яку виражає коефіцієнт структурного ослаблення масиву  $K_c$ . Тому для встановлення коректності результатів запропонованої методики розрахунку параметрів БПР необхідно провести порівняння результатів розрахунку ЛНО для відбивання руди з діючою методикою, яка розроблена проф. Капленко Ю.П. У зв'язку з тим, що вона розроблена для розсипних ВР, то у якості прикладу визначимо зміну величини ЛНО для відбивання руди за допомогою ВР Грамоніт 79/21, що є найбільш розповсюдженою штатною ВР на залізорудних шахтах України. Розрахунок зміни величини ЛНО за розробленою та діючою методиками виконували для наступних вихідних даних: діаметр свердловини – 0,105 м, межа міцності руди на стискання – 40 – 200 МПа, щільність ВР Грамоніт 79/21 – 1000 кг/м<sup>3</sup>, швидкість детонації – 3600 м/с. У зв'язку з впливом тріщинуватості масиву руди на величину ЛНО за запропонованою методикою значення ЛНО розраховувалось для наступних значень коефіцієнту структурного ослаблення масиву  $K_c = 0,2 - 1,0$ . За даними ВНДМІ цим значенням коефіцієнта  $K_c$  відповідають наступні категорії порід: вельми тріщинуваті, тріщинуваті, середньотріщинуваті, малотріщинуваті та монолітні. У якості прикладу побудуємо графік залежності зміни величини ЛНО від межі міцності руди на стискання, що розраховано за діючою та запропонованою методиками при різному коефіцієнті структурного ослаблення масиву, що подано на рис. 5.2.

Як видно з графіку (рис. 5.2), на величину ЛНО істотно впливає значення коефіцієнту структурного ослаблення масиву. Також встановлено, що значення ЛНО, які розраховано за діючою методикою коливаються у межах значень ЛНО, що розраховано за запропонованою методикою при коефіцієнті структурного ослаблення  $K_c = 0,4 - 0,6$ . Це вказує на те, що діючу методику розроблено під  $K_c = 0,5$  тобто для відбивання тріщинуватих і середньотріщинуватих руд. Тому при використанні значень ЛНО, що розраховані за діючою методикою, у середньо- і малотріщинуватих та монолітних рудах призведе до утворення негабаритних кусків



руди або відмов зарядів. Це пов'язано зі збільшенням величини ЛНО на 25 – 48% відносно запропонованої методики. І навпаки при використанні значень ЛНО розрахованих за діючою методикою у вельми тріщинуватих і тріщинуватих рудах призведе до сильного подрібнення масиву руди за рахунок зменшеного значення величини ЛНО на 5 – 50% відносно запропонованої методики.

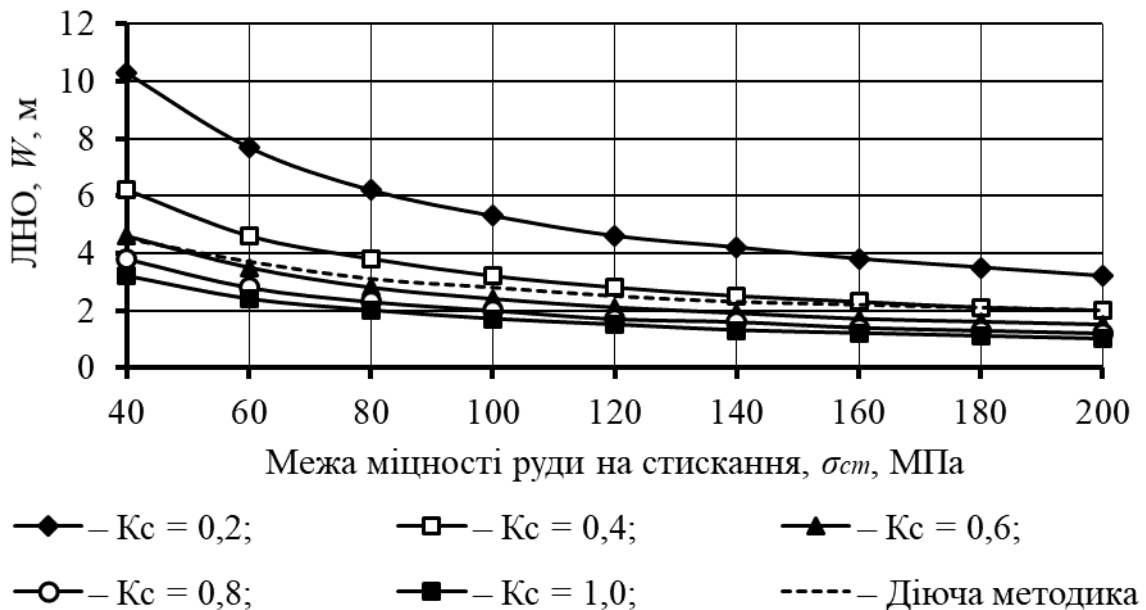


Рисунок 5.2 – Графіки залежності зміни величини ЛНО від межі міцності руди на стискання для різної категорії тріщинуватості масиву згідно діючої та запропонованої методик розрахунку параметрів БПР

За результатами проведеної в умовах ТОВ «ЕККОМ» (Дніпро) 02.09.2020 технічної наради з представниками шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» (Кривий Ріг), було запропоновано для ведення підривних робіт за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні магнетитових кварцитів покладу «Південно-Магнетитовий» на горизонтах 527 та 447 м у експериментальному блоці (-26) – (-32) осей, використовувати параметри БПР, що розраховано за радіусом зони інтенсивного подрібнення та подано у табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – Результати розрахунку параметрів БПР  
для умов шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Діаметр свердловини,	м	0,11
Швидкість детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2	м/с	4300 – 4700
Густина наливної ЕВР Україніт-ПП-2	кг/м <sup>3</sup>	800 – 950
Межа міцності магнетитових кварцитів на стискання, $\sigma_{ст}$	МПа	180 – 200
Глибина гірничих робіт, $H$	м	462
Щільність магнетитових кварцитів, $\gamma$	кг/м <sup>3</sup>	3500
Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, $K_c$	ч.о.	0,4 – 0,6
Коефіцієнт ущільнення порід, $K_y$	ч.о.	1,013
ЛНО, що розраховано за формулою (5.8)	м	2,0 – 2,5

Результати відбивання магнетитових кварцитів за розрахованими параметрами БПР (див. табл. 5.2) при підриванні наливною ЕВР Україніт-ПП-2 віяла свердловин №2, бурової камери №2, бурового орту (-28) осі, горизонту 462 м, експериментального блоку (-26) – (-32) осей, в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» подано на рис. 5.3.



Рисунок 5.3 – Фотофіксація результатів подрібнення  
магнетитових кварцитів

Аналіз гранулометричного складу дозволив встановити, що відбитий масив магнетитових кварцитів було подрібнено на фракції розміром  $< 0,10$  м – 35%,  $0,10 - 0,40$  м – 17% і  $0,40 - 0,60$  м – 48%, що є добрими результатами і вказує на придатність розробленої методики для розрахунку параметрів БПР за радіусом зони інтенсивного подрібнення.

Таким чином розроблена методика дозволяє набагато точніше розраховувати величину ЛНО шляхом врахування не тільки детонаційних характеристик ВР, а й тріщинуватості масиву та ущільнення руди під дією гірського тиску та вибуху. За розробленою методикою розраховуються параметри сітки штангових шпурів або свердловин, після чого переходять до розташування їх у різних процесах відбивання руди, розрахункові схеми яких та їх основні параметри подано нижче. Найбільш важливим процесом при відбиванні масиву є підсікання запасів руди у видобувному блоці, що багато в чому визначає ефективність самої системи розробки. Під підсіканням запасів руди у очисній камері розуміють процес утворення в нижній частині масиву відслоненої площі, що слугує для створення додаткової відкритої поверхні та компенсаційного простору. За даними практики розрізняють 2 види підсікання – воронками та траншеєю.

*Утворення воронок за допомогою штангових шпурів.* При застосуванні цього виду підсікання, відбита у блоці руда потрапляє до приймальних воронок, які за допомогою дучок з'єднуються з виробками горизонту випуску. При межі міцності руди  $> 60$  МПа для створення воронок спочатку проводять дучки. Утворення приймальних воронок здійснюється висадженням кільцевих віял штангових шпурів діаметром  $0,065 - 0,085$  м на дучку. Розміри поперечного перерізу випускних дучок визначають залежно від фізико-механічних властивостей і розміру кондиційного куска руди та обладнання, що використовується для доставки руди. За виробничими даними форма поперечного перерізу дучок може бути квадратною або круглою. Самі розміри приймальних воронок залежать від висоти цілика над виробками приймального горизонту, кута твірної воронки та відстані між осями випускних виробок. Розрахункову схему розвороту воронок штанговими шпурами з дучкою, подано на рис. 5.4.

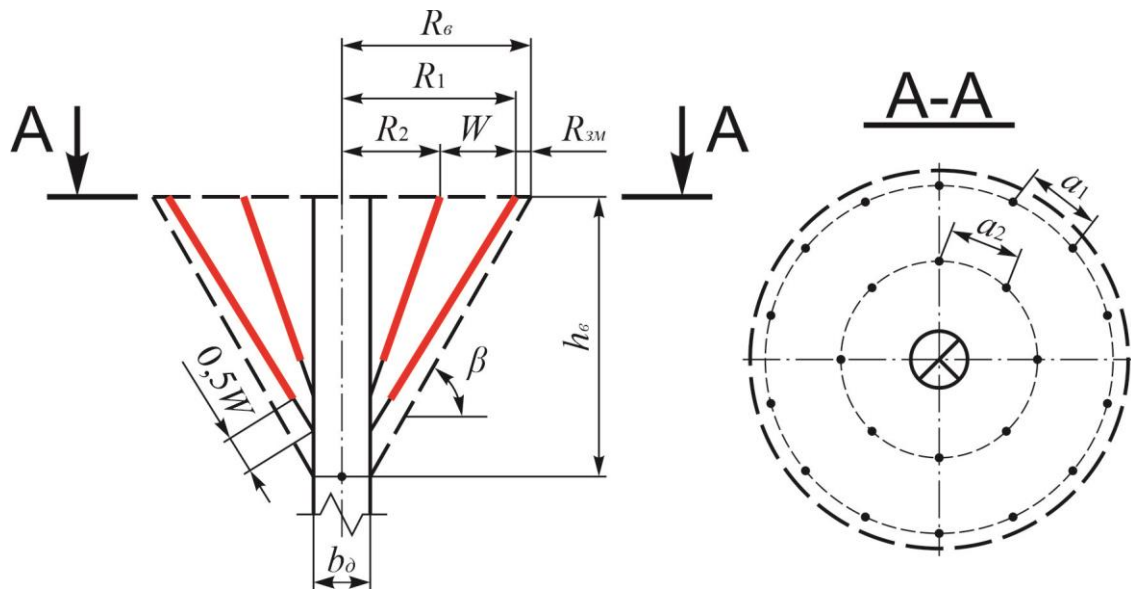


Рисунок 5.4 – Розрахункова схема розвороту воронки  
штанговими шпурами з дучкою:

$R_g$  – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 2,5 – 5,0 м;  
 $R_1$  – радіус першого кільцевого віяла, м;  $R_2$  – радіус другого кільцевого віяла, м;  
 $h_g$  – висота воронки, м;  $\beta$  – середній кут природного укосу руди ( $55 - 65^\circ$ );  
 $b_0$  – ширина або діаметр дучки, що дорівнює 1,2 – 2,0 м;  $a_1$  – фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі, м;  $a_2$  – фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі, м

Висота воронки відповідає виразу

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left( R_g - \frac{b_0}{2} \right), \text{ м.} \quad (5.5)$$

Радіус першого кільцевого віяла становить

$$R_1 = R_g - R_{3M}, \text{ м.} \quad (5.6)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі складе

$$N_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.} \quad (5.7)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у першому кільцевому віялі  $N_1$  округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$a_1 = \sin\left(\frac{180}{N_1}\right) \cdot 2 \cdot R_1, \text{ м.} \quad (5.8)$$

Радіус другого кільцевого віяла становить

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \quad (5.9)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі складе

$$N_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (5.10)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у другому кільцевому віялі  $N_2$  округлюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$a_2 = \sin\left(\frac{180}{N_2}\right) \cdot 2 \cdot R_2, \text{ м.} \quad (5.11)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 5.4), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки і штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах та довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки складе

$$L_{\text{сум}} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (5.12)$$

де  $l_1$  – довжина штангового шпуру у першому кільцевому віялі, м;  $l_2$  – довжина штангового шпуру у другому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки становить

$$L_{\text{з.сум}} = N_1 \cdot (l_1 - 0,5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,5 \cdot W), \text{ м.} \quad (5.13)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки складає

$$Q_{\text{вР}} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot L_{\text{з.сум}}, \text{ кг.} \quad (5.14)$$

Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою

$$A_{\text{пром.в}} = \frac{1}{3} \cdot h_{\text{в}} \cdot \left( \pi \cdot R_{\text{в}}^2 + R_{\text{в}} \cdot \sqrt{\pi \cdot S_{\text{д}}} + S_{\text{д}} \right) \cdot \gamma - h_{\text{в}} \cdot S_{\text{д}} \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (5.15)$$

де  $\gamma$  – щільність руди, т/м<sup>3</sup>;  $S_{\text{д}}$  – площа поперечного перерізу дучки

– квадратної форми

$$S_{\delta} = b_{\delta}^2, \text{ м}^2; \quad (5.16)$$

– круглої форми

$$S_{\delta} = 0,25 \cdot \pi \cdot b_{\delta}^2, \text{ м}^2. \quad (5.17)$$

Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначаються за виразом

$$q_{\text{вВР}} = \frac{Q_{\text{вВР}}}{A_{\text{пром.в}}}, \text{ кг/т}. \quad (5.18)$$

У м'яких рудах з межею міцності  $< 60$  МПа воронки створюють висадженням штангових шпурів, які пробурені з горизонтальних заходок або коротких дучок, що проведені у нижній її частині. Розрахункову схему розвороту воронки штанговими шпурами без дучки, подано на рис. 5.5.

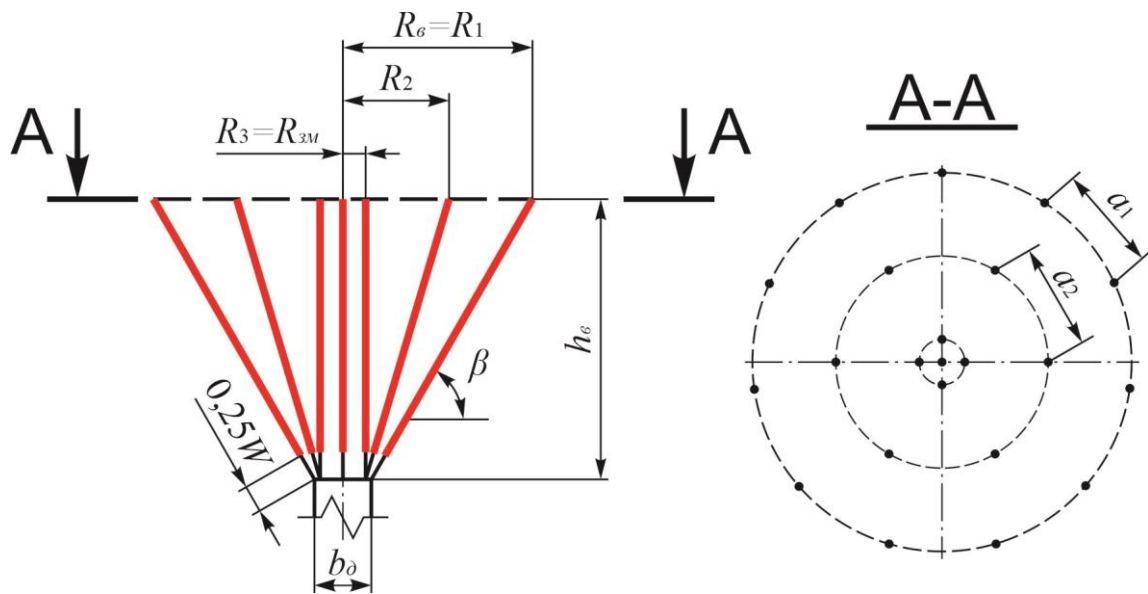


Рисунок 5.5 – Розрахункова схема розвороту воронки

штанговими шпурами без дучки:  $R_3$  – радіус третього кільцевого віяла, м

Висоту воронки визначають за виразом (5.5). Радіус першого кільцевого віяла  $R_1$  дорівнює радіусу воронки  $R_6$ . Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за формулою (5.7). Отримане значення кількості штангових шпурів у першому кільцевому віялі  $N_1$  округлюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за виразом (5.8).

Радіус другого кільцевого віяла складе

$$R_2 = R_{зм} + \frac{R_1 - R_{зм}}{2}, \text{ м.} \quad (5.19)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за формулою (5.9). Отримане значення кількості штангових шпурів у другому кільцевому віялі  $N_2$  округлюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за виразом (5.11). Радіус третього кільцевого віяла  $R_3$  дорівнює радіусу зони зминання  $R_{зм}$ . За даними практики кількість штангових шпурів у третьому кільцевому віялі  $N_3 = 5$  шт., а відстань між ними дорівнює радіусу зони зминання  $R_{зм}$  (рис. 5.5). За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 5.5), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки і штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах та довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки без дучки

$$L_{сум} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2 + N_3 \cdot l_3, \text{ м,} \quad (5.20)$$

де  $l_3$  – довжина штангового шпуру у третьому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки без дучки становить

$$L_{з.сум} = N_1 \cdot (l_1 - 0,25 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,25 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0,25 \cdot W), \text{ м.} \quad (5.21)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки без дучки визначають за формулою (5.18). Промисловий запас руди однієї воронки без дучки становить

$$A_{пром.в} = \frac{1}{3} \cdot h_в \cdot \left( \pi \cdot R_в^2 + R_в \cdot \sqrt{\pi \cdot S_д} + S_д \right) \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (5.22)$$

де  $S_д$  – площа поперечного перерізу дучки у нижній частині воронки,  $\text{м}^2$ , визначають за формулами (5.16) або (5.17).

Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначають за виразом (5.18).

*Утворення воронок за допомогою свердловин.* Утворення воронок за допомогою свердловин виконується у наступній послідовності. Спочатку з випускної виробки проводиться дучка, з якої бурять кругові віяла свердловин. Утворення приймальної

воронки здійснюється висадженням кільцевих віял свердловин діаметром 0,089 – 0,110 м на дучку. В основному дучки проводять методом секційного висадження свердловин, які мають квадратну форму поперечного перерізу. Цей вид підсікання використовується в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК», де за практичним досвідом розрахункову ЛНО приймають на 20 – 40% меншою. Розрахункову схему розвороту воронки свердловинами подано на рис. 5.6.

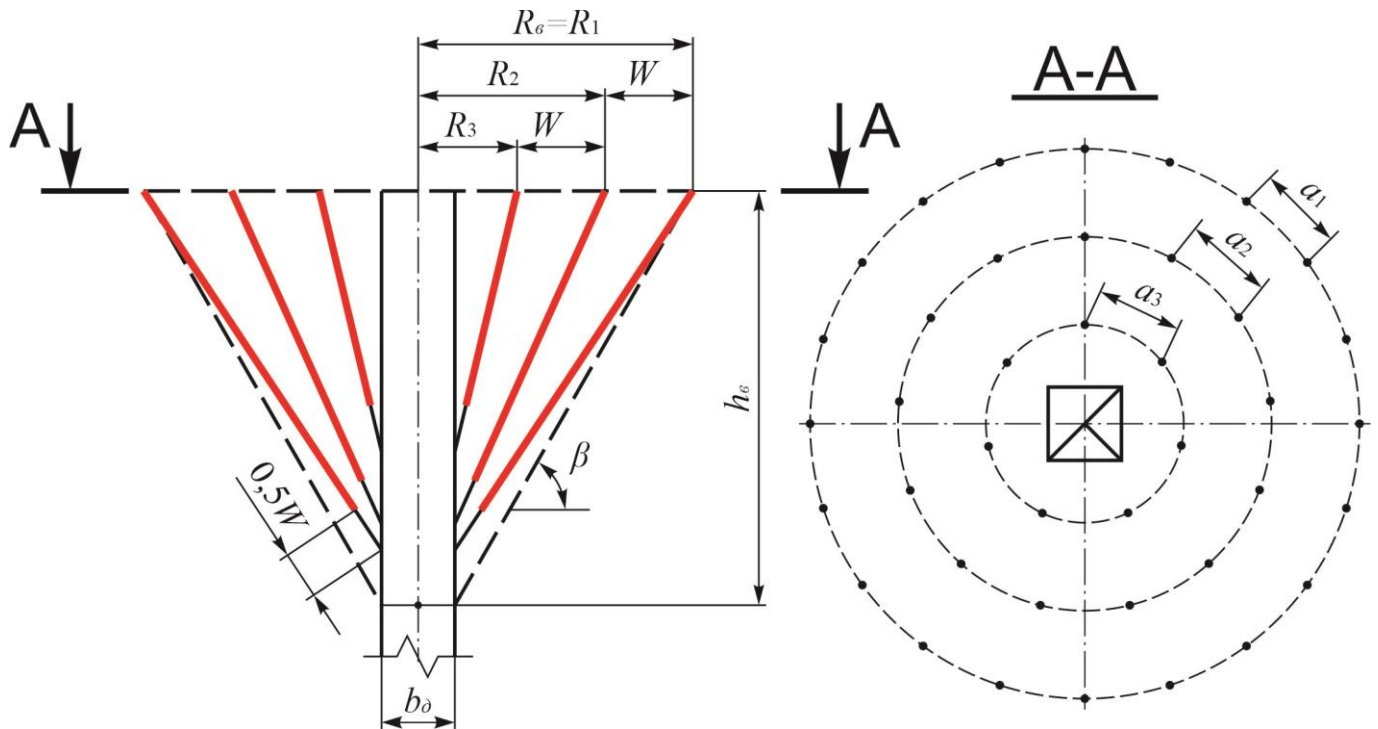


Рисунок 5.6 – Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами:

$R_g$  – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 5,0 – 7,5 м;

$b_0$  – ширина дучки, що дорівнює 2,0 м;  $a_3$  – фактична відстань між вибоями свердловин у третьому кільцевому віялі, м

Висота воронки розраховується за виразом

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot (R_g - 0,5 \cdot b_0), \text{ м.} \quad (5.23)$$

Радіус першого кільцевого віяла  $R_1$  дорівнює радіусу воронки  $R_g$ . Кількість свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (5.7). Отриману кількість свердловин у першому кільцевому віялі  $N_1$  округлюють до цілого числа.



Фактична відстань між вибоями свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (5.8). Радіус другого кільцевого віяла визначають за виразом (5.9). Кількість свердловин у другому кільцевому віялі визначають за формулою (5.10). Отриману кількість свердловин у другому кільцевому віялі  $N_2$  округлюють до цілого числа. Фактична відстань між вибоями свердловин у другому кільцевому віялі визначають за виразом (5.11).

Радіус третього кільцевого віяла становить

$$R_3 = R_2 - W, \text{ м.} \quad (5.24)$$

Кількість свердловин у третьому кільцевому віялі складе

$$N_3 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_3}{a}, \text{ шт.} \quad (5.25)$$

Фактична відстань між вибоями свердловин у третьому кільцевому віялі

$$a_3 = \sin\left(\frac{180}{N_3}\right) \cdot 2 \cdot R_3, \text{ м.} \quad (5.26)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою (рис. 5.6), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки та свердловин з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину свердловин у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина свердловин для розвороту однієї воронки визначають за формулою (5.20), а довжина заряду у свердловинах для розвороту однієї воронки відповідає виразу

$$L_{з.сум} = N_1 \cdot (l_1 - 0,5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,5 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0,5 \cdot W), \text{ м.} \quad (5.27)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки визначають за формулою (5.14). Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою визначають за виразом (5.15). Площа поперечного перерізу дучки квадратної форми визначають за формулою (5.16). Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначають за виразом (5.18).

*Утворення траншейного підсікання.* Сутність траншейного підсікання полягає в утворенні у днищі блоку або панелі траншеї або кількох траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним

підриванням рядів віял штангових шпурів або свердловин, які вибурюються з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів). Ці виробки розташовано на рівні відкотного горизонту або вище його на 3 – 5 м. Попередньо на початку кожної траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення підняттявого або ж послідовним підриванням двох зближених віял штангових шпурів або свердловин, що пробурені у площині поперечного перерізу траншеї на відстані, яка дорівнює  $0,5W$ . Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 0,065 – 0,110 м. Розрахункову схему утворення траншейного підсікання штанговими шпурами або свердловинами, подано на рис. 5.7.

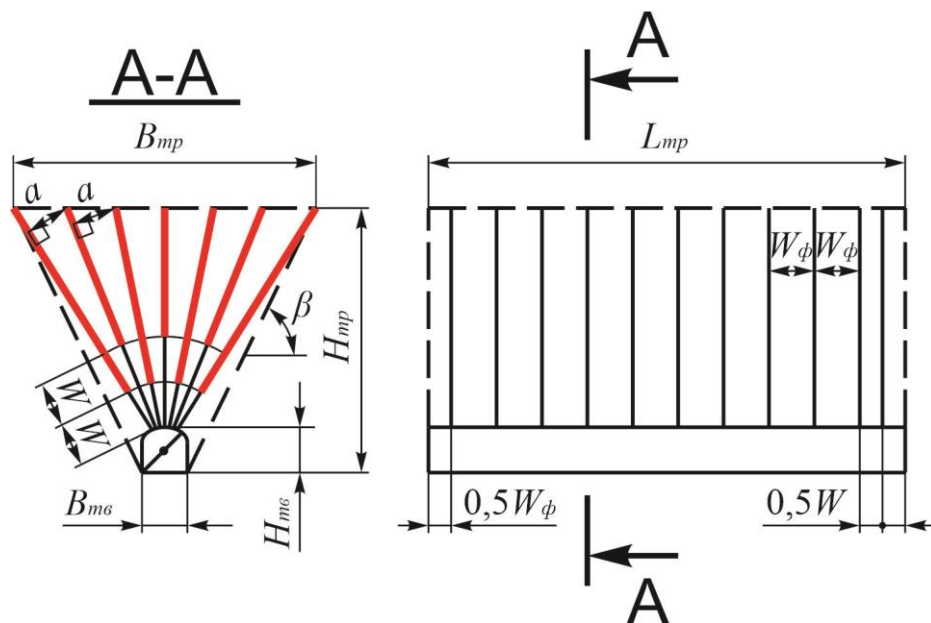


Рисунок 5.7 – Розрахункова схема утворення траншейного підсікання:

$B_{mp}$  – ширина траншеї у її верхній частині, яка визначається з конструктивних міркувань і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску, м;  $H_{mp}$  – висота траншеї, м;  $B_{me}$  – ширина траншейної виробки, м;  $H_{me}$  – висота траншейної виробки, м;  
 $L_{mp}$  – довжина траншеї, м;  $W_{\phi}$  – фактична ЛНО, м

Параметри сітки штангових шпурів або свердловин визначають за формулами (5.4) і (1.7). Кількість віял для утворення траншейного підсікання окрім зближених віял становить

$$N_{в.тр} = \frac{L_{тр} - 1,5 \cdot W}{W}, \text{ шт.} \quad (5.28)$$

Отриману кількість віял округлюють до цілого числа.

Фактична ЛНО між віялами окрім зближених віял складе

$$W_{\phi} = \frac{L_{тр} - 1,5 \cdot W}{N_{в.тр}}, \text{ м.} \quad (5.29)$$

Сумарна кількість віял для утворення траншейного підсікання

$$N = N_{в.зб} + N_{в.тр}, \text{ шт.}, \quad (5.30)$$

де  $N_{в.зб}$  – кількість зближених віял штангових шпурів або свердловин для утворення відрізної щілини у траншеї, що дорівнює 2 шт.

За заданими параметрами будують контур траншеї з розташуванням у ньому підсічної виробки. Побудова віяла штангових шпурів або свердловин та рядів віял для створення траншейного підсікання виконують у масштабі 1:200 або 1:500. Графічно визначають загальну довжину штангових шпурів або свердловин і загальну довжину заряду ВР. Промисловий запас руди після створення траншейного підсікання складе

$$A_{пром.тр} = \left( \frac{B_{тр} + B_{тв}}{2} \cdot H_{тр} - S_{тв} \right) \cdot L_{тр} \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (5.31)$$

де  $S_{тв}$  – площа траншейної виробки, м<sup>2</sup>.

Кількість ВР необхідної для утворення траншейного підсікання визначають за формулою (5.14), а питомі витрати ВР визначають за виразом (5.18).

*Утворення відрізної щілини.* Ще одним важливим процесом при відбиванні масиву є відрізка запасів руди у блоці, що призначена для створення відрізної щілини. Під відрізною щілиною розуміють утворення вертикальної площини відслонення, тобто компенсаційного простору, який необхідний для подальшого відбивання руди вертикальними шарами в межах заданого контуру блоку або камери. В умовах залізородних шахт України для створення відрізної щілини проводять нарізні виробки, до яких належать відрізні штреки, орти і підняттяві. Після того як проведено всі необхідні відрізні виробки виконують утворення відрізної щілини. Відрізна щілина утворюється послідовним висадженням паралельних свердловин на відрізний підняттявий, які пробурені з відрізних штреків або ортів. Також можуть

використовуватись пучки паралельних свердловин у кількості 2 – 4 шт. у пучку. Для розширення відрізня щілини можуть висаджувати віяла свердловин, що пробурені з відрізнях штреків або ортів на вже утворену невелику відрізня щілину. Розрахункові схеми утворення відрізня щілини подано на рис. 5.8.

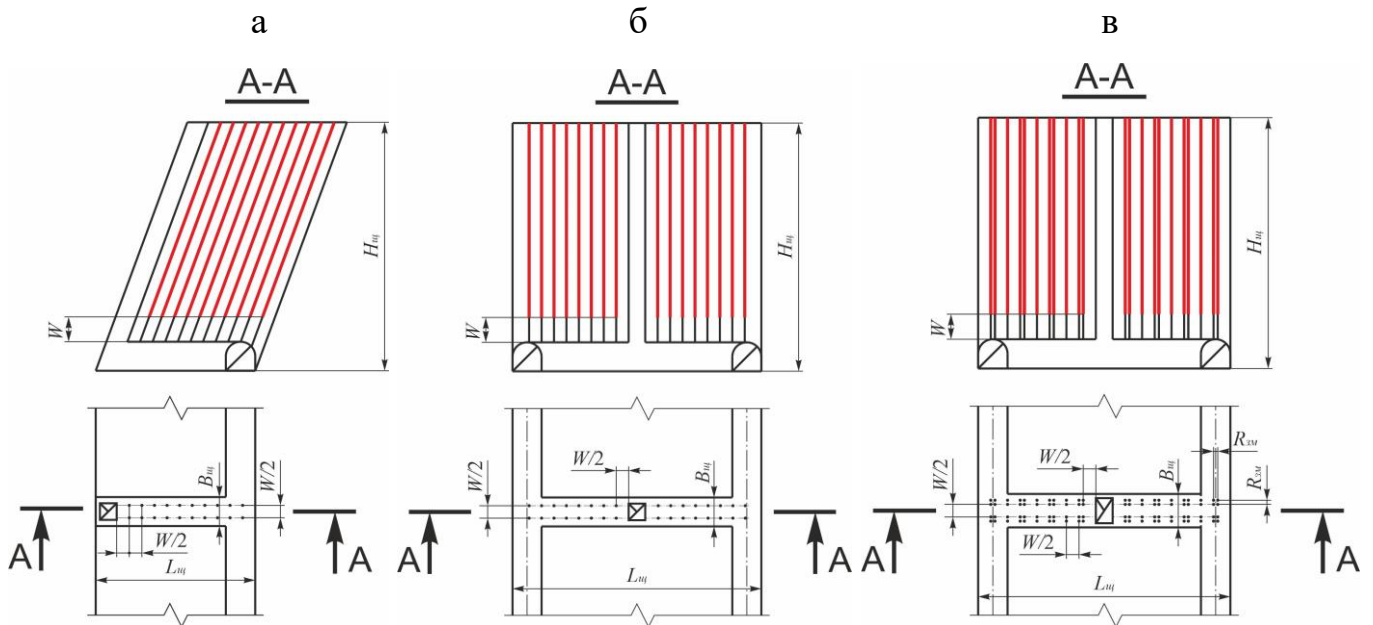


Рисунок 5.8 – Розрахункові схеми утворення відрізня щілини за ортовою (а), штрековою з паралельним розташуванням свердловин (б), штрековою з паралельно-пучковим розташуванням свердловин (в) схемами:

$B_{щ}$  – ширина відрізня щілини, м;  $H_{щ}$  – висота відрізня щілини, м;

$L_{щ}$  – довжина відрізня щілини, м

Залежно від параметрів камери, свердловини для утворення відрізня щілини відносно відрізня підняттевого розташовують згідно розрахункових схем (рис. 5.8, а-в). При паралельному або паралельно-пучковому розташуванні свердловин, параметри сітки їх розташування визначають за формулами (5.4) і (1.7). При використанні паралельно-пучкового розташування свердловин відстань між зарядами у пучку дорівнює величині радіусу зони змінання, що визначають за виразом (5.3), або приймають величиною від 3 до 6 діаметрів свердловини [74]. За заданими параметрами, у масштабі 1:200 або 1:500, будують контур відрізня щілини з розташуванням у ньому всіх необхідних відрізня виробок. Потім за розрахованими

параметрами сітки свердловин виконують їх розташування у масиві руди. Після чого графічно визначають загальну довжину свердловин і заряду ВР у них.

Промисловий запас руди у відрізній щілині становить

$$A_{\text{пром.щ}} = (V_{\text{щ}} - V_{\text{сум.в}}) \cdot \gamma, \text{ Т}, \quad (5.32)$$

де  $V_{\text{щ}}$  – об'єм відрізної щілини,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{сум.в}}$  – сумарний об'єм відрізних виробок у межах відрізної щілини,  $\text{м}^3$ .

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах або свердловинах складе

$$L_{\text{з.сум}} = N_{\text{св}} \cdot (L - W), \text{ м}, \quad (5.33)$$

де  $L$  – довжина одного штангового шпуру або свердловини, м.

Кількість ВР необхідної для утворення відрізної щілини визначають за формулою (5.14), а питомі витрати ВР визначають за виразом (5.18).

*Відбивання руди.* Аналізом технологічних схем ведення очисних робіт, а також проектно-технічної документації, що подано у розділі 1.1, встановлено, що для безпосереднього відбивання руди в умовах залізородних шахт України широкого використання набула віялова схема розташування свердловин і рідше паралельна та паралельно-пучкова. Умови використання паралельної та паралельно-пучкової схем розташування свердловин вельми обмежено із-за низки недоліків перед віяловою. Віялову схему розташування свердловин застосовують при відбиванні масиву руди з межею міцності 30 – 200 МПа, що дозволяє зменшити довжину бурових виробок і мінімізувати кількість перестановок бурового верстату. Але основним недоліком цієї схеми розташування свердловин є нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди. Тому у якості прикладу розглянемо побудову віяла свердловин з відбиванням руди вертикальними шарами на компенсаційний простір (відрізну щілину). Параметри сітки свердловин визначають за формулами (5.4) і (1.7). Кількість свердловин у шарі, загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюється за допомогою масштабного креслення згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 5.9.

Промисловий запас руди у блоці (камері) визначається за виразом

$$A_{\text{пром.бл}} = (V_{\text{бл}} - V_n - V_{\text{щ}} - V_v) \cdot \gamma, \text{ Т}, \quad (5.34)$$

де  $V_{\text{бл}}$  – об'єм блоку (камери) за геометричними розмірами,  $\text{м}^3$ ;  $V_n$  – об'єм

підсікання,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{щ}}$  – об’єм відрізної щілини,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{в}}$  – сумарний об’єм виробок у межах блоку (камери),  $\text{м}^3$ .

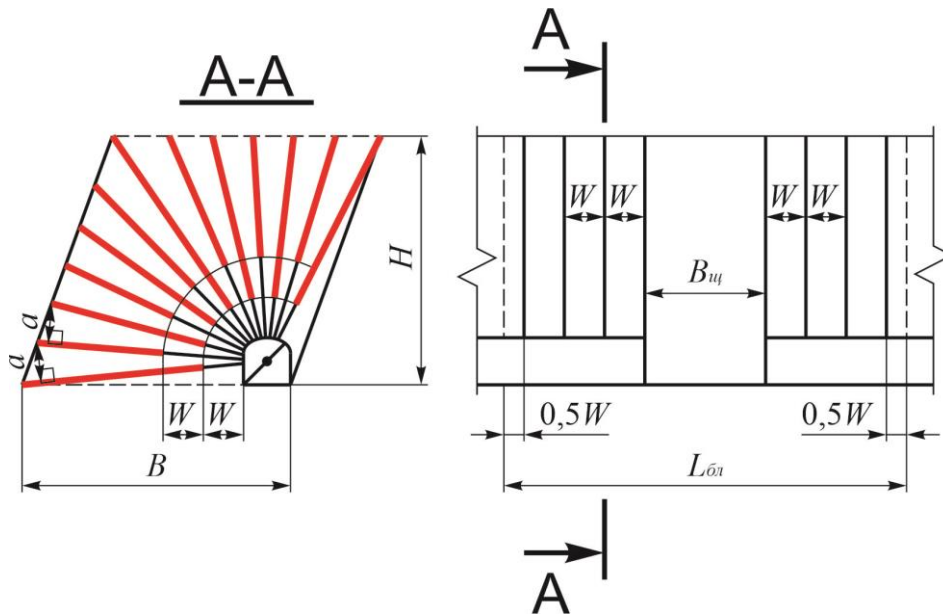


Рисунок 5.9 – Розрахункова схема побудови віял свердловин:

$B$  – ширина шару руди, м;  $H$  – висота шару руди, м;  $L_{\text{бл}}$  – довжина блоку, м

Кількість ВР, що необхідно для відбивання руди блоку (камери) визначають за формулою (5.14), а питомі витрати ВР визначають за виразом (5.18).

Вихід руди з 1 м свердловини становить

$$\lambda = A_{\text{пром.бл}} / L_{\text{сум.св}}, \text{ т/м}, \quad (5.35)$$

де  $L_{\text{сум.св}}$  – сумарна довжина свердловин для відбивання руди блоку (камери), м.

Ще одним важливим моментом при веденні очисних робіт є конструкція заряду при використанні ЕВР. За результатами досліджень, що подано у розділі 3, за рахунок дії гідростатичного тиску змінюється густина ЕВР за довжиною заряду, як у висхідних, так і у низхідних свердловинах, що призводить до коливань величини швидкості детонації вздовж заряду. Для протікання нормальної швидкості детонації вздовж заряду ЕВР необхідно визначити місця розташування П-Б. Тому у якості прикладу розрахуємо зміну густини та швидкості детонації заряду ЕВР Україніт-ПП-2, довжиною 35 м, що розташовано у свердловині діаметром 0,105 м з початковою густиною ЕВР –  $1000 \text{ кг/м}^3$  (рис. 5.10).

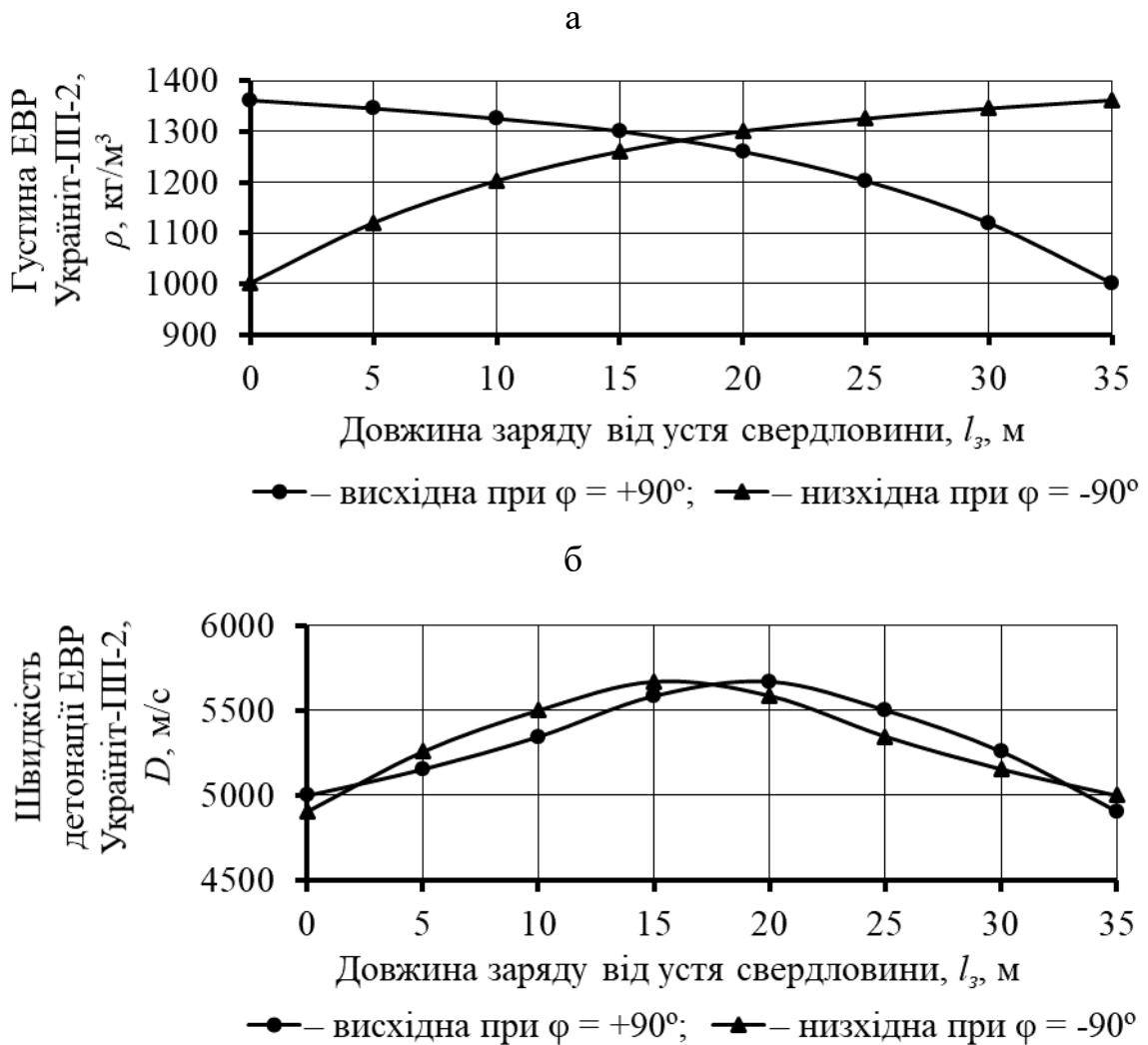


Рисунок 5.10 – Зміна густини (а) і швидкості детонації (б) ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною заряду 35 м при діаметрі свердловини 0,105 м

З рис. 5.10 видно, що швидкість детонації за довжиною заряду ЕВР, як у висхідній, так і у низхідній свердловині починає зростати до довжини 15 м, а потім різко зменшується. Мінімальна відстань на якій починає зменшуватися швидкість детонації дорівнює 15 м, це говорить про те, що на цій відстані потрібно встановлювати додатковий П-Б. Ця відстань вказується у правилах безпеки під час поводження з ВМ промислового призначення [262], де вказано, що за глибини свердловин більше ніж 15 м потрібно обов'язково дублювати внутрішню свердловинну вибухову мережу. На сьогодні залізорудними шахтами України використовується електричний і НСІ зарядів. На відміну від НСІ, характерною

рисуо електричного способу ініціювання зарядів є те, що П-Б з двома електродетонаторами (ЕД) вводяться у свердловини безпосередньо перед виконанням масового вибуху, а безкапсульні П-Б з детонувальним шнуром (ДШ) вводяться при заряджанні свердловин ВР. Згідно правил безпеки [262] та з огляду на те, що ініціаторами є самі П-Б з ЕД, при використанні електричного способу ініціювання зарядів ВР проводиться прямим ініціюванням, при якому П-Б з ЕД розташовується зі сторони устя свердловини. Різниця у конструкціях зарядів буде лише у розташуванні безкапсульних П-Б у свердловинах.

При застосуванні на очисних роботах для видобування руд ЕВР і НСІ, та за результатами розрахунку зміни швидкості детонації вздовж заряду ВР у свердловині, розроблено конструкцію зарядів, що подано на рис. 5.11.

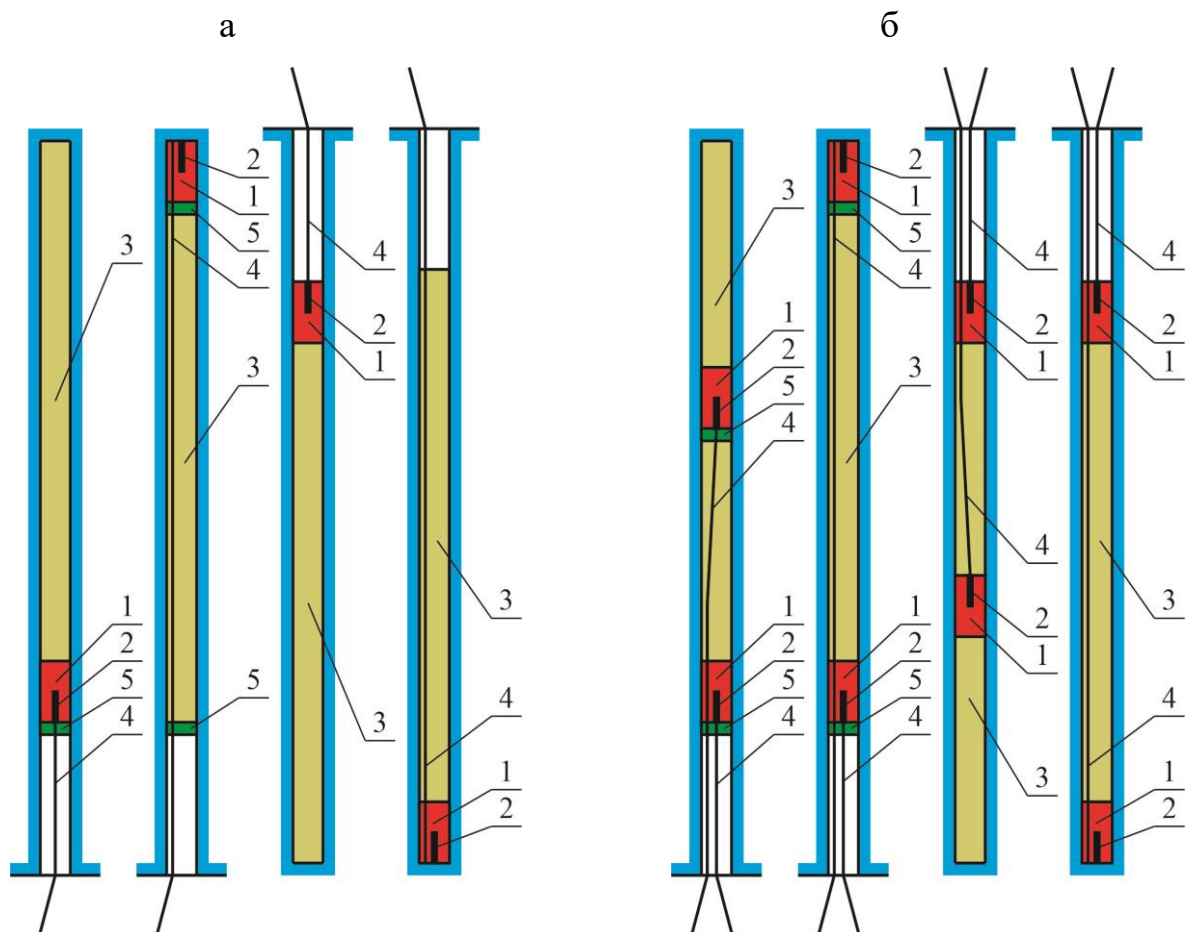


Рисунок 5.11 – Конструкція зарядів ЕВР у висхідних і низхідних свердловинах довжиною до 15 м (а) і більше 15 м (б): 1 – П-Б; 2 – капсуль-детонатор; 3 – заряд ЕВР; 4 – хвилевід НСІ; 5 – пиж спеціальний (парашут)



Як видно з рис. 5.11 з використанням НСІ в залежності від довжини свердловин та за розміщенням П-Б у них, використовують пряме, звороте, пряме з дублюванням та зустрічне ініціювання зарядів ВР. При довжині свердловин до 15 м, застосовують зворотне ініціювання зарядів з розташуванням П-Б у вибої свердловин, а у випадках коли не має можливості розташувати П-Б у вибої свердловин використовують пряме ініціювання. При довжині свердловин більше 15 м застосовують зустрічне ініціювання зарядів з розташуванням П-Б у вибої та в усті свердловин. У випадках коли не має можливості розташувати П-Б у вибої свердловин застосовують пряме з дублюванням ініціювання зарядів, з розміщенням П-Б у усті та на відстані до 15 м довжини заряду ВР.

При довжині заряду більше 30 м потрібно використовувати зустрічне ініціювання з розташуванням додаткового П-Б у середині заряду. У випадках коли висхідні або низхідні свердловини мають вихід у очисний простір, то зі сторони вибою цих свердловин встановлюються дерев'яні пробки. Також для втримання заряду ЕВР у висхідних свердловинах можуть застосовувати йоржі спеціальні типу ЕС.

На підставі отриманих результатів було розроблено рекомендації з обґрунтування конструкції зарядів для ЕВР Україніт-ПП-2 при заряджанні висхідних і низхідних свердловин, що впроваджено у ТОВ «ІСТ-ФОРТ» (Харків), які подано у Додатку Б.

Аналіз технології відбивання руди у видобувних блоках, що подано у розділі 1.1, дозволив зробити висновок, що сама технологія відбивання руди при камерних системах розробки передбачає використання висхідних віял свердловин, при яких для використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 необхідно застосовувати спеціальні засоби для втримання зарядів ЕВР у свердловинах. Тому для відбивання руди пропонується вдосконалити технологію ведення БПР, а саме запропонувати нову технологію ведення очисних робіт із використанням ЕВР, при відпрацюванні покладів потужністю більше 5 м, що захищено патентами на винахід [263, 264]. Сутність запропонованої технології відбивання руди полягає в тому, що буріння віял свердловин здійснюють у напрямку нижнього підповерху або поверху. Після чого низхідні віяла свердловин заряджають ЕВР (рис. 5.12 і 5.13).

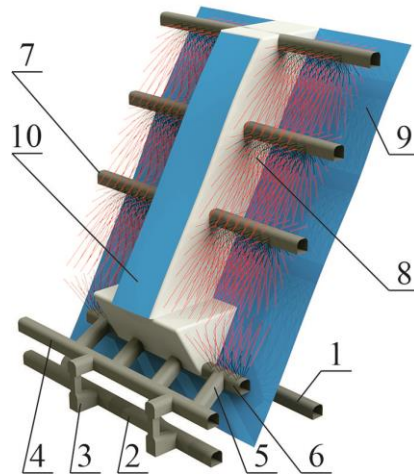


Рисунок 5.12 – Технологія ведення очисних робіт у камерах із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю 5 – 25 м: 1 – польовий відкотний штрек лежачого боку; 2 – рудний відкотний штрек; 3 – ніша під вібраційний живильник; 4 – штрек горизонту доставки; 5 – навантажувальний заїзд для самохідної вантажно-доставної машини; 6 – траншейний штрек; 7 – підповерховий буровий штрек; 8 – віяла низхідних свердловин; 9 – лежачий бік покладу; 10 – висячий бік покладу

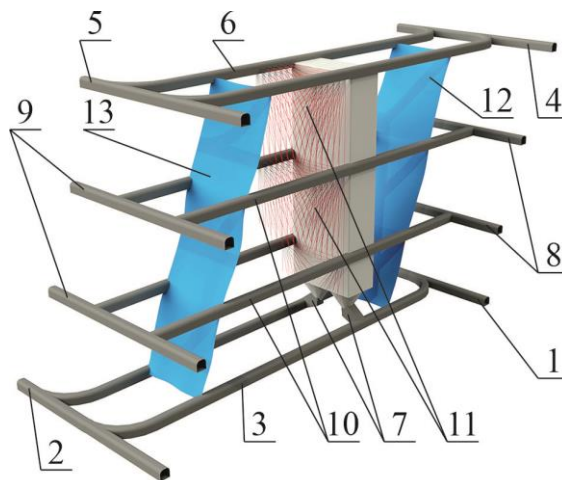


Рисунок 5.13 – Технологія ведення очисних робіт у камерах із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю більше 25 м: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний штрек лежачого боку; 5 – вентиляційний штрек висячого боку; 6 – вентиляційно-буровий орт; 7 – ніша під вібраційний живильник; 8 – підповерховий штрек лежачого боку; 9 – підповерховий штрек висячого боку; 10 – буровий орт; 11 – віяла низхідних свердловин; 12 – лежачий бік покладу; 13 – висячий бік покладу

Розроблені технологічні схеми відбивання масиву за допомогою низхідних віял свердловин при веденні очисних робіт у камерах із застосуванням ЕВР для покладів руди більше 5 м, дозволить зменшити трудомісткість заряджання і знизити витрати на ведення підривних робіт за рахунок виключення спеціальних засобів для утримання зарядів ЕВР у свердловинах. Запропоновану технологію відпрацювання запасів залізних руд з використанням ЕВР при камерних системах розробки у повному обсязі подано у роботах [196, 199, 265].

Таким чином отримані науково-практичні результати, що подано у розділах 2 і 3, дозволили розробити методику розрахунку параметрів сітки штангових шпурів і свердловин при використанні всіх ПВР та наливної ЕВР Україніт-ПП-2, а саме ЛНО та відстані між вибоями штангових шпурів і свердловин. За результатами розрахунків величини ЛНО при порівнянні діючої та розробленої методик встановлено, що на параметри БПР при відбиванні руд істотно впливає значення коефіцієнту структурного ослаблення масиву, використання якого дозволяє більш точно визначити параметри сітки штангових шпурів або свердловин. Встановлено, що значення ЛНО, які розраховано за діючою методикою, коливаються у межах значень ЛНО, які розраховано за розробленою методикою при коефіцієнті структурного ослаблення масиву  $K_c = 0,4 - 0,6$ . Це вказує на те, що діюча методика надає коректні результати розрахунку параметрів БПР при відбиванні тріщинуватих і середньо тріщинуватих руд, а розроблена методика використовується для всіх категорій тріщинуватості масиву. За окремими процесами при відбиванні масиву розроблено розрахункові схеми підсікання, утворення відрізної щілини та відбивання руди у блоці (камері), за якими виконується розташування штангових шпурів або свердловин і визначаються сумарна їх довжина та необхідна кількість ВР. За зміною густини і швидкості детонації вздовж заряду наливної ЕВР встановлено раціональні місця розташування П-Б, на підставі чого розроблено конструкції зарядів ЕВР у висхідних і низхідних свердловинах довжиною до 15 м і більше, що передбачає використання прямого, зворотного, прямого з дублюванням і зустрічного ініціювання зарядів ВР. Для зменшення трудомісткості заряджання та зниження витрати при веденні підривних робіт за рахунок виключення спеціальних засобів

для утримання зарядів ЕВР у свердловинах, розроблено технологічні схеми відбивання масиву за допомогою низхідних віял свердловин при веденні очисних робіт у камерах із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю у понад 5 м.

### **5.3. Розробка методики розрахунку параметрів буропідривних робіт за кондиційним куском руди**

Очисні роботи супроводжуються відбиванням значних об'ємів руди, яка після вибуху має різний гранулометричний склад. Після виконання підривних робіт особлива увага зосереджується на виході негабаритних кусків руди, бо це в свою чергу впливає на собівартість відбивання руди. Вихід негабариту призводить до зависань великих кусків руди у випускних отворах, що додатково потребує їх подрібнення накладними зарядами ВР. Також підвищується трудомісткість робіт, що пов'язані з їх навантаженням у транспортні засоби. Тому необхідно розробити методику визначення параметрів БПР для відбивання масиву з урахуванням розміру кондиційного куска руди після підривних робіт. Це дозволить знизити собівартість підривних робіт за рахунок зменшення витрат на вторинне подрібнення.

При відбиванні руди як на горизонтальний, так і на вертикальний компенсаційний простір, масив руйнується у поперек заряду, оскільки штангові шпури або свердловини розташовуються паралельно вільній поверхні. Як було наведено у розділі 2.2, після утворення зони зминання, в якій гірська порода руйнується на частинки розміром до 1 мм, та з віддаленням від зарядної порожнини, стискаючі напруження від дії ударної хвилі швидко спадають і стають менше ніж міцність породи на стискання, а порода перестає руйнуватись від радіальних напружень стискання. Це призводить до зростання тангенціальних напружень розтягання, що починають руйнувати породу в ободових напрямках. Також зазначено, що ударна хвиля переходить у хвилю напружень з утворення зон інтенсивного подрібнення і тріщиноутворення. Як встановлено, зону інтенсивного подрібнення утворюють напруження стискання, а тріщиноутворення – напруження зсуву та розтягання. Раніше було встановлено, що радіус тріщиноутворення

розраховується за напруженнями зсуву, однак руйнування масиву від радіусу зони інтенсивного подрібнення до радіусу зони тріщиноутворення може відбуватися за рахунок виникаючих напружень на розрив. Тобто масив, у цих межах, починає руйнуватися за рахунок виникаючих напружень розтягання.

На підставі вище наведеного та з урахуванням параметрів зони зминання, за якою відбувається подрібнення, необхідно розглядати модель, що подано у розділі 2.2, згідно якої у масиві виникають напруження

$$\sigma_1 = \sigma_r = \frac{P_2 \cdot R_{зм}^2}{R^2 - R_{зм}^2}; \quad \sigma_2 = \sigma_o = 0; \quad \sigma_3 = \sigma_r = -\frac{P_2 \cdot R_{зм}^2}{R^2 - R_{зм}^2},$$

де  $R$  – радіус, на якому йде зміна кількості тріщин у глибині масиву, що розташовано уперек заряду, м.

Тому для визначення радіусу, на якому йде зміна кількості тріщин у глибині масиву, за Третьою теорією міцності, визначаємо еквівалентне напруження

$$\sigma_{екв} = \sigma_1 - \sigma_3 \leq [\sigma];$$

або

$$\sigma_{екв} = \frac{2 \cdot P_2 \cdot R_{зм}^2}{R^2 - R_{зм}^2}, \text{ Н/м}^2. \quad (5.36)$$

У роботі [96] Покровський Г.І. зазначив, що у масиві виникає така кількість тріщин, що дорівнює відношенню максимального радіального напруження до міцності породи на розтягання та відповідає виразу

$$N_{тр} = \frac{\sigma_{екв}}{\sigma_p}, \text{ шт.} \quad (5.37)$$

Підставивши формулу (5.36) у вираз (5.37) отримаємо

$$N_{тр} = \frac{2 \cdot P_2 \cdot R_{зм}^2}{(R^2 - R_{зм}^2) \cdot \sigma_p}, \text{ шт.} \quad (5.38)$$

Так, як при відбиванні руд застосовують розсіпні ВР, гранульовані безтритиллові ВР та наливні ЕВР, при яких діаметр заряду  $d_z$  дорівнює діаметру штангового шпуру або свердловині  $d$ , тоді для цих умов коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від

діаметру заряду ВР буде  $K_{\partial z} = 1,0$ , тому зниження тиску на масив за рахунок збільшення площі контакту визначаємо без врахування діаметру заряду.

Як відомо для більшості гірських порід  $\sigma_p \approx 0,1 \cdot \sigma_{cm}$ , тому підставивши цей вираз і формулу (2.24) без врахування діаметру заряду у формулу (5.38) та виконавши необхідні перетворення остаточно отримаємо кількість тріщин на відстані  $R$  у монолітному масиві

$$N_{mp} = \frac{1,25 \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{(R^2 - R_{3M}^2) \cdot \sigma_{cm}}, \text{ шт.} \quad (5.39)$$

Кількість тріщин на відстані  $R$  у тріщинуватому масиві з урахуванням ущільнення руди під дією гірського тиску складає

$$N_{mp} = \frac{1,25 \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{(R^2 - R_{3M}^2) \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}, \text{ шт.} \quad (5.40)$$

З формули (5.39) відстань від зарядної порожнини на якій утворюється у монолітному масиві задана кількість тріщин становить

$$R = \sqrt{\frac{1,25 \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{N_{mp} \cdot \sigma_{cm}} + R_{3M}^2}, \text{ м.} \quad (5.41)$$

Відстань від зарядної порожнини, на якій утворюється у тріщинуватому масиві задана кількість тріщин з урахуванням ущільнення руди під дією гірського тиску відповідає виразу

$$R = \sqrt{\frac{1,25 \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{N_{mp} \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y} + R_{3M}^2}, \text{ м.} \quad (5.42)$$

Розрахунковий поперечний розмір куска руди складає

$$d_{\kappa} = \sqrt{\frac{\pi \cdot (R^2 - R_{3M}^2)}{N_{mp}}}, \text{ м.} \quad (5.43)$$

Підставивши формулу (5.41) у вираз (5.43), отримаємо розмір розрахункового куска руди у монолітному масиві

$$d_{\kappa} = \sqrt{\frac{1,25 \cdot \pi \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{N_{mp}^2 \cdot \sigma_{cm}}}, \text{ м.} \quad (5.44)$$

Розмір розрахункового куска руди у тріщинуватому масиві з урахуванням ущільнення руди під дією гірського тиску складе

$$d_{\kappa} = \sqrt{\frac{1,25 \cdot \pi \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{N_{mp}^2 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м.} \quad (5.45)$$

Кількість тріщин у монолітному масиві за розрахунковим куском руди

$$N_{mp} = \sqrt{\frac{1,25 \cdot \pi \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{d_{\kappa}^2 \cdot \sigma_{cm}}}, \text{ шт.} \quad (5.46)$$

Кількість тріщин у тріщинуватому масиві за розрахунковим куском руди з урахуванням ущільнення руди під дією гірського тиску становить

$$N_{mp} = \sqrt{\frac{1,25 \cdot \pi \cdot d \cdot \rho \cdot D^2 \cdot R_{3M}}{d_{\kappa}^2 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ шт.} \quad (5.47)$$

Площа масиву навколо штангового шпурів або свердловини, у межах якої руда буде подрібнена на куски розрахункового розміру складе

$$S_m = \pi \cdot R^2, \text{ м}^2. \quad (5.48)$$

ЛНО за розміром кондиційного куска руди визначається за виразом

$$W_{\kappa} = \sqrt{\pi} \cdot R, \text{ м.} \quad (5.49)$$

Порядок розрахунку сітки штангових шпурів або свердловин за розміром кондиційного куска руди.

Радіус зони зминання визначається за формулою (5.3). Кількість тріщин за розрахунковим куском руди на відстані  $R$  визначається за виразом (5.47). Відстань від зарядної порожнини на якій утворюється задана кількість тріщин визначається за формулою (5.42). ЛНО визначається за виразом (5.49). Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин визначається за формулою (1.7).

Як відомо під кондиційним куском руди розуміють кусок з максимально-припустимим розміром, який можна вилучати з видобувного блоку для навантаження у відкотні транспортні засоби. При відбиванні масиву розмір кондиційного куску руди коливається у межах 0,3 – 0,7 м, а іноді – 0,8 – 1,2 м і повинен бути у 3 – 5 разів менше діаметру випускного отвору.

Виконавши аналіз результатів, які отримані за розробленою методикою визначення параметрів БПР, дозволило встановити, що на величину ЛНО впливає не тільки діаметр зарядної порожнини та діаметр самого заряду ВР, детонаційні характеристики ВР, межа міцності руди на стискання, її тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску, а і розмір кондиційного куска руди. Тому для встановлення коректності результатів розробленої методики розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди, необхідно провести порівняння результатів розрахунку ЛНО для відбивання масиву з діючою на шахтах методикою проф. Капленко Ю.П. Як було наведено у розділі 5.2, діючу методику розроблено для використання розсипних ВР, а дослідженнями зміни ЛНО в залежності від коефіцієнту структурного ослаблення масиву встановлено, що вона використовується для відбивання тріщинуватих і середньотріщинуватих руд при середньому коефіцієнті структурного ослаблення масиву  $K_c = 0,5$ . На підставі цього для порівняння діючої та розробленої методики були прийняті наступні вихідні дані: діаметр свердловини – 0,105 м, межа міцності руди на стискання – 40 – 200 МПа, коефіцієнт структурного ослаблення масиву  $K_c = 0,5$ , щільність ВР Грамоніт 79/21 – 1000 кг/м<sup>3</sup>, швидкість детонації – 3600 м/с, розмір кондиційного куска руди 0,3 – 1,1 м. У якості прикладу побудуємо графік залежності величини ЛНО від межі міцності руди на стискання, що розраховано за діючою та розробленою методиками при різних розмірах кондиційного куска руди, що подано на рис. 5.14.

З графіку (рис. 5.14) видно, що на величину ЛНО істотно впливає розмір кондиційного куска руди. Також встановлено, що значення ЛНО, які розраховано за діючою методикою, коливаються у межах значень ЛНО при розмірах кондиційного куска руди – 0,7 – 1,1 м. Подальшим аналізом встановлено, що величина ЛНО за діючою методикою, при межі міцності руди на стискання 40 – 80 МПа знаходиться у межах кондиційного куска 0,9 – 1,1 м, при 80 – 140 МПа – 0,7 – 0,9 м, а при > 140 МПа – 0,7 м. Отже діюча методика розроблялась для відбивання руд середньої та вище середньої міцності з максимальним розміром куска руди 0,7 – 0,9 м для випускних отворів площею 1,8 і 2,25 м<sup>2</sup>. Але як відомо, розмір кондиційного куска руди також встановлюється у відповідності з обладнанням для транспортування та



підйому, що використовується на шахті, а також вимогами для подальшої переробки. Тому на багатьох рудних шахтах України розмір кондиційного куска руди складає 0,3 – 0,5 м, а частіше він відповідає 0,25 – 0,4 м. Використання значень ЛНО, що розраховані за діючою методикою, для отримання розмірів куска руди  $\leq 0,5$  м, може призвести до утворення негабаритних кусків, які вторинно подрібнюються. Це пов'язано зі збільшенням ЛНО на 25 – 40% відносно розробленої методики. На підставі наведеного, запропонована методика розрахунку параметрів БПР більш точно визначає ЛНО шляхом врахування розміру кондиційного куска руди, її тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху.

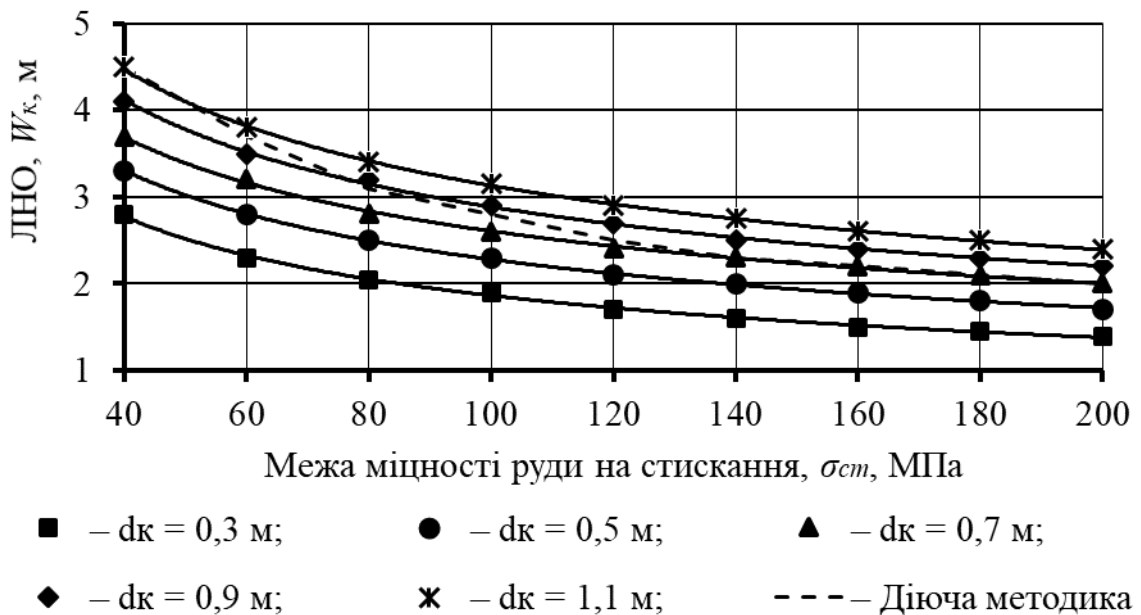


Рисунок 5.14 – Графіки залежності величини ЛНО від межі міцності руди на стискання при різних розмірах кондиційного куска згідно діючої та розробленої методик розрахунку параметрів БПР

Розбіжність результатів розрахунку величини ЛНО за кондиційним куском руди із методикою розрахунку ЛНО за радіусом зони інтенсивного подрібнення, що подано у розділі 5.2, становить 1 – 19%, це вказує про високу достовірність отриманих результатів та коректність розробленої методики. Таким чином,

методика розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди дозволяє точніше розрахувати розміри сітки штангових шпурів або свердловин для відбивання масиву з прогнозуванням розміру куска руди, що в свою чергу призведе до зменшення обсягів негабариту.

На підставі цього розроблену методику розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди було впроваджено у ДУЕК «Мон-Атом» (Улан-Батор, Монголія) для видобування запасів уранових руд родовищ «Гурванбулаг» і «Дорнод» за допомогою систем з магазинуванням, що подано у Додатку Б.

#### **5.4. Створення програмного продукту для автоматизованої побудови проектів на підсікання блоку**

Аналіз впровадження ЕВР, який поданий у розділі 1.2, дозволив встановити, що на сьогодні частково вирішено проектну проблему з автоматизації проектування параметрів БПР при веденні очисних робіт. А саме, використання програмного забезпечення «Singleblast», що дозволяє автоматизувати процес проектування відбивання руди для умов шахт ПрАТ «ЗЗРК» [46]. Це програмне забезпечення дозволяє вирішувати наступні завдання: обробляти маркшейдерські дані, будувати мережу гірничих виробок за даними теодолітних зйомок на планах і розрізах та 3D їх відображення, складати плани ведення очисних робіт, проектувати параметри розташування свердловин для відбивання руди з графічним їх відображенням, розраховувати основні технічні показники для відбивання запасів руди у камері. Всі отримані результати розрахунків і графічного відображення гірничих робіт легко конвертуються у програму «AutoCAD». Основним недоліком цього програмного забезпечення є те, що цей продукт не дозволяє розраховувати параметри сітки свердловин, а сама величину ЛНО, яка вводиться особисто користувачем. Тобто цей програмний продукт виконує роль графічного відображення результатів автоматичного проектування. Також при проектуванні окремих процесів відбивання руди, а саме підсікання за допомогою розвороту воронок, виникають ускладнення з формуванням кільцевого віяла свердловин навколо дучки або відрізного підняттяєвого

на що користувач витрачає більше часу, ніж на розташування віял свердловин для відбивання запасів руди у камері. Це пов'язано з тим, що це програмне забезпечення розраховано на побудову віял свердловин та їх розміщення у межах камери. Тому є необхідність автоматизації побудови проекту на підсікання блоку.

Для вирішення цього завдання протягом 2020 – 2021 рр. у ліцензійному середовищі «JavaFX» було розроблено комп'ютерну програму побудови проекту підсікання запасів руди у блоці «Україніт – підсічка» та отримано авторське свідоцтво [266]. Програма «Україніт – підсічка» призначена для автоматизації процесу проектування та розробки проекту на підсікання запасів руди у блоці за допомогою воронки і траншей. Програма включає у себе наступні модулі: вихідних даних, розрахунковий, графічний і технічних показників.

Модуль вихідних даних призначений для обрання, введення та розрахунку необхідних початкових даних, що у подальшому будуть використані для розрахунку та побудови графічної частини проекту на підсікання блоку, а також заповнення таблиці технічних показників проекту. Загальний вигляд модулю вихідних даних подано на рис. 5.15.

Файл		Мова	
Вид підсічки	Воронками		
ВР	Україніт-ПП-2	Характеристика ВР	
Патрон-бойовик (ПБ)	T-600Г-Ш	Характеристика ПБ	
Діаметр штангового шпуру або свердловини, м			0.065
Щільність руди, кг/м <sup>3</sup>	3600	Щільність ВР, кг/м <sup>3</sup>	1000
Швидкість детонації, м/с			4587
Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, Кс			0.8
Глибина гірничих робіт, м			1350
Коефіцієнт міцності руди (породи), f			9
Коефіцієнт зближення зарядів, m		Розрахунок	1.0
Лінія найменшого опору, W, м		Розрахунок	1.8
Розрахункова відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин, a, м		Розрахунок	1.8

Рисунок 5.15 – Загальний вигляд модулю вихідних даних програми «Україніт – підсічка»

Користувач спочатку обирає вид підсічки, а саме: воронками або траншеєю. Далі визначається з ВР і П-Б, характеристику яких можна переглянути натиснувши відповідну кнопку, де буде подано основні їх характеристики. Це дозволяє користувачу не витратити часу для знаходження необхідного значення показника ВР або П-Б. Кнопки «Характеристика ВР» і «Характеристика ПБ» являють собою базу даних про ВР і П-Б, що використовуються в умовах рудних шахт України. У базі даних програми знаходяться розсипні ВР і наливна ЕВР Україніт-ПП-2, характеристику яких подано у табл. 4.7. Також у базі даних знаходиться характеристика П-Б (табл. 4.8), але до яких додатково додано дані про тротиліві шашки, характеристику яких подано у табл. 5.3.

Таблиця 5.3 – Характеристика тротилівих шашок

П-Б	Діаметр, мм	Вага, г	Довжина, г
Т-600Г-Ш	60	700	268
ТГ-400	56	400	113
ТГ-500	60	500	112
ТГ-800	80	800	134

За обраними ВР і П-Б програма автоматично заповнює поле щільність ВР. Далі користувач заповнює поля щільність руди і діаметр штангового шпурі або свердловини, після чого програма автоматично розрахує швидкість детонації ВР. Потім користувач вводить значення коефіцієнту міцності руди і розраховує коефіцієнт зближення зарядів, ЛНО і розрахункову відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин натискаючи на кнопки «Розрахунок». На цьому етапі програма має всі необхідні вихідні дані для переходу до наступного розрахункового модулю.

Перехід від модулю вихідні дані до розрахункового модулю здійснюється за допомогою обрання розрахункової схеми, після чого програма автоматично розгортає додаткові поля для введення деяких значень та виконання розрахунків. Також у графічному полі з'являється обрана розрахункова схема на якій подано всі позначення, що будуть розраховані та використані графічним модулем для побудови креслення воронки або траншеї. В залежності від обраного виду підсічки та розрахункової схеми, користувач додатково вводить необхідні дані та

починає розраховувати фактичні значення параметрів підсічки і сітки штангових шпурів або свердловин. Розрахунок цих значень здійснюється за допомогою натискання на кнопки «Розрахунок». Загальний вигляд розрахункового модулю і розрахунковою схемою підсікання воронкою з дучкою круглої форми перерізу подано на рис. 5.16.

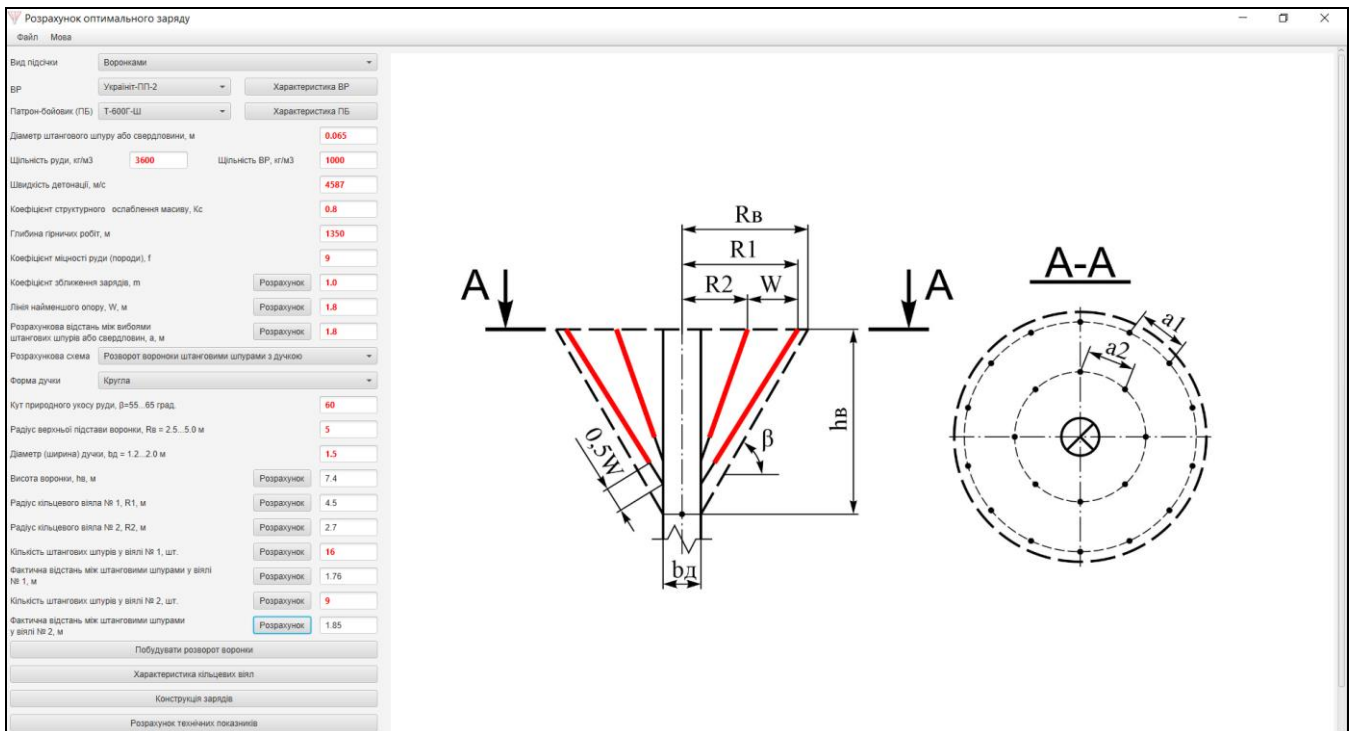


Рисунок 5.16 – Загальний вигляд розрахункового модулю з розрахунковою схемою підсікання воронкою з дучкою круглої форми перерізу

Після виконання необхідних розрахунків і при натисканні на кнопку «Побудувати» програма включає графічний модуль і автоматично за отриманими даними викреслює креслення воронки або траншеї. Приклад креслення розвороту воронки з дучкою круглої форми перерізу подано на рис. 5.17. За розрахунковою схемою програма викреслює параметри воронки або траншеї де розташовує штангові шпури або свердловини за розрахованими параметрами БПР. Також програма автоматично нумерує кожний штанговий шпур або свердловину у віялі та автоматично визначає довжину штангового шпuru або свердловини та їх кут нахилу відносно горизонтальної площини, а також довжину заряду у них. Ці отримані дані необхідні для формування таблиці

«Характеристика віял» куди програма автоматично їх вносить у необхідну комірку. Виклик таблиці «Характеристика віял» здійснюється натисканням на кнопку з такою ж назвою. Приклад сформованої таблиці «Характеристика віял» подано на рис. 5.18. На кресленні довжину заряду ВР у штангових шпурах або свердловинах позначається червоним кольором. Також на кресленні подано всі необхідні розміри самої воронки або траншеї та відстані між штанговими шпурами або свердловинами й віялами.

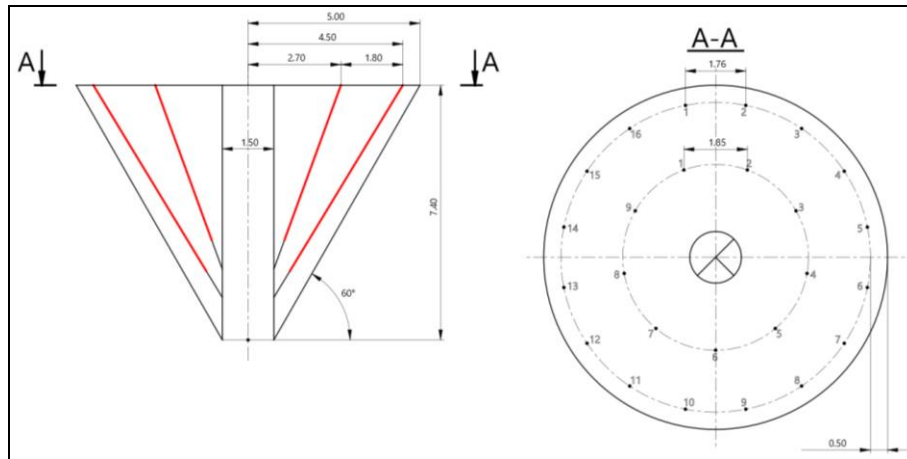


Рисунок 5.17 – Приклад креслення розвороту воронки з дучкою круглої форми

Характеристика кільцевих віял			
Кільцеве віяло № 1			
№ штангового шпуру або свердловини	Довжина, м	Довжина заряду, м	Кут нахилу до горизонту, град.
1	7.22	6.32	58.70
2	7.22	6.32	58.70
3	7.22	6.32	58.70
4	7.22	6.32	58.70
5	7.22	6.32	58.70
6	7.22	6.32	58.70
7	7.22	6.32	58.70
8	7.22	6.32	58.70
9	7.22	6.32	58.70
10	7.22	6.32	58.70
11	7.22	6.32	58.70

Кільцеве віяло № 2			
№ штангового шпуру або свердловини	Довжина, м	Довжина заряду, м	Кут нахилу до горизонту, град.
1	5.69	4.79	69.95
2	5.69	4.79	69.95
3	5.69	4.79	69.95
4	5.69	4.79	69.95
5	5.69	4.79	69.95
6	5.69	4.79	69.95
7	5.69	4.79	69.95
8	5.69	4.79	69.95
9	5.69	4.79	69.95
Всього:	51.20	43.10	
РАЗОМ ПО ВОРОНЦІ	166.68	144.18	

Рисунок 5.18 – Приклад таблиці «Характеристика віял» при розвороті воронки з дучкою круглої форми

Після побудови креслення воронки або траншеї, користувач обирає конструкцію заряду натисканням на кнопку з такою ж назвою. Приклад конструкції зарядів подано на рис. 5.19.

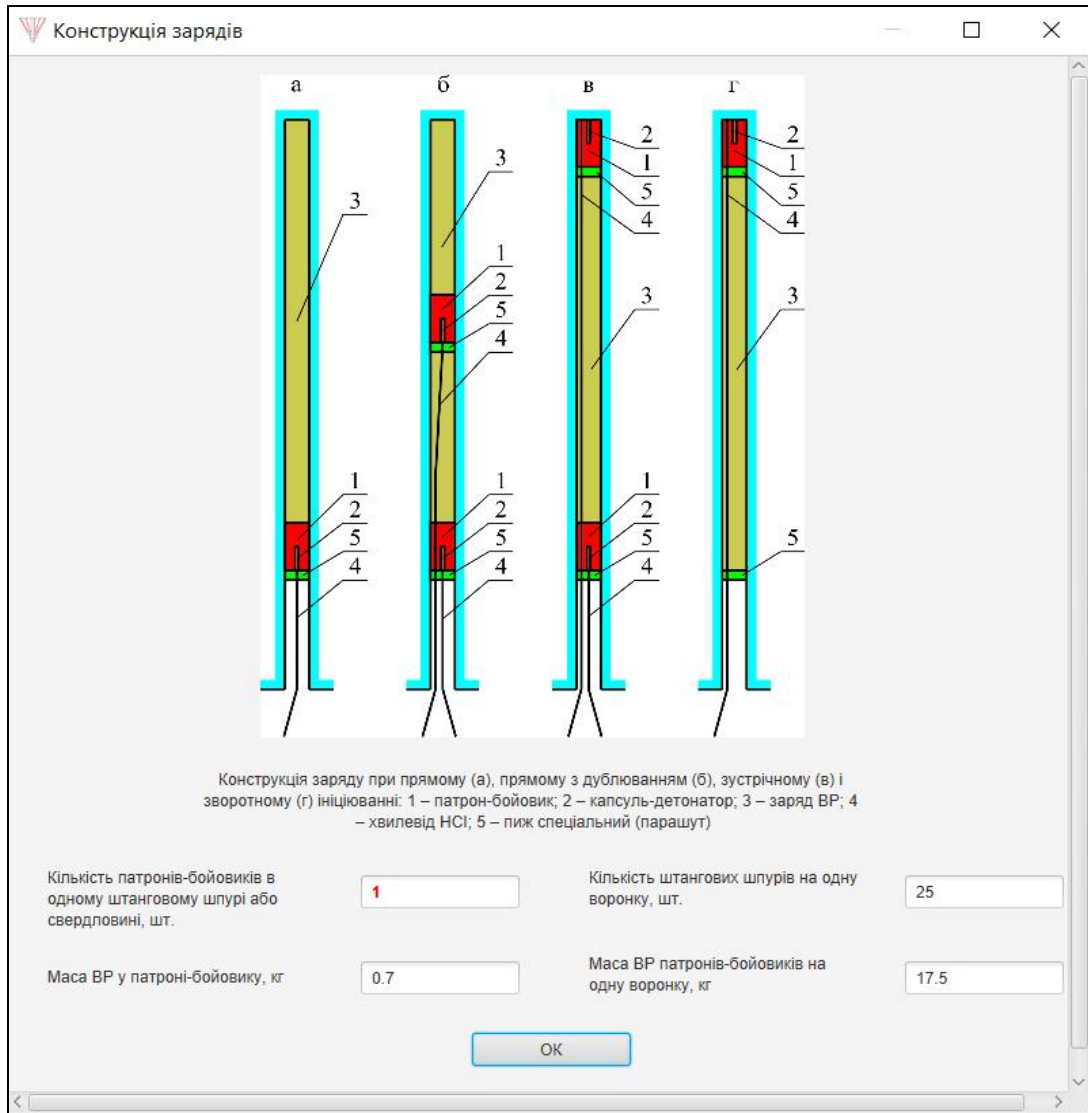


Рисунок 5.19 – Приклад конструкції зарядів для утворення воронки або траншеї

Далі користувач визначається з кількістю П-Б змінивши цифру у комірці на необхідну, а в свою чергу програма автоматично перерахує масу П-Б для утворення підсічки. Після чого користувач натискає кнопку «ОК» і програма закриває це вікно. На цьому етапі програма готова до формування кінцевої таблиці технічних показників. Для формування цієї таблиці програма автоматично збирає необхідні значення з вихідних даних, розрахункового і графічного модулів, а також з

конструкції зарядів. Після чого формується таблиця технічних показників для виклика якої користувач повинен натиснути кнопку «Розрахунок технічних показників». Натиснувши цю кнопку з'явиться таблиця з розрахованими технічними показниками, приклад таблиці технічних показників подано на рис. 5.20.

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Об'єм руди в одній воронці	м3	214.07
Щільність руди	т/м3	3.6
Кількість воронок на камеру (блок)	шт.	1
Запас руди:		
- в одній воронці	т	770.66
- в усіх воронках камери (блоку)	т	770.66
Довжина штангових шпурів:		
- в одній воронці	м	166.68
- в усіх воронках камери (блоку)	м	166.68
Довжина заряду у штангових шпур...		
- в одній воронці	м	144.18
- в усіх воронках камери (блоку)	м	144.18
Вихід руди з 1 м штангового шпуру	т/м	4.62
Діаметр штангового шпуру	м	0.065
Вибухова речовина (ВР):		
- патрон-бойовик		Т-600Г-Ш
- основний заряд		Україніт-ПП-2
Щільність ВР основного заряду	кг/м3	1000.0
Маса ВР в 1 м штангового шпуру	кг/м	3.65
Витрата ВР на одну воронку:		
- патрон-бойовик	кг	17.50
- основний заряд	кг	526.27
- всього ВР на 1 воронку	кг	543.77
Витрата ВР для всіх воронок у каме...		
- патрон-бойовик	кг	17.50
- основний заряд	кг	526.27
- всього ВР на камеру (блок)	кг	543.77
Питома витрата ВР	кг/т	0.71
Кількість ЕД:		
- на одну воронку	шт.	2.00
- на всі воронки в камері (блоці)	шт.	2.00
Кількість НСІ:		
- для однієї воронки	шт.	25.00

Рисунок 5.20 – Приклад таблиці «Технічні показники» при розвороті воронки з дучкою круглої форми



У цій таблиці користувач може змінювати цифри у комірках, що позначені червоним кольором і програма автоматично перерахує показники. Далі користувач повинен натиснути на «Файл» і «Зберегти як», після чого користувач вказує шлях де зберегти документ Microsoft Office Word з проектом на підсікання блоку. Програма автоматично формує документ, що включає у себе: титульний аркуш, загальні відомості, проект підсікання з кресленням підсічки воронкою або траншеєю, характеристику віял штангових шпурів або свердловин, конструкцію зарядів, технічні показники і охорону праці та правила безпеки.

Таким чином комп'ютерна програма розрахунку і побудови проекту підсікання блоку «Україніт – підсічка» повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та формування проекту для підсікання блоку воронками або траншеєю та дозволить у десятки разів зменшити час для складання проекту підсікання блоку.

## **5.5. Висновки**

1. Згідно розробленої методики визначення працездатності ВР за ступенем реалізації швидкості детонації та за результатами експериментальних досліджень зміни швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 запропоновано удосконалення діючої галузевої методики розрахунку параметрів БПР для шахт Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК». За допомогою удосконаленої методики розраховано параметри БПР для умов шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» при відпрацюванні експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м. Отримані результати збільшили параметри сітки свердловин діаметрами 105 та 110 мм – до 17%. Відбиванням масиву у межах експериментального блоку отримано добрі результати подрібнення руди та встановлено, що удосконалена методика придатна до розрахунку параметрів БПР при веденні очисних робіт. Це сприяло впровадженню удосконаленої методики розрахунку параметрів БПР для відбивання руд за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 в умовах шахт «Ім. Фрунзе» та «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка».

2. Науково-практичні результати, що отримано та подано у розділах 2 і 3, дозволили розробити методика розрахунку параметрів БПР за радіусом зони інтенсивного подрібнення. Порівнянням значень ЛНО за радіусом зони інтенсивного подрібнення з діючою методикою, встановлено, що її розроблено для відбивання середньо- та малотріщинуватих і монолітних руд. Тому розроблена методика розрахунку параметрів БПР набагато точніше визначає величину ЛНО завдяки врахування не тільки детонаційних характеристик ВР, а й тріщинуватості масиву та ущільнення руди під дією гірського тиску та вибуху. Відбиванням магнетитових кварцитів з межею міцності на стискання 180 – 200 МПа наливною ЕВР Україніт-ПП-2 у межах експериментального блоку (-26) – (-32) осях, горизонтів 527 та 447 м в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» отримано добрі результати подрібнення масиву та встановлено, що розроблена методика розрахунку параметрів БПР за радіусом зони інтенсивного подрібнення придатна до застосування при веденні очисних робіт. Для окремих процесів при відбиванні масиву розроблено розрахункові схеми підсікання, утворення відрізної щілини та відбивання руди у блоці (камері). Враховуючи зміну густини та швидкості детонації вздовж сформованої колонки заряду наливної ЕВР, встановлено раціональні місця розташування П-Б і розроблено конструкції зарядів ЕВР у висхідних та низхідних свердловинах довжиною до 15 м і більше. Розроблено технологічні схеми відбивання масиву руди за допомогою низхідних віял свердловин при виконанні очисних робіт у камерах із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю понад 5 м.

3. За математичною моделлю радіусу зони зминання, уперше розроблено методика розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди. Порівнянням значень ЛНО, що розраховано за кондиційним куском руди з діючою методикою, встановлено, що її розроблено для отримання кондиційного куска руди розміром 0,7 – 1,1 м. Тому розроблена методика розрахунку параметрів БПР точніше визначає величину ЛНО за рахунок врахування окрім детонаційних характеристик ВР, тріщинуватості масиву та ущільнення руди під дією гірського тиску та вибуху, ще й розмір кондиційного куска руди. Порівнянням результатів розрахунку величини ЛНО за кондиційним куском руди із методикою розрахунку ЛНО за радіусом зони

інтенсивного подрібнення, встановлено розбіжність у межах від 1 до 19%, що вказує на коректність методики. Методику розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди було впроваджено у ДУЕК «Мон-Атом» (Улан-Батор, Монголія) при розробці родовищ «Гурванбулаг» і «Дорнод» за допомогою систем з магазинуванням руди.

4. Для вирішення проблеми, що пов'язана з автоматизацією проектування підсікання руди у блоці за допомогою ліцензійного середовища «JavaFX» було розроблено комп'ютерну програму побудови проекту на підсікання блоку «Україніт – підсічка». Програма повністю автоматизує процес розрахунку, побудови та формування проекту для підсікання запасів блоку воронками або траншеями. Розрахунок параметрів БПР здійснюється за величиною радіусу зони інтенсивного подрібнення, що комплексно враховує діаметр штангового шпуру або свердловини, детонаційні характеристики ВР, межу міцності руди на стискання, її тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. Використання програмного продукту «Україніт – підсічка» зменшує час на розробку проекту до декількох хвилин.

## РОЗДІЛ 6

### ЕКОНОМІКО-ЕКОЛОГІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ВИКОРИСТАННЯ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУВАННІ РУД

#### 6.1. Методика розрахунку економічної ефективності видобування руди

Для порівняння ефективності технологічних схем підготовки та нарізки блоку, очисних робіт або окремих виробничих процесів при використанні різних комплексів гірничого обладнання, собівартість можливо визначати окремо за кожним видом робіт керуючись методикою, що у повному обсязі подано у роботах [7, 200, 267]. Методика включає в себе визначення основних витрат, що пов'язані з проведенням гірничих виробок і відбиванням руди за допомогою БПР. Собівартість проведення гірничих виробок і відбивання масиву розраховується на 1 м та 1 т відповідно, або на 1 м<sup>3</sup> виробки та відбитої руди. До складу собівартості входять наступні елементи витрат: основна та додаткова заробітні плати робітників за професіями, єдиний соціальний внесок, заробітна плата інженерно-технічних працівників (ІТП), вартість матеріалів та енергії, амортизаційні відрахування і витрати на ремонт та утримання обладнання.

Для розрахунку фонду заробітної плати необхідно знати трудомісткість робіт за кожною професією та середню змінну заробітну плату. Трудомісткість робіт за робітничими професіями розподіляється за розрядами: прохідник, підривник і гірник очисного вибою IV розряду – 60%, V розряду – 40%; бурильник, кріпильник, скреперист, машиніст віброустановки або АШЛ і машиніст навантажувальних машин III розряду – 40%, IV розряду – 60%; машиніст гірничо-виймальних машин V розряду – 100%; гірник II розряду – 100%. Крім робітників відрядників, передбачені робітники з погодинною оплатою праці (слюсаря для огляду та ремонту обладнання), трудомісткість яких розраховується як 20 – 25% від сумарної трудомісткості робіт усіх професій. Кількість робочих днів слюсарів з огляду та ремонту обладнання визначається за кількістю днів відпрацювання блоку. Денні тарифні ставки

приймаються за діючими на підприємстві тарифними ставками з урахуванням прийнятої тривалості робочого дня. Годинні тарифні ставки подано у табл. 6.1.

Таблиця 6.1 – Годинні тарифні ставки (грн), діючі з 2021 р.

Найменування групи робітників	Робоча професія	I	II	III	IV	V
вибійна	прохідник, бурильник, підрильник, машиніст гірничо-виймальних машин	58,38	63,58	70,06	78,76	90,43
інші підземні	кріпильник, машиніст навантажувальних машин, скреперист, машиніст віброустановки або АШЛ, гірник, гірник очисного вибою, слюсар	50,76	55,38	60,97	68,55	78,76

Середня заробітна плата за зміну для  $i$ -ої робочої професії складається з тарифної ставки, відрядного приробітку, премії та доплат

$$ЗП_{змі} = T_{cm} + C_n + П + D_{on}, \text{ грн.} \quad (6.1)$$

де  $T_{cm}$  – зміна тарифна ставка, грн;  $C_n$  – відрядний приробіток, грн, що дорівнює 10% від тарифної ставки;  $П$  – премія, що нараховується на суму відрядного заробітку (тарифна ставка, відрядний приробіток) і доплат, грн, премії для вибійної групи – 50%, інша підземна група – 40%;  $D_{on}$  – доплата, грн, приймається згідно тарифної ставки у розмірі: для прохідників і підрильників – 20%, інша вибійна група – 15%, інша підземна група – 10%.

Фонд основної заробітної плати за кожною робочою професією визначається шляхом помноження трудомісткості робіт на середню зарплату за зміну

$$\Phi ЗП_{осн} = \sum_{i=1}^n T_{ni} \cdot ЗП_{змі}, \text{ грн.} \quad (6.2)$$

де  $T_n$  – трудомісткість робіт  $i$ -ої робочої професії, чол.-змін.

Додаткова заробітна плата становить 20% від основної зарплати

$$\Phi ЗП_{\partial} = 0,2 \cdot \Phi ЗП_{осн}, \text{ грн.} \quad (6.3)$$

Єдиний соціальний внесок становить 40,4% від суми основної та додаткової заробітної плати

$$ЄСВ = 0,404 \cdot (\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{\partial}), \text{ грн.} \quad (6.4)$$

Заробітна плата  $i$ -го ІТП за час виконання робіт

$$ЗП_{ІТП_i} = \frac{O}{D_{міс}} \cdot T, \text{ грн,} \quad (6.5)$$

де  $O$  – місячний посадовий оклад, грн, що діють на 2021 р.: начальник дільниці – 27125 грн, заступник начальника дільниці та механік – 23000 грн, гірничий майстер – 17550 грн;  $D_{міс}$  – середня кількість робочих днів на місяць.

Фонд основної заробітної плати ІТП

$$\Phi ЗП_{ІТП} = K_{II} \cdot \sum_{i=1}^n ЗП_{ІТП_i}, \text{ грн.} \quad (6.6)$$

де  $K_{II}$  – коефіцієнт, який враховує розмір премії, що становить 1,4 – 1,6.

Для визначення витрати матеріалів, необхідно знати їх номенклатуру та кількість, що визначається технологією виконання робіт. Ціни на основні матеріали подано у табл. 6.2.

Таблиця 6.2 – Ціни на основні матеріали, що діють з 2021 р.

Найменування виду матеріалу	Одиниця виміру	Ціна, грн
1	2	3
ВР Грамоніт 79/21	кг	39,67
Патронована ВР Амоніт №6 ЖВ Ø32	кг	79,05
Патронована ЕВР Україніт-П-СА Ø32	кг	61,60
Наливна ЕВР Україніт-ПП-2	кг	28,13
ВР Україніт-АНФО	кг	29,80
Тротилова шашка Т-600Г-Ш	шт.	204,90
Електродетонатор (ЕД)	шт.	24,39
Детонувальний шнур (ДШ)	м	9,32
Магістральний провід	м	1,56
НСІ (УНС-Ш-5)	шт.	43,18
НСІ (УНС-Ш-18)	шт.	73,20
НСІ (УНС-Ш-28)	шт.	116,29
НСІ (УНС-Ш-38)	шт.	146,80

1	2	3
Коронка КДП-43 – Ø43 мм	шт.	491,34
Коронка КНШ Ø65 мм	шт.	1200,00
Коронка (Швеція) Ø43 мм	шт.	1578,35
Коронка (Швеція) Ø51 мм	шт.	1783,00
Коронка (Швеція) Ø89 мм	шт.	4275,42
Коронки (Швеція) Ø102 мм	шт.	2325,81
Коронки для НКР-100 Ø105 мм	шт.	6499,00
Штанга для УБШ (Швеція) довжиною 3,09 м	шт.	8059,00
Штанга бурова довжиною 1,6 м	шт.	912,00
Штанга бурова довжиною 1,8 м	шт.	950,00
Штанга бурова довжиною 2,2 м	шт.	869,17
Штанга бурова довжиною 2,5 м	шт.	987,50
Штанга бурова для НКР-100	шт.	493,75
Штанга для бурового верстату (Швеція)	шт.	2815,39
Канат сталевий Ø13	кг	31,50
Канат сталевий Ø18	кг	29,82
Труба вентиляційна Ø 600 мм	м	96,00
Труба вентиляційна Ø 800 мм	м	154,07
Твердіюча закладка	м <sup>3</sup>	452,80
Металеve кріплення КЖ 17-2	КОМПЛ.	15195,50
Металеve кріплення КЖ 22	КОМПЛ.	15625,00

Вартість матеріалів з урахуванням 15% неврахованих складе

$$C_m = 1,15 \cdot \sum_{i=1}^n Q_{m_i} \cdot C_{m_i}, \text{ грн}, \quad (6.7)$$

де  $Q_m$  – витрата матеріалу;  $C_m$  – ціна за одиницю матеріалу, грн.

Вартість електроенергії становить

$$C_{el} = Q_{el} \cdot b, \text{ грн}, \quad (6.8)$$

де  $Q_{el}$  – витрата активної електричної енергії на блок (панель, стовп), кВт·год;

$b$  – тариф за 1 кВт·год витраченої електроенергії, грн.

Вартість стисненого повітря складає

$$C_{cm.n} = Q_{cm.n} \cdot C_{cm.n}, \text{ грн}, \quad (6.9)$$

де  $Q_{cm.n}$  – витрата стисненого повітря, м<sup>3</sup>;  $C_{cm.n}$  – ціна 1 м<sup>3</sup> стисненого повітря, що становить  $0,1 \cdot b$  грн.

Необхідна кількість обладнання для проведення гірничих виробок і ведення очисних робіт, розраховується виходячи з місячного обсягу робіт за кожним видом обладнання з урахуванням резерву

$$n = \frac{V_{\text{міс}}}{H_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}}} \cdot k_{\text{рез}}, \quad (6.10)$$

де  $V_{\text{міс}}$  – обсяг робіт за місяць для певного виду обладнання, м/міс. або т/міс.;  $H_{\text{зм}}$  – змінна продуктивність обладнання, м/змінну або т/змінну;  $n_{\text{зм}}$  – кількість робочих змін за місяць;  $k_{\text{рез}}$  – коефіцієнт резерву, що дорівнює: для бурильних установок, навантажувальних машин, бурових верстатів, комбайнів – 1,2, для перфораторів – 1,5.

Сума амортизаційних відрахувань на місяць

$$A_{\text{міс}} = \frac{C_{\text{б}} \cdot H_{\text{а}}}{100}, \text{ грн}, \quad (6.11)$$

де  $C_{\text{б}}$  – балансова вартість основних фондів, грн;  $H_{\text{а}}$  – місячна норма амортизації, що дорівнює 1,67%.

Балансова вартість основних фондів

$$C_{\text{б}} = C_{\text{онт}} + Z_{\text{д}} + Z_{\text{м}}, \text{ грн}, \quad (6.12)$$

де  $C_{\text{онт}}$  – орієнтовна оптова ціна одиниці основних фондів (табл. 6.3), грн;  $Z_{\text{д}}$  – витрати за доставку, що дорівнює 5% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн;  $Z_{\text{м}}$  – витрати за монтаж, що дорівнює 7% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн.

Таблиця 6.3 – Орієнтовна оптова ціна одиниці основних фондів [13, 262]

Найменування	Ціна, \$
1	2
<i>Бурильні машини та подаючі пристрої</i>	
Перфоратор переносний ПП-54В2	700
Перфоратор телескопний ПТ-48А	1200
Перфоратор колонковий ПК-60А	1800
Бурильна головка Б106	1500
СОР1238	40500
НЛ-510	68600
Пневматична підтримка ПЗК	625
<i>Установки бурильні шахтні</i>	
УБШ-207	30000
УБШ-227	76500
Boomer T1D	360000
Boomer S1D	430000
DD310-40	560000



1	2
DD311-40	580000
<i>Бурові верстати</i>	
HKP-100MПА (з ЗІП)	12000
Simba H1254	632000
Simba H1352	725000
DL321	805500
DL421	1025000
<i>Навантажувальні машини</i>	
ППН-1с	32600
ППН-3А	56900
EST-3,5	450000
ST-3,5	320000
LH307M	500000
LH409E	850000
<i>Машини для механізованого заряджання шпурів і свердловин</i>	
ЗЕП-10	2700
MT3-3	6500
ПЗМК-500	106000
RTCh-23	820000

Зважаючи на те, що при підрахуванні амортизації обладнання використовується у виробничому процесі не постійно, необхідно врахувати термін роботи кожного виду обладнання.

Сума амортизаційних відрахувань за час роботи обладнання

$$A = A_{\text{міс}} \cdot T_{\text{об}}, \text{ грн}, \quad (6.13)$$

де  $T_{\text{об}}$  – тривалість роботи обладнання, міс.

Тривалість роботи обладнання визначається на підставі заданого режиму роботи, термінів підготовки, нарізки, очисних робіт та призначення обладнання до виконання тих чи інших робіт.

Тривалість роботи обладнання

$$T_{\text{об}} = \frac{D_{\text{роб}}}{D_{\text{міс}}}, \text{ міс.}, \quad (6.14)$$

де  $D_{\text{роб}}$  – кількість днів роботи обладнання, що дорівнює термінам підготовки, нарізки або очисних робіт, днів;  $D_{\text{міс}}$  – кількість днів роботи обладнання за місяць залежить від режиму роботи гірничого підприємства, наприклад: для режиму роботи

$251 \times 3 \times 7,2 D_{mic} = 22$  днів, для режиму роботи  $303 \times 3 \times 7,2 D_{mic} = 26$  днів, для режиму роботи  $365 \times 3 \times 7,2 D_{mic} = 30$  днів.

Річні витрати на ремонт обладнання складають 5,5% від сумарної вартості обладнання й 1,5% на його обслуговування. Витрати на ремонт та обслуговування обладнання за час підготовки, нарізки та очисних робіт становлять

$$B_{p.o} = B_{p.o.mic} \cdot T_{об} \cdot C_{\delta}, \text{ грн}, \quad (6.15)$$

де  $B_{p.o.mic}$  – місячна норма витрат на ремонт та обслуговування обладнання, що дорівнює 0,0058 ч. од.

Калькуляція собівартості, як зазначалося вище, визначається сумою витрат за фондом заробітної плати робітників та ІТП, основних матеріалів, енергії, амортизаційних відрахувань обладнання і за витратами на його поточний ремонт і утримання. Питомі витрати на 1 т руди отримують шляхом розділення конкретного виду витрат на видимий видобуток за блоком або за окремим видом підготовчих чи очисних робіт (проведення виробок, підсікання або відрізка запасів камери). Найбільш універсальним показником собівартості при проведенні гірничих виробок і очисних роботах або за їх окремими процесами є розрахунок витрат на 1 м<sup>3</sup> руди чи породи

– при проведенні гірничих виробок

$$C_{np} = \frac{\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{\delta} + \epsilon СВ + \Phi ЗП_{ІТП} + C_m + C_{ел} + C_{ст.н} + A + B_{p.o}}{S_{np} \cdot l_{ш} \cdot \eta}, \text{ грн/м}^3; \quad (6.16)$$

– при виконанні очисних робіт

$$C_{від} = \frac{\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{\delta} + \epsilon СВ + \Phi ЗП_{ІТП} + C_m + C_{ел} + C_{ст.н} + A + B_{p.o}}{A_{\delta ал}}, \text{ грн/м}^3, \quad (6.17)$$

де  $S_{np}$  – площа поперечного перерізу виробки у проходці, м<sup>2</sup>;  $l_{ш}$  – довжина комплекту шпурів, м;  $\eta$  – КВШ, що змінюється в межах 0,85 – 0,95;  $A_{\delta ал}$  – видимий видобуток, м<sup>3</sup>.

Економічна ефективність

$$\Delta \mathcal{E} = / B_1 - B_2 / , \text{ грн}, \quad (6.18)$$

де  $B_1$  і  $B_2$  – витрати за варіантами, грн.

Розрахунок економічної ефективності використання ЕВР при видобуванні руд виконували у наступній послідовності. Окремо для проведення гірничих виробок і відбивання руди, за розробленими методиками визначали параметри БПР для різних гірничо-геологічних умов. Потім встановлювали основні технічні показники БПР, за якими визначали витрати матеріалів, енергії та трудомісткості виконання робіт. За встановленими показниками виконували розрахунок основних статей калькуляції собівартості проведення гірничих виробок і відбивання руди.

## **6.2. Результати розрахунку економічної ефективності при проведенні гірничих виробок**

Визначення собівартості проведення гірничої виробки включає в себе розрахунок суми всіх витрат на виконання основних і допоміжних робочих процесів, що припадає на 1 м виробки, але найбільш об'єктивним показником є собівартість 1 м<sup>3</sup> виробки. Для отримання коректних результатів собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> виробки необхідно вірно визначитися з вихідними даними для виконання розрахунків. На результати розрахунків економічної ефективності при проведенні гірничих виробок за допомогою БПР мають вагомий вплив наступні вихідні дані, до яких відносяться:

- гірничо-геологічні умови проведення виробки, а саме площа поперечного перерізу у проходці та фізико-механічні властивості порід;
- параметри БПР, до яких відноситься діаметр і глибина шпурів та їх кількість, тип ВР;
- гірничопрохідницьке обладнання, що буде використовуватись у вибою виробки для буріння шпурів, заряджання шпурів та навантаження гірської маси.

Виконаним аналізом гірничо-геологічних умов видобування залізних руд на шахтах України, що подано у розділі 1.1, встановлено, що гірничі виробки проводяться у породах і рудах з межею міцності на стискання від 30 до 200 МПа. Для встановлення собівартості проведення гірничої виробки в залежності від зміни міцності порід, для розрахунку приймаємо породи з межею міцності на стискання

60, 120 і 180 МПа. Аналізом виробничої діяльності шахт встановлено найбільш поширену площу поперечного перерізу підготовчої виробки, що дорівнює 12 м<sup>2</sup>.

При проведенні виробок найбільшого поширення набули шпури діаметром 0,043 м з середньою глибиною 2,5 м. Параметри БПР розраховуються за допомогою комп'ютерної програми «Україніт – проходка» для наведеної вище межі міцності порід на стискання з використанням патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2, за новою методикою розрахунку паспорту БПР з урахуванням діаметру шпуру та діаметру самого заряду ВР, детонаційних характеристик ВР та межі міцності порід на стискання. Аналізом бурильних установок та навантажувальних машин, що подано у розділі 1.1, які використовуються для проведення горизонтальних виробок в умовах залізорудних шахт України, встановлено, що на шахтах Криворізького басейну до складу гірничопрохідницького комплексу входять бурильна установка УБШ та навантажувальна машина ППН-3А, і у поодиноких випадках використовується комплекс Воомег з вантажно-доставною машиною EST-3,5. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» навпаки, в основному використовуються комплекси, до складу яких належить бурильна установка Воомег або DD з вантажно-доставними машинами ST і EST або LH.

На підставі аналізу виробничої діяльності залізорудних шахт при проведенні горизонтальних гірничих виробок, визначимося з вихідними даними для розрахунку собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> гірничої виробки. Розрахунок собівартості проведення горизонтальної підготовчої виробки виконували для двох варіантів гірничопрохідницьких комплексів з використанням патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2 для порід з межею міцності на стискання 60, 120 і 180 МПа. Вихідні дані для варіанту №1: горизонтальна підготовча виробка площею 12 м<sup>2</sup>, межа міцності порід на стискання – 60, 120 і 180 МПа, ВР – патровані Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА й наливна ЕВР Україніт-ПП-2, діаметр шпуру – 0,043 м, глибина шпурів – 2,5 м, гірничопрохідницький комплекс – бурильна установка УБШ-227 з бурильною машиною Б106 або Б140, навантажувальна машина ППН-3А, зарядна машина для наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – ЗЕП-10. Вихідні дані для варіанту №2:

горизонтальна підготовча виробка площею 12 м<sup>2</sup>, межа міцності порід на стискання – 60, 120 і 180 МПа, ВР – патроновані Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА й наливна ЕВР Україніт-ПП-2, діаметр шпуру – 0,043 м, глибина шпурів – 2,5 м, гірничопрохідницький комплекс – бурильна установка Boomer S1D з бурильною машиною COP MD20, вантажно-доставна машина EST-3,5, зарядна машина для наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – ЗЕП-10. При розрахунку собівартості проведення виробки не враховувалося її кріплення. Результати розрахунку технічних показників паспортів БПР із використанням різних ВР подано у табл. 6.4.

Таблиця 6.4 – Результати розрахунку технічних показників паспортів БПР із використанням різних ВР за програмою «Україніт – проходка»

Показник	Одиниця виміру	Міцність порід, МПа		
		60	120	180
<i>Патронована ВР Амоніт № 6 ЖВ</i>				
Кількість шпурів на вибій	шт.	41	49	57
Кількість шпурометрів на вибій	м	102,5	122,5	142,5
КВШ	$\eta$	0,95	0,95	0,95
Відхід вибою за цикл	м	2,37	2,37	2,37
Вихід гірської маси за цикл	м <sup>3</sup>	28,44	28,44	28,44
Загальні витрати ВР Амоніт № 6 ЖВ	кг	80,4	89	116,6
Питомі витрати ВР	кг/м <sup>3</sup>	2,83	3,13	4,1
<i>Патронована ЕВР Україніт-П-СА</i>				
Кількість шпурів на вибій	шт.	38	46	53
Кількість шпурометрів на вибій	м	95	115	132,5
КВШ	$\eta$	0,95	0,95	0,95
Відхід вибою за цикл	м	2,37	2,37	2,37
Вихід гірської маси за цикл	м <sup>3</sup>	28,44	28,44	28,44
Загальні витрати ЕВР Україніт-П-СА	кг	67	77	105
Питомі витрати ВР	кг/м <sup>3</sup>	2,36	2,71	3,69
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>				
Кількість шпурів на вибій	шт.	38	45	52
Кількість шпурометрів на вибій	м	95	112,5	130
КВШ	$\eta$	0,95	0,95	0,95
Відхід вибою за цикл	м	2,37	2,37	2,37
Вихід гірської маси за цикл	м <sup>3</sup>	28,44	28,44	28,44
Витрати ЕВР Україніт-П-СА	кг	7,4	8,2	9,6
Витрати ЕВР Україніт-ПП-2	кг	78,4	90,4	132
Загальні витрати ВР	кг	85,8	98,6	141,6
Питомі витрати ВР	кг/м <sup>3</sup>	3,02	3,47	4,98

Розрахунок трудомісткості робіт з буріння шпурів у вибою виробки, їх заряджання та підривання, навантажування гірської маси, а також визначення витрат енергії та матеріалів за варіантами виконували за формулами, що подано у роботах [200, 267, 268]. Результати розрахунку собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки за окремими статтями калькуляції, згідно варіанту № 1 при застосуванні патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2, подано у табл. 6.5.

Таблиця 6.5 – Результати розрахунку собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 1

Найменування статті витрат	Собівартість проведення 1 м <sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки, грн/м <sup>3</sup> при різній міцності порід, МПа		
	60	120	180
<i>Патрована ВР Амоніт № 6 ЖВ</i>			
1	2	3	4
Основна заробітна плата робітників	266,02	266,02	266,02
Додаткова заробітна плата робітників	53,20	53,20	53,20
Єдиний соціальний внесок	128,96	128,96	128,96
Заробітна плата ІТП	420,28	420,28	420,28
Вартість матеріалів	355,53	427,18	548,41
Вартість енергії	53,26	63,84	73,75
Амортизаційні відрахування	14,28	18,46	22,45
Ремонт та обслуговування обладнання	4,96	6,41	7,80
<b>Всього:</b>	<b>1296,49</b>	<b>1384,35</b>	<b>1520,87</b>
<i>Патрована ЕВР Україніт-П-СА</i>			
Основна заробітна плата робітників	266,02	266,02	266,02
Додаткова заробітна плата робітників	53,20	53,20	53,20
Єдиний соціальний внесок	128,96	128,96	128,96
Заробітна плата ІТП	420,28	420,28	420,28
Вартість матеріалів	260,19	329,19	430,26
Вартість енергії	52,08	61,99	71,90
Амортизаційні відрахування	13,75	17,67	21,60
Ремонт та обслуговування обладнання	4,77	6,14	7,50
<b>Всього:</b>	<b>1199,25</b>	<b>1283,45</b>	<b>1399,72</b>
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>			
Основна заробітна плата робітників	266,02	266,02	266,02
Додаткова заробітна плата робітників	53,20	53,20	53,20
Єдиний соціальний внесок	128,96	128,96	128,96

1	2	3	4
Заробітна плата ІТП	420,28	420,28	420,28
Вартість матеріалів	200,91	258,96	341,03
Вартість енергії	52,25	60,82	70,73
Амортизаційні відрахування	13,85	17,28	21,21
Ремонт та обслуговування обладнання	4,81	6,00	7,37
<b>Всього:</b>	<b>1140,28</b>	<b>1211,52</b>	<b>1308,80</b>

Результати розрахунку собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки за окремими статтями калькуляції, згідно варіанту № 2 при застосуванні патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-II-СА, а також наливної ЕВР Україніт-III-2, подано у табл. 6.6.

Таблиця 6.6 – Результати розрахунку собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 2

Найменування статті витрат	Собівартість проведення 1 м <sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки, грн/м <sup>3</sup> при різній міцності порід, МПа		
	60	120	180
<i>Патрована ВР Амоніт № 6 ЖВ</i>			
1	2	3	4
Основна заробітна плата робітників	133,01	133,1	133,01
Додаткова заробітна плата робітників	26,60	26,60	26,60
Єдиний соціальний внесок	64,48	64,48	64,48
Заробітна плата ІТП	210,14	210,14	210,14
Вартість матеріалів	354,44	419,79	538,76
Вартість енергії	17,64	21,00	24,70
Амортизаційні відрахування	58,92	69,03	77,59
Ремонт та обслуговування обладнання	20,46	23,98	26,95
<b>Всього:</b>	<b>885,69</b>	<b>968,03</b>	<b>1102,23</b>
<i>Патрована ЕВР Україніт-II-СА</i>			
Основна заробітна плата робітників	133,01	133,1	133,01
Додаткова заробітна плата робітників	26,60	26,60	26,60
Єдиний соціальний внесок	64,48	64,48	64,48
Заробітна плата ІТП	210,14	210,14	210,14
Вартість матеріалів	259,09	321,77	420,51
Вартість енергії	17,30	19,99	23,18
Амортизаційні відрахування	54,26	65,92	76,03
Ремонт та обслуговування обладнання	18,84	22,90	26,41
<b>Всього:</b>	<b>783,72</b>	<b>864,81</b>	<b>980,36</b>

1	2	3	4
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>			
Основна заробітна плата робітників	133,01	133,1	133,01
Додаткова заробітна плата робітників	26,60	26,60	26,60
Єдиний соціальний внесок	64,48	64,48	64,48
Заробітна плата ІТП	210,14	210,14	210,14
Вартість матеріалів	199,81	251,58	331,38
Вартість енергії	17,46	20,18	23,39
Амортизаційні відрахування	57,47	66,04	76,72
Ремонт та обслуговування обладнання	19,96	22,94	26,64
<b>Всього:</b>	<b>728,93</b>	<b>794,97</b>	<b>892,36</b>

Як приклад проаналізуємо залежності зміни собівартості проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 1 залежно від межі міцності порід на стискання при використанні патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що подано на рис. 6.1.

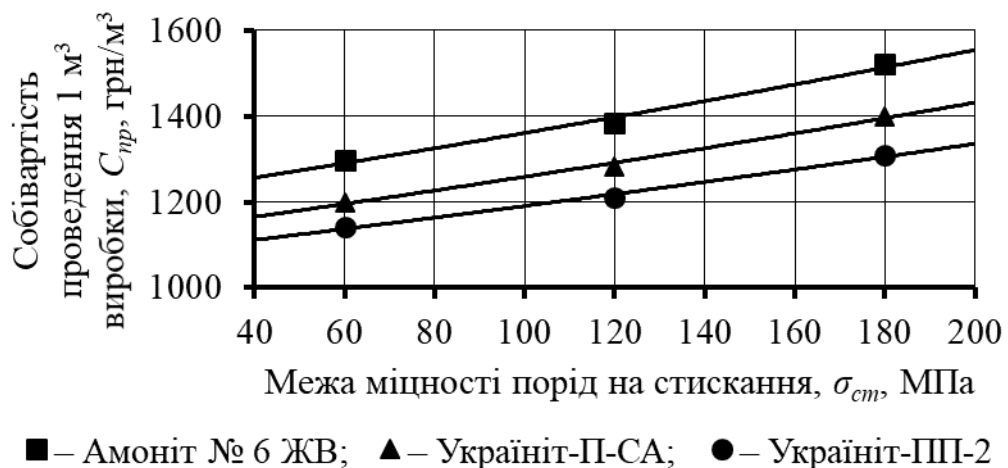


Рисунок 6.1 – Графіки залежності зміни собівартості проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 1 в залежності від межі міцності порід на стискання

Як видно з графіку (рис. 6.1), при застосуванні патрованої ЕВР Україніт-П-СА, собівартість проведення  $1 \text{ м}^3$  зменшується на 11 – 12% (на 100 – 120 грн/ $\text{м}^3$ ), а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – на 17 – 19% (на 155 – 210 грн/ $\text{м}^3$ ), відносно використання патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ. Це



вказує на те, що на собівартість проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки істотно впливають міцність порід та параметри БПР. Якщо порівняти собівартість  $1 \text{ м}^3$  виробки при використанні патрованої ЕВР Україніт-П-СА та наливної Україніт-ПП-2, то при застосуванні останньої спостерігається зниження собівартості на 7 – 9% (на 55 – 90 грн/м<sup>3</sup>) відносно першої.

Подальші дослідження результатів дозволили отримати графіки залежності зміни собівартості проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 2 в залежності від межі міцності порід на стискання при використанні патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що подано на рис. 6.2.

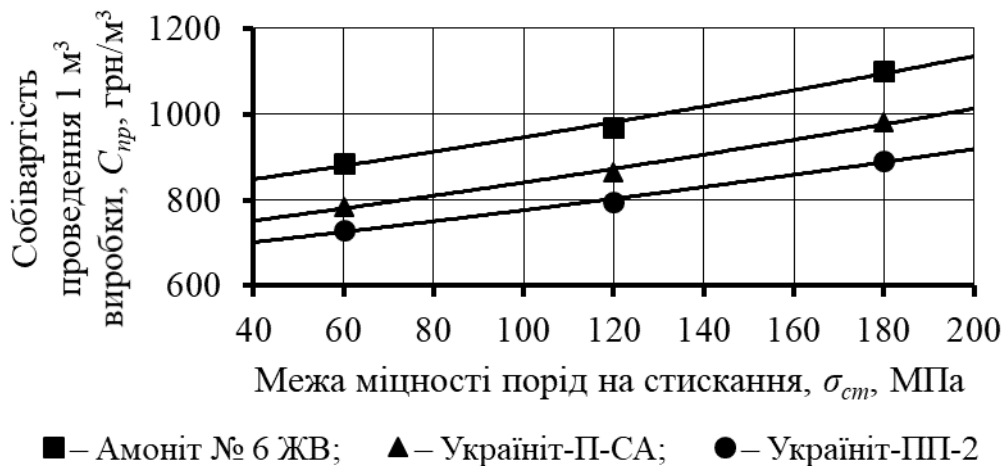


Рисунок 6.2 – Графіки залежності зміни собівартості проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки за варіантом № 2 в залежності від межі міцності порід на стискання

Із графіку видно (рис. 6.2), що при застосуванні патрованої ЕВР Україніт-П-СА, собівартість проведення  $1 \text{ м}^3$  зменшується на 10 – 12% (на 100 – 120 грн/м<sup>3</sup>), а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – на 17 – 19% (на 150 – 210 грн/м<sup>3</sup>), відносно патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ. Це вказує на те, що на величину собівартості проведення  $1 \text{ м}^3$  горизонтальної підготовчої виробки істотно впливають міцність порід і параметри БПР. Якщо порівняти собівартість  $1 \text{ м}^3$  виробки при використанні патрованої ЕВР Україніт-П-СА і наливної Україніт-ПП-2, то при застосуванні

останньої спостерігається зниження собівартості на 7 – 9% (на 60 – 90 грн/м<sup>3</sup>) відносно першої. Це пов'язано з меншою ціною за 1 кг наливної ЕВР Україніт-ПП-2 відносно патрованої ЕВР Україніт-П-СА, при достатньо наближених їх детонаційних характеристиках. Подальший аналіз залежностей, які подано на рис. 6.1 і 6.2 дозволив встановити, що собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> виробки при використанні прохідницького обладнання, до складу якого входить УБШ-227 і ППН-3А, має на 25 – 35% більші значення ніж при використанні Boomer S1D і EST-3,5.

Провівши апроксимацію максимальних значень за графіками (рис. 6.1 і 6.2), отримано емпіричну залежність зміни величини собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки в залежності від межі міцності порід на стискання при використанні вітчизняного та закордонного прохідницького обладнання із застосуванням патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2

$$C_{np} = K_{ГО} \cdot K_{BP} \cdot e^{0,0015 \cdot \sigma_{cm}}, \text{ грн/м}^3, \quad (6.19)$$

де  $K_{ГО}$  – коефіцієнт, що враховує склад гірничопрохідницького обладнання: при використанні комплексу до складу якого належить вітчизняне обладнання  $K_{ГО} = 1,0$ , при використанні закордонного обладнання  $K_{ГО} = 0,7$ ;  $K_{BP}$  – коефіцієнт, що враховує тип ВР, для патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ  $K_{BP} = 1160$ , для патрованої ЕВР Україніт-П-СА  $K_{BP} = 1070$ , для наливної ЕВР Україніт-ПП-2  $K_{BP} = 1000$ ;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання  $\geq 40$  МПа.

Порівняння значення собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки, що розраховано за формулою (6.19) із значеннями, що подано у табл. 6.6 і 6.7, дає розбіжність результатів до  $\pm 5\%$ . Це вказує на високу достовірність результатів і дозволяє використовувати формулу (6.19) для визначення орієнтовної собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки.

Таким чином, визначенням економічної ефективності при проведенні гірничих виробок за допомогою ЕВР встановлено, що на собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> впливає не тільки тип ВР і гірничопрохідницьке обладнання, а і параметри БПР. Порівнянням значень собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> при використанні вітчизняного та закордонного прохідницького обладнання, встановлено, що при застосуванні патрованої ЕВР

Україніт-П-СА, собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> зменшується на 100 – 120 грн/м<sup>3</sup>, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – на 150 – 210 грн/м<sup>3</sup>, відносно патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ. Подальшими дослідженнями отримано загальну емпіричну залежність за допомогою якої можна розрахувати собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> горизонтальної підготовчої виробки в залежності від межі міцності порід на стискання при використанні вітчизняного та закордонного прохідницького обладнання із застосуванням патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що змінюється за експонентною залежністю.

*Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні підготовчих виробок в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК».* Параметри БПР (див. табл. 4.2), що розраховано за розробленою методикою (рекомендації з обґрунтування параметрів БПР при проведенні підготовчих і нарізних виробок в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» від 26.05.2021, що подано у Додатку Б) для проведення орту горизонту 910 м в умовах шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК» (див. табл. 4.1) за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 показали добрі результати подрібнення руди після підривання вибою виробки (рис. 4.5). Згідно діючих на підприємстві паспортів БПР для проведення виробок з межею міцності на стискання 50 – 70 МПа у якості ВР використовують патровану ЕВР Україніт-П-СА. Тому для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виконаємо розрахунок собівартості проведення 1 м виробки за отриманою узагальнюючою формулою (6.19). Вихідні дані для розрахунку: площа поперечного перерізу орту – 12,8 м<sup>2</sup>, гірничопрохідницький комплекс складається з гірничого обладнання закордонного виробництва, ВР – патрована ЕВР Україніт-П-СА та наливна ЕВР Україніт-ПП-2, межа міцності руди на стискання 70 МПа. Собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> орту із використанням патрованої ЕВР Україніт-П-СА складає 832 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 778 грн. Витрати на проведення 1 м орту при використанні патрованої ЕВР Україніт-П-СА складають 10649,6 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 9958,4 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні орту складе 691,2 грн на 1 м, а собівартість проведення 1 м виробки знизиться до 7%.

*Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні гірничих виробок в умовах шахти «Криворізька» АТ «КЗРК».* Згідно діючих на підприємстві паспортів БПР для проведення квершлягу «Північний вентиляційний» горизонту 1390 м у породах з межею міцності на стискання 160 – 180 МПа у якості ВР використовують патронований Амоніт №6 ЖВ та розсипну ВР Грамоніт 79/21. Тому для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виконаємо розрахунок собівартості проведення 1 м виробки за формулою (6.19). Вихідні дані для розрахунку: площа поперечного перерізу квершлягу – 10,32 м<sup>2</sup>, гірничопрохідницький комплекс складається з гірничого обладнання вітчизняного виробництва, ВР – патронований Амоніт №6 ЖВ та розсипна ВР Грамоніт 79/21 і наливна ЕВР Україніт-ПП-2, межа міцності порід на стискання 180 МПа. Собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> квершлягу із використанням патронованого Амоніту №6 ЖВ та розсипної ВР Грамоніт 79/21 складає 1520 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 1310 грн. Витрати на проведення 1 м квершлягу при використанні патронованого Амоніту №6 ЖВ та розсипної ВР Грамоніт 79/21 складають 15686,4 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 13519,2 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні квершлягу складе 2167,2 грн на 1 м, а собівартість проведення 1 м виробки знизиться до 14%.

*Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні гірничих виробок в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка».* За діючими на підприємстві паспортами БПР для проведення головного квершлягу горизонту 1500 м у породах з межею міцності на стискання 180 МПа у якості ВР використовують патроновану ЕВР Україніт П-СА. Тому для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виконаємо розрахунок собівартості проведення 1 м виробки за формулою (6.19). Вихідні дані для розрахунку: площа поперечного перерізу квершлягу – 17,5 м<sup>2</sup>, гірничопрохідницький комплекс складається з гірничого обладнання вітчизняного виробництва, ВР – патронована ЕВР Україніт П-СА і наливна ЕВР Україніт-ПП-2, межа міцності порід на стискання 180 МПа. Собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> квершлягу із використанням патронованої ЕВР

Україніт П-СА складає 1402 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 1310 грн. Витрати на проведення 1 м квершлягу при використанні патрованої ЕВР Україніт П-СА складуть 24535,0 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 22925,0 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні квершлягу складе 1610,0 грн на 1 м, а собівартість проведення 1 м виробки знизиться до 6,5%.

Результати розрахунку ефективності використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні гірничих виробок в умовах залізрудних шахт України подано у табл. 6.7.

Таблиця 6.7 – Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при проведенні гірничих виробок в умовах залізрудних шахт України

Варіант	Межа міцності порід на стискання, МПа	Площа поперечного перерізу виробки, м <sup>2</sup>	ВР	Собівартість проведення виробки, грн/м	Економічна ефективність, грн/м
<i>Буровий орт горизонту 910 м шахта «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК»</i>					
Базовий	50 – 70	12,8	Україніт П-СА	10649,60	691,20
Пропонований			Україніт-ПП-2	9958,40	
<i>Квершлаг «Північний вентиляційний» горизонт 1390 м шахта «Криворізька» АТ «КЗРК»</i>					
Базовий	160 – 180	10,32	Амоніт №6 ЖВ, Грамоніт 79/21	15686,40	2167,20
Пропонований			Україніт-ПП-2	13519,20	
<i>Головний квершлаг горизонту 1500 м шахта «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка»</i>					
Базовий	180	17,5	Україніт П-СА	24535,00	1610,00
Пропонований			Україніт-ПП-2	22925,00	

### **6.3. Результати розрахунку економічної ефективності при виконанні очисних робіт**

Показники вилучення руди у більшості випадків повністю або майже повністю залежать від очисних робіт. Якщо прийняти трудові витрати на очисні роботи за 100%, то на частку безпосередньо відбивання масиву припадає від 20% до 80%, що в основному залежить від прийнятої системи розробки та фізико-механічних властивостей руди. Виконаним аналізом технологічних схем ведення очисних робіт, що подано у табл. 1.4, встановлено, що відбивання залізних руд на шахтах України здійснюється вертикальними шарами за допомогою висхідних віял свердловин. Отже, економічну ефективність виконання очисних робіт, а саме відбивання масиву, можна визначати за об'ємом шару руди, що висаджується. Як відомо собівартість відбивання шару руди включає в себе розрахунок суми всіх витрат на буріння свердловин та їх заряджання ВР, що припадає на 1 т руди, але найбільш об'єктивним показником є собівартість 1 м<sup>3</sup> руди. Для отримання коректних результатів собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди необхідно визначитися з вихідними даними для розрахунку. На результати розрахунку економічної ефективності при відбивання шару руди за допомогою БПР впливають наступні вихідні дані:

- гірничо-геологічні умови, а саме параметри шару руди, що висаджується, міцність і тріщинуватість масиву руди;
- параметри БПР, до яких відноситься діаметр, сумарна довжина та кількість свердловин у шарі руди, тип ВР, ЛНО і відстань між вибоями свердловин;
- гірниче обладнання, що буде використовуватись для буріння та заряджання свердловин.

Проведеним аналізом гірничо-геологічних умов видобування залізних руд на шахтах України, який подано у розділі 1.1, встановлено, що межа міцності руди на стискання коливається від 30 до 200 МПа. Тому для встановлення характеру зміни собівартості відбивання руди в залежності від її міцності, для розрахунку приймаємо межу міцності руди на стискання 60, 120 і 180 МПа. Подальшим аналізом виробничої діяльності шахт встановлено, що відбивання руди здійснюється свердловинами

діаметром 0,089 – 0,11 м шарами шириною 15 – 30 м і висотою 20 – 35 м. Довжина шару руди, що відбивається, дорівнює величині ЛНО. Параметри БПР розраховуються за допомогою розробленої методики за кондиційним куском руди, що подано у розділі 5.3, для вище наведеної міцності руд із використанням розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО і наливної ЕВР Україніт-ПП-2, з урахуванням фізико-механічних властивостей масиву та детонаційних характеристик ВР.

Аналізом використання бурових верстатів і зарядних машин, які застосовуються при відбиванні руди в умовах залізорудних шахт України, який подано у розділі 1.1, встановлено, що шахтами Криворізького басейну для буріння свердловин використовують бурові верстати НКР-100 МПА і у поодиноких випадках Simba і DL. Зарядження свердловин розсипною ВР Грамоніт 79/21 або безтритиловою ВР Україніт-АНФО здійснюється за допомогою зарядної машини МТЗ-3, а наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – ПЗМК-500. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» навпаки, в основному для буріння свердловин використовується буровий верстат Simba і DL, і у поодиноких випадках верстати НКР-100 МПА. Для зарядження свердловин розсипною ВР Грамоніт 79/21 або безтритиловою ВР Україніт-АНФО використовується зарядна машина МТЗ-3, а наливною ЕВР Україніт-ПП-2 – RTCh-23, і у деяких випадках ПЗМК-500.

На підставі виконаного аналізу виробничої діяльності залізорудних шахт в області очисних робіт визначимося з вихідними даними для розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди. Розрахунок собівартості відбивання руди виконували для двох варіантів із застосуванням різного бурового і зарядного обладнання з використанням розсипної ВР Грамоніт 79/21, Україніт-АНФО і наливної ЕВР Україніт-ПП-2 для руди з межею міцності на стискання 60, 120 і 180 МПа. Вихідні дані для варіанту № 1: площа поперечного перерізу бурової виробки – 12 м<sup>2</sup>, розміри шару руди, що відбивається, ширина – 20 м і висота – 25 м; межа міцності руди на стискання – 60, 120 і 180 МПа, максимальний кусок руди – 0,7 м, коефіцієнт структурного ослаблення масиву –  $K_c = 0,5$ , діаметр свердловини – 0,105 м, розсипна ВР – Грамоніт 79/21 щільністю 1000 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 3600 м/с, безтритилова ВР Україніт-АНФО щільністю 950 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 3800 м/с та наливна ЕВР Україніт-ПП-2 густиною 1000 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 4900 м/с, буровий верстат – НКР-100 МПА,

зарядна машина – МТЗ-3 і ПЗМК-500. Вихідні дані для варіанту № 2: площа поперечного перетину бурової виробки – 12 м<sup>2</sup>, розміри шару руди, що відбивається, ширина – 20 м і висота – 25 м; межа міцності руди на стискання – 60, 120 і 180 МПа, максимальний кусок руди – 0,7 м, коефіцієнт структурного ослаблення масиву –  $K_c = 0,5$ , діаметр свердловини – 0,102 м, розсипна ВР – Грамоніт 79/21 щільністю 1000 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 3600 м/с, безтротилова ВР Україніт-АНФО щільністю 950 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 3800 м/с та наливна ЕВР Україніт-ПП-2 густиною 1000 кг/м<sup>3</sup> і швидкістю детонації 4900 м/с, самохідний буровий верстат – Simba H1254, зарядна машина – МТЗ-3 і RTCh-23. Результати розрахунку технічних показників відбивання шару руди із використанням різних ВР подано у табл. 6.8.

Таблиця 6.8 – Результати розрахунку технічних показників відбивання руди із використанням різних ВР

Показник	Одиниця виміру	Міцність порід, МПа		
		60	120	180
<i>Розсипна ВР Грамоніт 79/21</i>				
1	2	3	4	5
Об'єм руди у шарі, що висаджується	м <sup>3</sup>	1562	1171	1025
ЛНО	м	3,2	2,4	2,1
Відстань між вибоями свердловин	м	3,2	2,4	2,1
Кількість свердловин	шт.	13	17	19
Сумарна довжина свердловин	м	274	360	403
Сумарна довжина заряду	м	213	300	344
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,102 м	кг/м	8,2	8,2	8,2
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,105 м	кг/м	8,7	8,7	8,7
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг	1747	2460	2821
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг	1853	2610	2993
Витрати тротилових шашок Т-600Г-Ш	шт.	26	34	38
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг/м <sup>3</sup>	1,12	2,10	2,75
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг/м <sup>3</sup>	1,19	2,23	2,92



1	2	3	4	5
<i>Безтротилова ВР Україніт-АНФО</i>				
Об'єм руди у шарі, що висаджується	м <sup>3</sup>	1562	1171	1025
ЛНО	м	3,2	2,4	2,1
Відстань між вибоями свердловин	м	3,2	2,4	2,1
Кількість свердловин	шт.	13	17	19
Сумарна довжина свердловин	м	274	360	403
Сумарна довжина заряду	м	213	300	344
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,102 м	кг/м	7,8	7,8	7,8
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,105 м	кг/м	8,2	8,2	8,2
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг	1661	2340	2683
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг	1747	2460	2821
Витрати тротилових шашок Т-600Г-Ш	шт.	26	34	38
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг/м <sup>3</sup>	1,06	2,00	2,62
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг/м <sup>3</sup>	1,12	2,10	2,75
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>				
Об'єм руди у шарі, що висаджується	м <sup>3</sup>	1952	1464	1269
ЛНО	м	4,0	3,0	2,6
Відстань між вибоями свердловин	м	4,0	3,0	2,6
Кількість свердловин	шт.	11	14	16
Сумарна довжина свердловин	м	231	297	340
Сумарна довжина заряду	м	167	238	278
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,102 м	кг/м	8,2	8,2	8,2
Вага 1 м заряду при діаметрі свердловини 0,105 м	кг/м	8,7	8,7	8,7
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг	1369	1952	2280
Витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг	1453	2071	2419
Витрати тротилових шашок Т-600Г-Ш	шт.	22	28	32
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,102 м	кг/м <sup>3</sup>	0,70	1,33	1,80
Питомі витрати ВР при діаметрі свердловин 0,105 м	кг/м <sup>3</sup>	0,74	1,42	1,91

Розрахунок трудомісткості робіт з буріння свердловин, їх заряджання та підривання, а також визначення витрат енергії та матеріалів за варіантами виконували за формулами, що подано у роботах [200, 267]. Результати розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за окремими статтями калькуляції, згідно варіанту № 1 при застосуванні розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО та наливної ЕВР Україніт-ПП-2 подано у табл. 6.9.

Таблиця 6.9 – Результати розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 1

Найменування статті витрат	Собівартість відбивання 1 м <sup>3</sup> руди, грн/м <sup>3</sup> при міцності руди, МПа		
	60	120	180
<i>Розсипна ВР Грамоніт 79/21</i>			
1	2	3	4
Основна заробітна плата робітників	11,44	41,40	131,85
Додаткова заробітна плата робітників	2,29	8,28	26,37
Єдиний соціальний внесок	5,54	20,07	63,92
Заробітна плата ІТП	12,17	44,06	140,38
Вартість матеріалів	66,65	154,53	489,04
Вартість енергії	7,41	27,12	86,74
Амортизаційні відрахування	0,57	2,06	6,58
Ремонт та обслуговування обладнання	0,20	0,72	2,28
<b>Всього:</b>	<b>106,27</b>	<b>298,24</b>	<b>947,16</b>
<i>Безтритилова ВР Україніт-АНФО</i>			
Основна заробітна плата робітників	11,44	41,40	131,85
Додаткова заробітна плата робітників	2,29	8,28	26,37
Єдиний соціальний внесок	5,54	20,07	63,92
Заробітна плата ІТП	12,17	44,06	140,38
Вартість матеріалів	50,86	124,84	450,15
Вартість енергії	7,41	27,12	86,74
Амортизаційні відрахування	0,57	2,06	6,58
Ремонт та обслуговування обладнання	0,20	0,72	2,28
<b>Всього:</b>	<b>90,48</b>	<b>268,55</b>	<b>908,27</b>
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>			
Основна заробітна плата робітників	7,76	27,25	89,70
Додаткова заробітна плата робітників	1,55	5,45	17,94
Єдиний соціальний внесок	3,76	13,21	43,48
Заробітна плата ІТП	8,26	29,01	95,51

1	2	3	4
Вартість матеріалів	33,28	81,27	305,49
Вартість енергії	5,05	17,90	59,00
Амортизаційні відрахування	0,42	1,42	4,57
Ремонт та обслуговування обладнання	0,15	0,49	1,59
<b>Всього:</b>	<b>60,23</b>	<b>176,00</b>	<b>617,28</b>

Результати розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за окремими статтями витрат, згідно варіанту № 2 при застосуванні розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО та наливної ЕВР Україніт-ПП-2 подано у табл. 6.10.

Таблиця 6.10 – Результати розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 2

Найменування статті витрат	Собівартість відбивання 1 м <sup>3</sup> руди, грн/м <sup>3</sup> при міцності руди, МПа		
	60	120	180
<i>Розсипна ВР Грамоніт 79/21</i>			
1	2	3	4
Основна заробітна плата робітників	3,18	6,74	9,58
Додаткова заробітна плата робітників	0,64	1,35	1,92
Єдиний соціальний внесок	1,54	3,27	4,64
Заробітна плата ІТП	3,37	7,15	10,16
Вартість матеріалів	61,83	115,78	153,08
Вартість енергії	1,36	2,72	3,91
Амортизаційні відрахування	7,91	16,94	25,38
Ремонт та обслуговування обладнання	2,75	5,88	8,82
<b>Всього:</b>	<b>82,58</b>	<b>159,83</b>	<b>217,49</b>
<i>Безтритилова ВР Україніт-АНФО</i>			
Основна заробітна плата робітників	3,18	6,74	9,58
Додаткова заробітна плата робітників	0,64	1,35	1,92
Єдиний соціальний внесок	1,54	3,27	4,64
Заробітна плата ІТП	3,37	7,15	10,16
Вартість матеріалів	47,25	88,42	117,22
Вартість енергії	1,36	2,72	3,91
Амортизаційні відрахування	7,91	16,94	25,38
Ремонт та обслуговування обладнання	2,75	5,88	8,82
<b>Всього:</b>	<b>68,00</b>	<b>132,47</b>	<b>181,63</b>
<i>Наливна ЕВР Україніт-ПП-2</i>			
Основна заробітна плата робітників	2,10	4,38	6,56
Додаткова заробітна плата робітників	0,42	0,88	1,31

1	2	3	4
Єдиний соціальний внесок	1,02	2,12	3,18
Заробітна плата ІТП	2,22	4,65	6,97
Вартість матеріалів	30,51	57,43	78,44
Вартість енергії	0,86	1,78	2,70
Амортизаційні відрахування	5,59	11,63	17,41
Ремонт та обслуговування обладнання	1,94	4,04	6,05
Всього:	<b>44,66</b>	<b>86,91</b>	<b>122,62</b>

У якості прикладу проаналізуємо зміну собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 1 в залежності від межі міцності руди на стискання при використанні розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО та наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що подано на рис. 6.3.

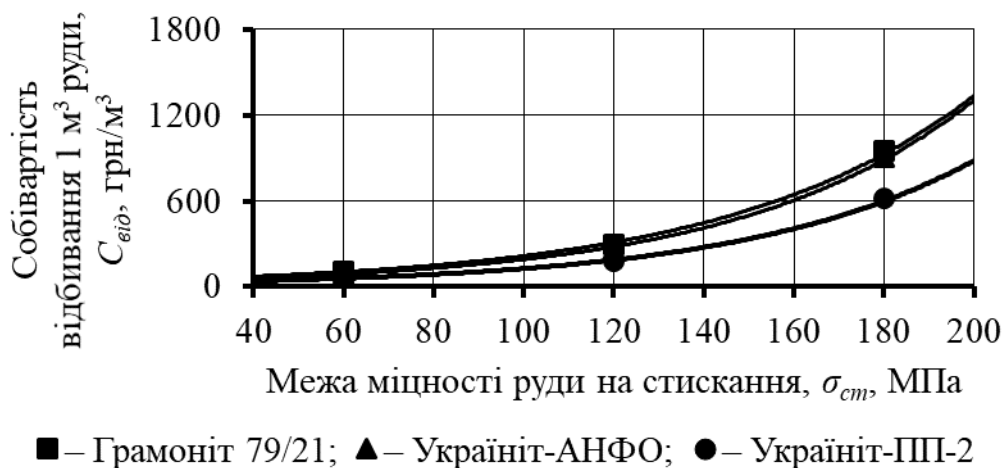


Рисунок 6.3 – Графіки залежності зміни собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 1 в залежності від межі міцності руди на стискання

Як видно з графіку (рис. 6.3), при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та при використанні бурового верстату НКР-100 МПа і зарядної машини ПЗМК-500, собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди межею міцності на стискання 60 – 180 МПа зменшується на 48% (на 55 – 585 грн/м<sup>3</sup>), відносно використання розсипної ВР Грамоніт 79/21, бурового верстату НКР-100 МПа та зарядної машини МТЗ-3. Порівнянням з використанням безтритилової ВР Україніт-АНФО, бурового верстату НКР-100 МПа та зарядної машини МТЗ-3 встановлено, що при застосуванні

наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та при використанні бурового верстату НКР-100 МПА і зарядної машини ПЗМК-500, собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди межею міцності на стискання 60 – 180 МПа зменшується на 32% (на 30 – 291 грн/м<sup>3</sup>). Це вказує на те, що на собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди істотно впливають міцність руди, гірниче обладнання та параметри БПР.

Провівши апроксимацію максимальних значень за залежностями, що подано на рис. 6.3, отримано емпіричну залежність зміни величини собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди в залежності від межі міцності руди на стискання при використанні бурового верстата НКР-100 МПА та зарядних машин МТЗ-3 і ПЗМК-500

$$C_{від} = K_{BP} \cdot e^{0,019 \cdot \sigma_{cm}}, \text{ грн/м}^3, \quad (6.20)$$

де  $K_{BP}$  – коефіцієнт, що враховує тип ВР: при використанні розсипної ВР Грамоніт 79/21  $K_{BP} = 32$ , для безтритилової ВР Україніт-АНФО  $K_{BP} = 28$ , а для наливної ЕВР Україніт-ПП-2  $K_{BP} = 20$ .

Порівнявши значення собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди, що розраховано за формулою (6.20), із значеннями, що подано у табл. 6.9, отримано розбіжність результатів до  $\pm 9\%$ . Це вказує на високу достовірність результатів і дозволяє використовувати формулу (6.20) для визначення собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при використанні бурового верстата НКР-100 МПА та зарядних машин МТЗ-3 і ПЗМК-500.

Подальші дослідження результатів дозволили побудувати графіки залежності зміни собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 2 в залежності від межі міцності руди на стискання при використанні розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО та наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що подано на рис. 6.4.

Як видно з графіку (рис. 6.4), при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та при використанні бурового верстату Simba і зарядної машини RTCh-23 собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди з межею міцністю на стискання від 60 до 180 МПа зменшується на 46% (на 38 – 130 грн/м<sup>3</sup>), відносно використання розсипної ВР Грамоніт 79/21, бурового верстату Simba і зарядної машини МТЗ-3. Порівнянням з використанням безтритилової ВР Україніт-АНФО, бурового верстату НКР-100 МПА та зарядної машини МТЗ-3 встановлено, що при

застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 та при використанні бурового верстату Simba і зарядної машини RTCh-23, собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди межею міцності на стискання 60 – 180 МПа зменшується на 32% (на 23 – 60 грн/м<sup>3</sup>). Це вказує на те, що на собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди істотно впливають міцність руди, комплекси гірничого обладнання та параметри БПР.

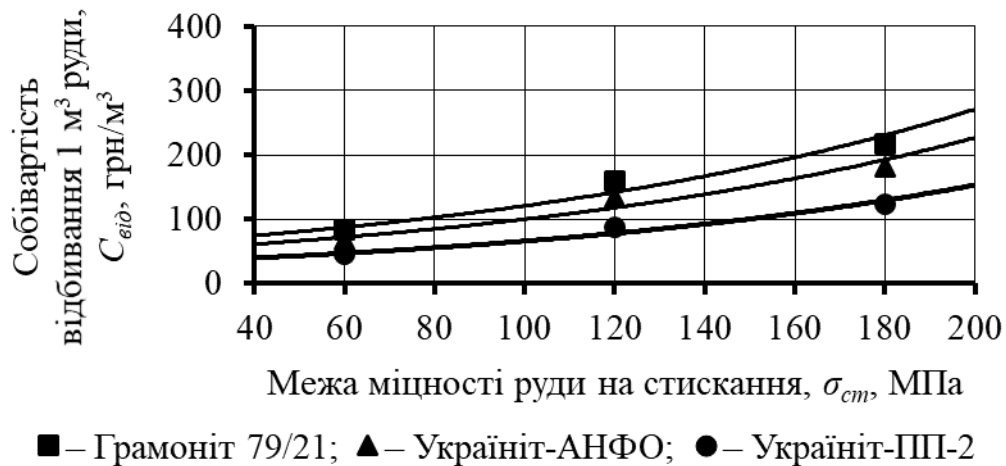


Рисунок 6.4 – Графіки залежності зміни собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди за варіантом № 2 в залежності від межі міцності руди на стискання

Провівши апроксимацію максимальних значень, що подано на рис. 6.4, отримано емпіричну залежність зміни величини собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди в залежності від межі міцності руди на стискання при використанні бурових верстатів Simba та зарядних машин МТЗ-3 і RTCh-23

$$C_{від} = K_{ВР} \cdot e^{0,008 \cdot \sigma_{ст}}, \text{ грн/м}^3, \quad (6.21)$$

де  $K_{ВР}$  – коефіцієнт, що враховує тип ВР: при використанні розсипної ВР Грамоніт 79/21  $K_{ВР} = 55$ , для безтритилової ВР Україніт-АНФО  $K_{ВР} = 44$ , а для наливної ЕВР Україніт-ПП-2  $K_{ВР} = 30$ .

Порівнявши значення собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди, що розраховано за формулою (6.21) із значеннями, що подано у табл. 6.10, отримано розбіжність результатів до  $\pm 10\%$ . Це вказує на високу достовірність результатів і дозволяє використовувати формулу (6.21) для визначення орієнтовної собівартості

відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при використанні бурового верстата Simba та зарядних машин МТЗ-3 і RTCh-23.

Таким чином, визначення економічної ефективності при відбиванні масиву за допомогою ЕВР дозволило встановити, що на собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди впливає не тільки тип ВР і гірниче обладнання, а і параметри БПР. Порівнянням значень собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при застосуванні бурових верстатів НКР-100 МПА і Simba, та зарядних машин МТЗ-3, ПЗМК-500 і RTCh-23, встановлено, що при використанні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди зменшується у середньому до 48% відносно розсипної ВР Грамоніт 79/21, а відносно безтритилової ВР Україніт-АНФО – до 32%. Подальшими дослідженнями отримано емпіричні формули розрахунку собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при застосуванні вітчизняних і закордонних бурових верстатів та зарядних машин із використанням розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтритилової ВР Україніт-АНФО і наливної ЕВР Україніт-ПП-2, що змінюються за експонентною залежністю.

*Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні руди в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка».* Рекомендовані параметри БПР для відбивання руди в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» при відпрацюванні блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м (див. табл. 5.1), що розраховано за удосконаленою методикою (рекомендації з обґрунтування параметрів БПР при відбиванні руди впроваджено з 10.03.2020 в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка», що подано у Додатку Б) із використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2, показали добрі результати подрібнення руди після підривання віял свердловин. При веденні очисних робіт шахтами ПрАТ «Суха Балка» у якості штатних використовуються гранульовані ВР. Тому для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виконаємо розрахунок собівартості відбивання 1 т руди за отриманою узагальнюючою формулою (6.20) в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» при відпрацюванні експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м. Вихідні дані для розрахунку: межа міцності руди на стискання

90 МПа, щільність руди – 3,75 т/м<sup>3</sup>, запас блоку – 75000 т, ВР – безтритилова ВР Україніт-АНФО та наливна ЕВР Україніт-ПП-2, буровий верстат НКР-100 МПА, зарядні машини МТЗ-3 та ПЗМК-500. Собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО дорівнює 155 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 111 грн. Витрати на 1 т руди за блоком становить при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО – 41,3 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 29,6 грн. Собівартість видобутку запасів руди за блоком при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО – 3097500 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 2220000 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні запасів руди експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» складе 877500 грн, при цьому собівартість відбивання 1 т руди знизилася до 28%.

Для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 для умов шахти «Ім. Фрунзе» ПрАТ «Суха Балка» при відпрацюванні експериментального блоку в маркшейдерських осях 25 – 33 покладу «Дружба» на горизонті 1150 м виконаємо розрахунок собівартості відбивання 1 т руди за формулою (6.20). Вихідні дані для розрахунку: межа міцності руди на стискання 150 МПа, щільність руди – 4,22 т/м<sup>3</sup>, запас блоку – 300000 т, ВР – безтритилова ВР Україніт-АНФО та наливна ЕВР Україніт-ПП-2, буровий верстат НКР-100 МПА, зарядні машини МТЗ-3 та ПЗМК-500. Собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО дорівнює 484 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 346 грн. Витрати на 1 т руди за блоком становлять при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО – 114,7 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 82,0 грн. Собівартість відбивання запасів руди за блоком при використанні безтритилової ВР Україніт-АНФО – 34410000 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 24600000 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відпрацюванні запасів руди експериментального блоку в маркшейдерських осях 25 – 33 покладу «Дружба» на горизонті 1150 м в умовах шахти «Ім. Фрунзе»



ПрАТ «Суха Балка» склало 9810000 грн, при цьому собівартість відбивання 1 т руди знизилася до 29%.

Впродовж 2020 року впровадження технології застосування наливної ЕВР Україніт-ПП-2 було поширено на інші видобувні блоки шахт «Ім. Фрунзе» та «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» при відпрацюванні запасів покладів «Дружба» та «Головний». Впровадження запропонованих технологій призвело до збільшення обсягів використання у ПрАТ «Суха Балка» наливної ЕВР Україніт-ПП-2 майже у 6 разів, з 189,69 т на у 2019 році до 1093,9 т у 2020 році (акт впровадження наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при видобуванні руд на шахтах ПрАТ «Суха Балка» від 30.12.2021, що подано у Додатку Б). Із використанням технології ведення БПР за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за 2020 рік шахтами ПрАТ «Суха Балка» видобуто 2,554 млн т руди, що дозволило отримати економічний ефект розміром 29,88 млн грн.

*Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні магнетитових кварцитів в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК».* Рекомендовані параметри БПР для відбивання магнетитових в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» при підриванні віяла свердловин №2, бурової камери №2, бурового орту (-28) осі, горизонту 462 м, експериментального блоку (-26) – (-32) осей покладу «Південно-Магнетитовий» (див. табл. 5.2), які розраховано за методикою, що подано у розділі 5.2 із використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2, показали добрі результати подрібнення магнетитових кварцитів після підривання віяла свердловин. При веденні очисних робіт на шахті «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» у якості штатної ВР використовується ВР Грамоніт 79/21. Тому для встановлення економічної ефективності при переході на використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 виконаємо розрахунок собівартості відбивання 1 т магнетитових кварцитів за формулою (6.20) в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» при підриванні віяла свердловин №2, бурової камери №2, бурового орту (-28) осі, горизонту 462 м, експериментального блоку (-26) – (-32) осей покладу «Південно-Магнетитовий». Вихідні дані для розрахунку: межа міцності магнетитових кварцитів на стискання 180 – 200 МПа, щільність – 3,39 т/м<sup>3</sup>, запаси, що відбиваються – 3200 т, ВР – Грамоніт 79/21 та наливна ЕВР Україніт-ПП-2, буровий верстат НКР-100 МПА, зарядні машини МТЗ-3 та ПЗМК-

500. Собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> магнетитових кварцитів при використанні ВР Грамоніт 79/21 дорівнює 1430 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 894 грн. Витрати на 1 т магнетитових кварцитів за шаром становлять при використанні ВР Грамоніт 79/21 – 421,8 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 263,7 грн. Собівартість відбивання запасів магнетитових кварцитів за шаром при використанні ВР Грамоніт 79/21 складає 1349760 грн, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – 843840 грн. Економічна ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при підриванні віяла свердловин №2, бурової камери №2, бурового орту (-28) осі, горизонту 462 м, експериментального блоку (-26) – (-32) осей покладу «Південно-Магнетитовий» в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» склала 505920 грн, при цьому собівартість відбивання 1 т магнетитових кварцитів знизилася до 37%.

Результати розрахунку ефективності використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні руди в умовах залізородних шахт України подано у табл. 6.11.

Таблиця 6.11 – Ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 при відбиванні руди в умовах залізородних шахт України

Варіант	Межа мцності руди на стискання, МПа	Щільність руди, т/м <sup>3</sup>	Запаси руди, що відбиваються, тис. т	ВР	Собівартість відбивання запасів руди, грн	Економічна ефективність, тис. грн
<i>Блок в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головний» на горизонті 1340 м шахта «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка»</i>						
Базовий	90	3,75	75	Україніт-АНФО	3097500	877,50
Пропонований				Україніт-ПП-2	2220000	
<i>Блок в маркшейдерських осях 25 – 33 покладу «Дружба» на горизонті 1150 м шахта «Ім. Фрунзе» ПрАТ «Суша Балка»</i>						
Базовий	150	4,22	300	Україніт-АНФО	34410000	9810,00
Пропонований				Україніт-ПП-2	24600000	
<i>Підривання віяла свердловин №2, бурової камери №2, бурового орту (-28) осі, горизонту 462 м, експериментального блоку (-26) – (-32) осей покладу «Південно-Магнетитовий» в умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК»</i>						
Базовий	180 – 200	3,39	3,2	Грамоніт 79/21	1349760	505,92
Пропонований				Україніт-ПП-2	843840	

#### **6.4. Екологічна оцінка використання емульсійних вибухових речовин при видобуванні руди підземним способом**

Угода про асоціацію України з Європейським союзом передбачає введення європейських стандартів і норм у сфері охорони довкілля, зокрема охорони атмосферного повітря. Гірничорудна промисловість є основним джерелом сировинних ресурсів для металургійних підприємств, та нажаль, вона становить екологічну загрозу для об'єктів навколишнього середовища. Тривалий видобуток залізних руд призвів до підвищення рівнів забрудненості атмосферного повітря, водних об'єктів, земельних угідь, накопичення значної кількості промислових відходів, що значно знижує рівень екологічної безпеки в гірничо-видобувних регіонах України. Видобування залізних руд підземним способом здійснюється за допомогою БПР із використанням різних ВР, при застосуванні яких рудникове повітря забруднюється продуктами вибуху та залізорудним пилом, і далі викидається без будь-якого очищення в атмосферу та становить небезпеку усім компонентам довкілля, що оточують шахти. Ці викиди негативно впливають на об'єкти довкілля, і у першу чергу, на здоров'я населення та на біоту прилеглих територій.

Для зниження негативного впливу на навколишнє середовище, особливо на атмосферне повітря, та згідно з Цільовою регіональною програмою переходу гірничо-збагачувальних комбінатів на безтритилові ВР, гірничі підприємства з відкритим способом розробки вже у 2011 року використовували ЕВР об'ємом 99% від річних потреб. Що стосується гірничих підприємств з підземним способом розробки, то до 2008 року всіма залізорудними шахтами України для виконання підривних робіт, що пов'язані з видобуванням руд, використовувались тритиловмісні ВР. Враховуючи високу вартість промислових тритиловмістких ВР та їх технологічну і екологічну небезпеку, доцільним є застосування таких аналогів, що виготовляються безпосередньо на місцях ведення підривних робіт і є більш безпечними та екологічними. Тому, для підвищення екологічної безпеки, з 2009 року на базовому підприємстві ПрАТ «ЗЗРК» почалося впровадження екологічно

чистої ЕВР типу «Україніт» і безтритилових ВР. Річний об'єм споживання шахтами ПрАТ «ЗЗРК» безтритилових ВР і ЕВР типу «Україніт» у 2009 році складав 16% від річних витрат ВР, а вже у 2020 році зріс до 78%.

Як відомо, після проведення підричних робіт, що пов'язані з підземним видобуванням руди, забруднене повітря з шахт надходить без очищення у атмосферу через вентиляційні стволи, тому, що дотепер не існує ефективного обладнання для вловлювання та нейтралізації газів, які викидаються в значних обсягах. Протягом 2006 – 2010 рр. проведено виміри концентрації шкідливих газів у пробах повітря навколо вентиляційних стволів шахт ПрАТ «ЗЗРК» та розраховано розподіл приземних концентрацій сумарного впливу. З 2009 по 2011 рік досліджено токсико-мутагенну активність атмосферного повітря навколо джерел викиду за допомогою тесту «стерильність пилку рослин». Для визначення техногенного впливу на процеси онтогенезу озимої пшениці у 2011 році виконувались дослідження значень величин лінійних розмірів і вагових показників пшениці поблизу вентиляційних стволів, а також виконувався аналіз значень величин біологічних ознак пророслих зерен пшениці.

У результаті аналізу результатів досліджень встановлено, що рудникове повітря, яке надходить у атмосферу з вентиляційних стволів, негативно впливає на розвиток як вищих рослин, так і зернових культур. Зі збільшенням відстані від джерела викиду, вплив рудникового повітря на флору знижується. Проведені у 2016 році дослідження за допомогою фізико-хімічного аналізу та біологічної оцінки стану атмосферного повітря дозволили встановити зниження концентрації шкідливих речовин, що виділяються в атмосферне повітря при веденні БПР за допомогою ЕВР [197, 198]. На основі запропонованої методики у 2017 – 2018 рр. виконано розрахунки і проведено екологічну оцінку стану атмосферного повітря навколо шахтних вентиляційних стволів [199, 265]. Це дозволило встановити залежність зменшення техногенного впливу на атмосферне повітря та зниження індексу екологічної небезпеки до 35%. Результати досліджень зміни стану атмосферного повітря на території промислового майданчику ПрАТ «ЗЗРК» у повному обсязі подано у роботах [269–272].

Таким чином, виникає науково-практичний інтерес у встановленні техногенного впливу та індексу екологічної небезпеки на атмосферне повітря при зростанні обсягів річного споживання ЕВР і безтротилових ВР до 78% від загальних річних витрат. Для екологічної оцінки використання ЕВР шахтами ПрАТ «ЗЗРК» при видобуванні залізної руди виконаємо порівняння зміни концентрації шкідливих газів при використанні 100% тротиловмісних ВР у 2008 році, та при використанні 22% тротиловмісних ВР і 78% ЕВР типу «Україніт» у 2020 році. Після чого виконаємо розрахунок зміни індексу екологічної небезпеки, що дозволить встановити екологічну оцінку використання ЕВР типу «Україніт» в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК».

Для отримання якісної і кількісної оцінки поширення сумарного впливу екологічно небезпечних речовин на атмосферне повітря навколо вентиляційних стволів ПрАТ «ЗЗРК», виконували розрахунки приземної концентрації екологічно небезпечних речовин у програмі «ОНД-86 Калькулятор». Програма призначена для розрахунку полів концентрацій шкідливих речовин у атмосфері без врахування впливу забудови. В основу програмного забезпечення покладено норми, які встановлює діюча в Україні методика розрахунку концентрацій у атмосферному повітрі шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємств [273]. Цих норм дотримуються при проектуванні підприємств, а також при нормуванні викидів у атмосферу діючих та реконструйованих підприємств. Норми призначені для розрахунку приземних концентрацій у двометровому шарі над поверхнею землі, а також вертикального розподілу концентрацій. Ступінь небезпеки забруднення атмосферного повітря характеризується найбільшим розрахованим значенням концентрацій, відповідним несприятливим метеорологічним умовам, у тому числі небезпечної швидкості вітру. Вони не поширюються на розрахунок концентрацій на далеких (понад 100 км) відстанях від джерела викиду.

Як приклад розглянемо формування полів приземної концентрації сумарного впливу екологічно небезпечних речовин у частках одиниць (ч.о.) гранично допустимої концентрації (ГДК) від джерела викиду. До розрахунку приймали наступні вихідні дані: коефіцієнт стратифікації атмосфери  $A = 200$ , коефіцієнт

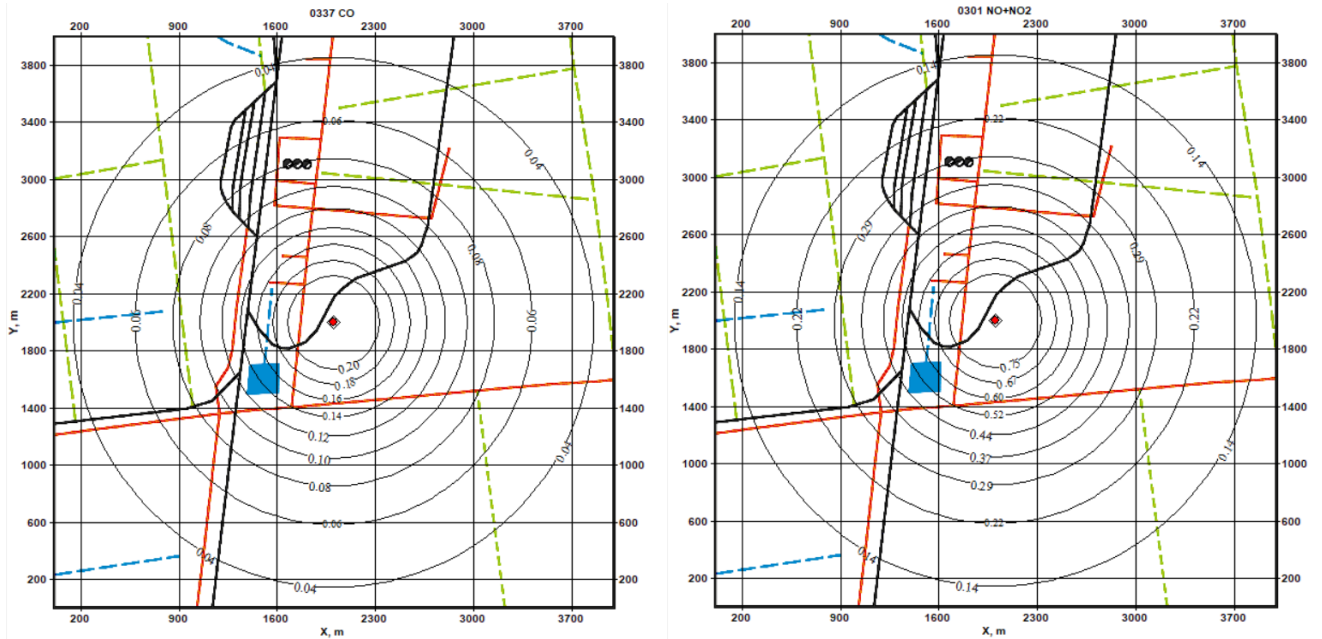
рельєфу місцевості  $\eta = 1,03$ , середня максимальна температура повітря найбільш жаркого місяця року, що дорівнює  $33,8\text{ }^{\circ}\text{C}$ , середня максимальна температура повітря найбільш холодного місяця року, що дорівнює  $-4,3\text{ }^{\circ}\text{C}$ , середня швидкість вітру дорівнює  $9\text{ м/с}$ . Екологічно небезпечні речовини: оксид вуглецю – ГДК м/р  $5\text{ мг/м}^3$ , клас безпеки 4, коефіцієнт осідання 1, коефіцієнт потенціювання – 0,9; оксид і діоксид азоту – ГДК м/р  $0,085\text{ мг/м}^3$ , клас безпеки 2, коефіцієнт осідання 1, коефіцієнт потенціювання 1,3. Джерела викиду: 3 вентиляційні стволи – північний вентиляційний ствол (ПнВС), дренажний вентиляційний ствол (ДВС) і південний вентиляційний ствол (ПдВС). За даними служби охорони навколишнього середовища ПрАТ «ЗЗРК» інтенсивність викидів екологічно небезпечних речовин з вентиляційних стволів, подано у табл. 6.12.

Таблиця 6.12 – Інтенсивність викидів екологічно небезпечних речовин з вентиляційних стволів

Рік	Продуктивність вентилятора, м <sup>3</sup> /с	Інтенсивність викиду	
		СО	NO+NO <sub>2</sub>
		г/с	г/с
<i>Північний вентиляційний ствол (ПнВС)</i>			
2008	217	6,944	0,456
2020	250	1,551	0,429
<i>Дренажний вентиляційний ствол (ДВС)</i>			
2008	232	8,120	0,255
2020	180	1,116	0,309
<i>Південний вентиляційний ствол (ПдВС)</i>			
2008	257	7,967	0,514
2020	230	1,427	0,394

Розглянемо формування полів приземних концентрацій екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту навколо ПдВС у 2008 і 2020 році, що відповідає несприятливим метеорологічним умовам з урахуванням середньорічної швидкості вітру, що подано на рис. 6.5.

а



б

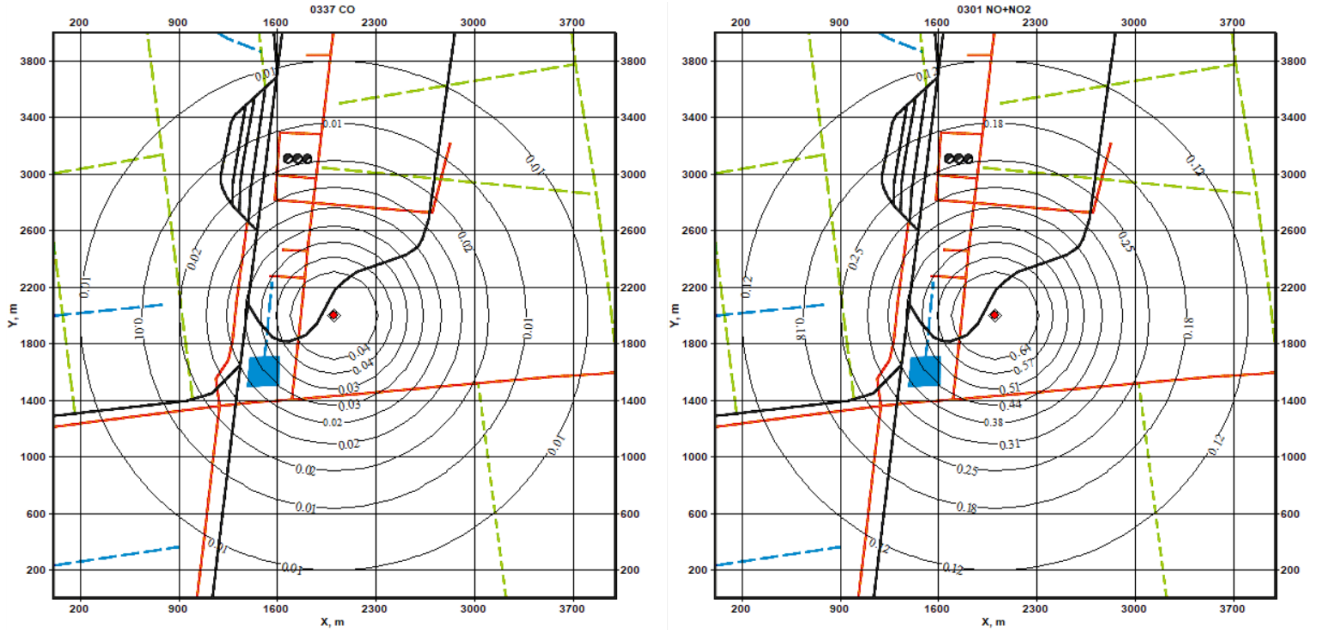


Рисунок 6.5 – Поля приземних концентрацій екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту навколо ПдВС у 2008 (а) і 2020 (б) році

Загальну картину зміни величини приземної концентрації екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту зі збільшенням відстані від джерела викиду можна спостерігати за зміною їх концентрації у частках

одиниць ГДК (рис. 6.6). Аналізом значень приземних концентрацій екологічно небезпечних речовин встановлено, що максимальна концентрація екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту була у 2008 році коли протягом року на підземних гірничих роботах використовували 100% тротиловмісних ВР. При використанні протягом 2020 року 78% ЕВР типу «Україніт» і 22% тротиловмісних ВР від загальних витрат ВР, значення максимальних концентрацій екологічно небезпечних речовин у порівнянні з 2008 роком знизились, для оксиду вуглецю в 5,0 – 5,5 разів, а оксиду і діоксиду азоту в 1,2 – 1,3 рази. Це вказує на те, що при використанні на підземних гірничих роботах ЕВР типу «Україніт» призводить до зменшення концентрацій екологічно небезпечних речовин та знижує техногенне навантаження на атмосферне повітря. Остаточний результат екологічної оцінки використання ЕВР при видобуванні руди підземним способом буде встановлено після розрахунку індексу екологічної безпеки.

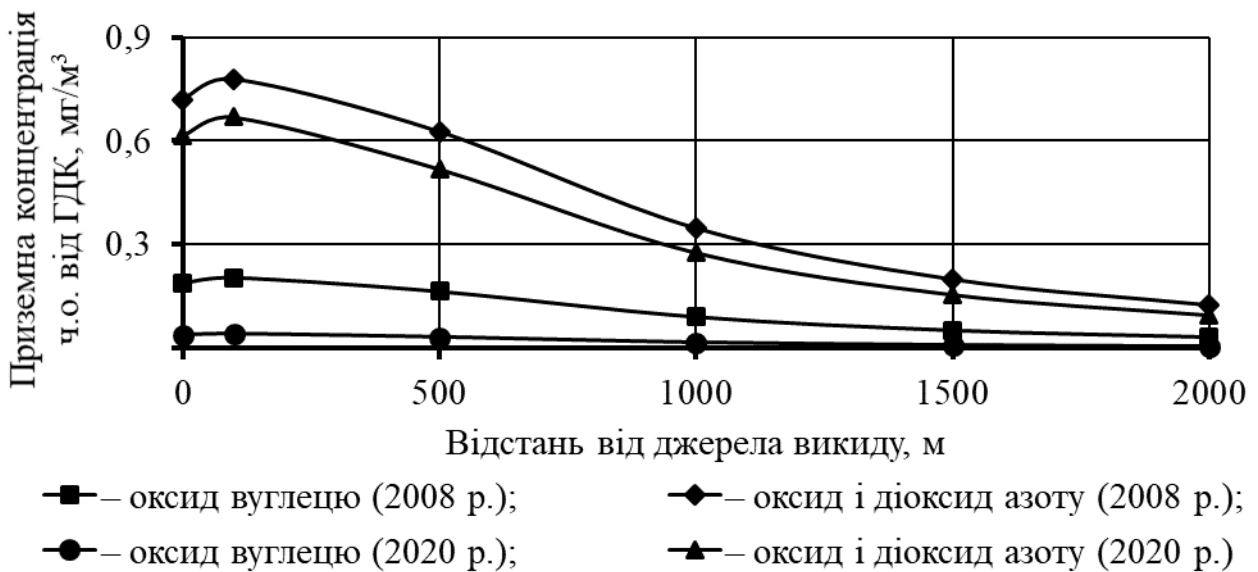


Рисунок 6.6 – Характер зміни приземних концентрацій екологічно небезпечних речовин від відстані до ПдВС

Визначення рівня екологічної безпеки виконували за допомогою методики, що подано у роботах [265, 269, 274], яка враховує ризик для здоров'я населення, яке



зазнає негативного впливу забруднюючих речовин, що виділяються при застосуванні ВР.

Коефіцієнт екологічної небезпеки можливої появи у живих організмів неканцерогенних ефектів від впливу розглянутих забруднюючих речовин

$$HQ_i = \frac{C_i}{RfC}, \quad (6.22)$$

де  $C_i$  – рівень впливу  $i$ -ої речовини, мг/м<sup>3</sup>;  $RfC$  – безпечний рівень впливу, мг/м<sup>3</sup>.

Індекс небезпеки від комбінованого впливу екологічно небезпечних речовин

$$HI = \sum HQ_i. \quad (6.23)$$

Результати розрахунку коефіцієнтів та індексів небезпеки для об'єктів навколишнього середовища при використанні 100% тротиловмісних ВР і 78% ЕВР та 22% тротиловмісних ВР подано у табл. 6.13.

Таблиця 6.13 – Результати розрахунку коефіцієнтів та індексів небезпеки використання ВР

Показник	Відстань від джерела викиду (ПдВС), м				
	100	500	1000	1500	2000
<i>100% Тротиловмісних ВР (2008 р.)</i>					
$HQ(CO)$	0,21	0,17	0,09	0,05	0,03
$HQ(NO + NO_2)$	0,78	0,63	0,35	0,20	0,13
$HI$	0,99	0,80	0,44	0,25	0,16
<i>78% ЕВР та 22% тротиловмісних ВР (2020 р.)</i>					
$HQ(CO)$	0,04	0,03	0,017	0,01	0,006
$HQ(NO + NO_2)$	0,67	0,52	0,28	0,157	0,097
$HI$	0,71	0,55	0,297	0,167	0,103

За результатами розрахунку коефіцієнтів та індексів небезпеки побудовано гістограму зміни індексу небезпеки від відстані до джерела викиду (ПдВС), при використанні 100% тротиловмісних ВР (2008 рік) і 78% ЕВР типу «Україніт» та 22% тротиловмісних ВР (2020 рік), що подано на рис. 6.7.

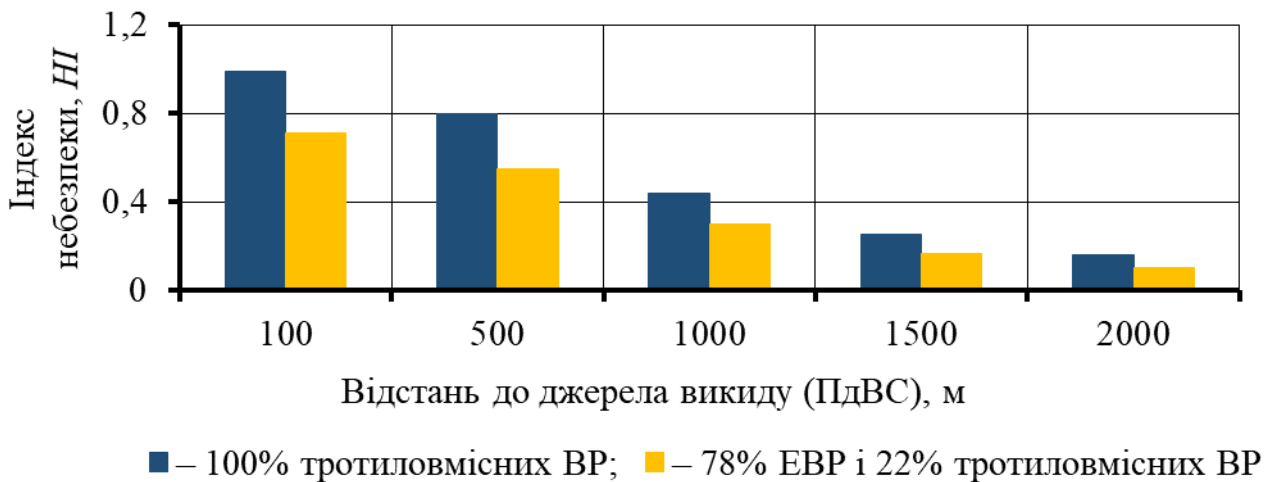


Рисунок 6.7 – Характер зміни індексу безпеки від відстані до джерела викиду

З аналізу результатів, що подано у табл. 6.11 та за гістограмою зміни індексу безпеки від відстані до джерела викиду (рис. 6.7) видно, що при використанні у 2008 році тротиловмісних ВР спостерігаються найбільші значення коефіцієнтів та індексів безпеки для всіх екологічно небезпечних речовин. При використанні в умовах ПрАТ «ЗЗРК» у 2020 році 78% ЕВР типу «Україніт» і 22% тротиловмісних ВР від загальних річних витрат ВР встановлено зниження коефіцієнтів екологічної безпеки у середньому для оксиду вуглецю в 5,3 рази, а оксиду і діоксиду азоту в 1,25 разів у порівнянні з використанням у 2008 році тротиловмісних ВР. Також спостерігається зменшення індексу безпеки у середньому в 1,5 рази при використанні ЕВР «Україніт», у порівнянні з використанням тротиловмісних ВР, що складає зниження індексу екологічної безпеки до 36%. Це вказує, що використання ЕВР типу «Україніт» при підземному видобуванні руд призводить до зменшення концентрацій екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту, що утворюються після підричних робіт, дозволяє знизити техногенне навантаження на атмосферне повітря.

Отримані результати визначення економіко-екологічної ефективності використання ЕВР при підземному видобуванні руд у повному обсязі подано у роботі [275].

## 6.5. Висновки

1. Результатами розрахунку економічної ефективності при проведенні гірничих виробок за допомогою ЕВР встановлено, що на значення собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> виробки впливає не тільки тип ВР і гірничопрохідницьке обладнання, а і параметри БПР. Аналізом значень собівартості проведення 1 м<sup>3</sup> при використанні вітчизняного та закордонного прохідницького обладнання, встановлено, що при застосуванні патрованої ЕВР Україніт-П-СА, собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> зменшується у середньому до 11%, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – до 18%, відносно патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ. Дослідженнями зміни собівартості проведення горизонтальної підготовчої виробки в залежності від міцності порід на стискання встановлено експонентну залежність визначення собівартості 1 м<sup>3</sup> виробки від міцності порід на стискання при використанні вітчизняного та закордонного прохідницького обладнання із застосуванням патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ та ЕВР Україніт-П-СА, а також наливної ЕВР Україніт-ПП-2. Впровадженням в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» розробленої методики розрахунку параметрів БПР при проведенні підготовчих виробок отримано економічну ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 у розмірі до 700 грн на 1 м, що дозволило знизити собівартість проведення виробок до 7%.

2. Визначенням економічної ефективності при виконанні очисних робіт за допомогою ЕВР встановлено, що на собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди впливає не тільки тип ВР і гірниче обладнання, а і параметри БПР. Порівнянням значень собівартості відбивання руди при застосуванні вітчизняних і закордонних бурових верстатів та зарядних машин, встановлено, що при використанні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 собівартість відбивання 1 м<sup>3</sup> руди зменшується у середньому до 48% відносно розсипної ВР Грамоніт 79/21, а відносно безтротилової ВР Україніт-АНФО – до 32%. Отримано експонентні залежності визначення собівартості відбивання 1 м<sup>3</sup> руди при застосуванні вітчизняних і закордонних бурових верстатів та зарядних машин із використанням розсипної ВР Грамоніт 79/21, безтротилової ВР Україніт-АНФО і наливної ЕВР Україніт-ПП-2. Впровадженням в умовах шахт

ПрАТ «Суха Балка» розробленої методики розрахунку параметрів БПР та технології відбивання руди за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за 2020 рік отримано річний економічний ефект розміром 29,88 млн грн та знижено собівартість відбивання руди до 28%.

3. Екологічною оцінкою використання ЕВР при видобуванні руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» протягом 12 років встановлено, що при застосуванні у 2020 році 78% ЕВР типу «Україніт» і 22% тротиловмісних ВР від загальних річних витрат ВР призвело до зниження коефіцієнтів екологічної небезпеки у середньому для оксиду вуглецю в 5,3 рази, а оксиду і діоксиду азоту в 1,25 разів у порівнянні з використанням у 2008 році тротиловмісних ВР. Це призвело до зменшення індексу небезпеки у середньому в 1,5 рази (до 36%) при використанні ЕВР «Україніт», у порівнянні з використанням тротиловмісних ВР. Використання ЕВР типу «Україніт» при підземному видобуванні руд призводить до зменшення концентрацій екологічно небезпечних речовин оксиду вуглецю та оксиду і діоксиду азоту, що утворюються після підричних робіт, і дозволяє знизити техногенне навантаження на атмосферне повітря.

## ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій вирішена актуальна науково-практична проблема з геомеханічного обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням ЕВР на основі встановлення закономірностей утворення зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються в масиві порід при підриванні зарядів ЕВР, а також виявлення закономірностей зміни густини та швидкості детонації ЕВР за довжиною сформованої колонки заряду при різних кутах нахилу свердловин. Встановлені залежності є основою запропонованих методик визначення параметрів БПР при проведенні гірничих виробок і відбиванні масиву, а також розрахунку працездатності ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації.

Основні наукові та практичні результати, висновки та рекомендації роботи, полягають у наступному:

1. Вперше розроблено аналітичні моделі радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення, що формуються у масиві порід навколо зарядної порожнини при вибуховому навантаженні, які комплексно враховують окрім діаметру зарядної порожнини, детонаційних характеристик ВР, міцності порід, ще їх тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху і діаметр заряду ВР, врахування яких збільшує точність визначення руйнування масиву на 48%. Порівнянням результатів досліджень математичних моделей радіусів зон у межах крайових умов за жорсткими теоретичними посиленнями встановлено розбіжність, яка не перевищує для зон зминання та тріщиноутворення – 2%, а для виявленої зони інтенсивного подрібнення – 8%, що вказує на високу достовірність результатів та коректність розроблених аналітичних моделей.

2. Скінченно-елементним аналізом руйнування масиву моделі навколо зарядної порожнини під дією енергії вибуху встановлено степеневі залежності зміни радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення від діаметру зарядної порожнини, детонаційних характеристик ВР і межі міцності порід на розтягання-стискання. Порівнянням результатів дослідження математичних моделей радіусів

цих зон з результатами чисельного моделювання для крайових умов нетріщинуватого масиву встановлено розбіжність радіусів зон зминання, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення – 4, 8 і 6%, відповідно. Це вказує на високу достовірність отриманих результатів і придатність аналітичних моделей до визначення радіусів цих зон.

3. Моделюванням процесу утворення воронки викиду методом скінченних елементів за головним напруженням розтягання отримано степеневу залежність зміни ЛНО від діаметру зарядної порожнини, щільності та швидкості детонації ВР, межі міцності порід моделі на розтягання-стискання. Розроблено розрахункову схему, за якою отримано аналітичні залежності ЛНО за зонами інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення. Порівнянням отриманих формул встановлено розбіжність результатів розрахунку ЛНО для моделі  $W_m$  та ЛНО за радіусом зони тріщиноутворення  $W_{mp}$  – 6 – 9%, а за радіусом зони інтенсивного подрібнення  $W_\delta$  – 1 – 6%. Подальшим порівнянням ЛНО за зонами тріщиноутворення та інтенсивного подрібнення обрано найбільш коректну формулу розрахунку ЛНО, якою виявилась аналітична формула за зоною інтенсивного подрібнення бо розрахована ЛНО за зоною тріщиноутворення для порід міцністю 40 – 60 МПа дає некоректні результати.

4. Встановлено, що максимальна швидкість детонації та працездатність прийнятої ПВР досягається при певній щільності заряджання. Особливо це стосується наливних ЕВР, в яких за довжиною сформованої колонки заряду зростає гідростатичний тиск, що збільшує їх густину у нижній частині заряду, за рахунок зменшення розмірів газових пор. Це, в свою чергу, призводить до зниження її чутливості, а детонаційна хвиля стає нерівномірною та переривчастою, аж до повного її згасання. За загальновідомими законами гідростатики та газової динаміки розроблено методіку розрахунку перерозподілу густини ЕВР у зарядних порожнинах для різних кутів їх нахилу. Дослідженнями встановлено квадратичні залежності зміни густини наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за довжиною сформованої колонки заряду до 55 м від її початкової густини та кута нахилу свердловини від 0 до 90°. Натурними експериментами, що проведені за допомогою реостатного методу, встановлено

ступеневі залежності зміни швидкості детонації наливної ЕВР Україніт-ПП-2 від діаметру заряду та густини. Врахуванням цих залежностей встановлено раціональну початкову густину ЕВР Україніт-ПП-2 у межах  $800 - 1000 \text{ кг/м}^3$  при якій зберігається рівномірна швидкість детонації за довжиною сформованої колонки заряду до 35 м при різних кутах нахилу свердловин. Отримані залежності стали підґрунтям для розробки та впровадження програмного продукту «Густина та швидкість детонації», для розрахунку густини та швидкості детонації вздовж сформованої колонки заряду для наливної ЕВР Україніт-ПП-2 як у висхідних, так і у низхідних свердловинах з різними кутами їх нахилу.

5. Використання різних типів ПВР при підземному видобуванні руд, що мають різні детонаційні характеристики, обумовлює необхідність визначення коефіцієнту працездатності, щодо загальноприйнятої еталонної ВР – Амоніт № 6 ЖВ. Оглядом існуючих методик розрахунку коефіцієнту працездатності ПВР встановлено, що цей коефіцієнт визначають за комбінацією різних показників характеристик ВР, що дає значні розбіжності в отриманих результатах розрахунку, а для ЕВР взагалі є суттєво заниженим. Розроблено методику розрахунку коефіцієнту працездатності для всіх ПВР за ступенем реалізації швидкості детонації, яка враховує енергетичні та детонаційні характеристики ВР, такі як теплота вибуху, об'єм продуктів вибуху, їх щільність і швидкість детонації.

6. Розроблено методику розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок, в основу якої закладено принцип розміщення груп шпурів за площами, що вони займають у вибою виробки та розташування шпурів за відбійними контурами. Визначення ЛНО шпуру виконується за радіусом зони інтенсивного подрібнення, який комплексно враховує діаметр шпуру та діаметр самого заряду ВР, щільність і швидкість детонації ВР, міцність порід на стискання, їх тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. Також за радіусами зон зминання та інтенсивного подрібнення масиву порід вперше розроблено методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняттяєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів. В основу цих методик покладено розрахунок мінімальної кількості шпурів або свердловин у врубі та визначення відстані між ними за радіусом зони зминання, а

розташування контурних шпурів або свердловин визначають за радіусом зони інтенсивного подрібнення. Для проектування паспортів БПР при проведенні виробок розроблено комп'ютерну програму побудови паспорта БПР «Україніт – проходка». Програма повністю автоматизує процес розрахунку параметрів, дозволяє побудувати та скласти паспорт БПР для проведенні виробок прямокутно-склепінчастої, аркової та прямокутної форм.

7. Впроваджено галузеву методику розрахунку параметрів БПР для шахт Кривбасу та ПрАТ «ЗЗРК», яку удосконалено з визначенням коефіцієнта працездатності за ступенем реалізації швидкості детонації ПВР. В умовах шахти «Ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК» апробовано методику розрахунку параметрів БПР для відбивання руди за зоною інтенсивного подрібнення із застосуванням наливної ЕВР Україніт-ПП-2, яка більш точно визначає величину ЛНО завдяки врахуванню тріщинуватості руди та її ущільнення під дією гірського тиску та вибуху. За зміною густини та швидкості детонації вздовж сформованої колонки заряду наливної ЕВР Україніт-ПП-2 встановлено раціональні місця розташування П-Б і розроблено конструкції зарядів у висхідних та низхідних свердловинах. Для зменшення трудомісткості заряджання та зниження витрат при виконанні підривних робіт розроблено технологічні схеми відбивання масиву за допомогою низхідних віял свердловин при веденні очисних робіт із застосуванням ЕВР для покладів руди потужністю у понад 5 м. За аналітичною моделлю зони зминання навколо зарядної порожнини, розроблено методику розрахунку параметрів БПР за кондиційним куском руди. Порівнянням результатів розрахунку ЛНО за кондиційним куском руди із методикою розрахунку ЛНО за зоною інтенсивного подрібнення встановлено розбіжність результатів до 19%, що вказує на достатню достовірність і коректність методики. Розроблену методику розрахунку параметрів буропідривних робіт для відбивання масиву за кондиційним куском руди впроваджено у ДУЕК «Мон-Атом» при видобуванні запасів руди родовищ «Гурванбулаг» і «Дорнод» з використанням систем з магазинуванням. Для автоматизації проектування процесу підсікання руди у блоці розроблено комп'ютерну програму «Україніт – підсічка», що дозволяє скласти проект підсікання запасів руди у блоці за допомогою воронок або траншей.



8. Визначенням економічної ефективності при проведенні гірничих виробок і виконанні очисних робіт встановлено, що на собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> виробки або 1 м<sup>3</sup> відбитої руди впливає не тільки тип ВР і гірниче обладнання, а й параметри БПР, що розраховані за запропонованими методиками. Впровадженням в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» розробленої методики розрахунку параметрів БПР при проведенні підготовчих виробок отримано економічну ефективність використання наливної ЕВР Україніт-ПП-2 до 700 грн/м, що знизило собівартість проведення 1 м<sup>3</sup> виробок до 7%. Впровадженням в умовах шахт ПрАТ «Суха Балка» розробленої методики розрахунку параметрів БПР та технології відбивання руди за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за 2020 рік отримано річний економічний ефект у 29,88 млн грн та знижено собівартість відбивання руди до 28%.

9. Екологічною оцінкою використання ЕВР при підземному видобуванні руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» протягом 12 років встановлено, що при застосуванні у 2020 році 78% ЕВР типу «Україніт» і 22% тротиловмісних ВР від загальних річних витрат, знизило коефіцієнти екологічної небезпеки у середньому для оксиду вуглецю в 5,3, а оксиду та діоксиду азоту в 1,25 разів, у порівнянні з використанням у 2008 році тротиловмісних ВР. Це зменшило індекс небезпеки у середньому в 1,5 рази (до 36%) при використанні ЕВР типу «Україніт» у порівнянні з використанням тротиловмісних ВР і знизило техногенне навантаження на атмосферне повітря.

**СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ**

1. Горнорудное дело Украины в сети Интернет : справочник / Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Владико А.Б., Мальцев Д.В. Днепропетровск : ГВУЗ «НГУ», 2011. 288 с.
2. Khomenko O., Kononenko M., Lyashenko V. Safe mining of granites at the manganese ore deposits of Ukraine. *Occupational Safety in Industry*. 2019. №1. P. 53–61. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-1-53-61.
3. Мінеральні ресурси України. Київ: Державне науково-виробниче підприємство «Державний інформаційний геологічний фонд України», 2018. 270с.
4. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 25. P. 71–79. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.25.71.
5. Kononenko M., Khomenko O., Astafiev D. New classification of ore deposits mining methods. *Energy efficiency and energy saving 2017 : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro: NMU, 2017. P. 24.
6. Хоменко О.Е. Усовершенствование технологии добычи железных руд из охранных целиков: монография. Днепропетровск : НГУ, 2007. 100 с.
7. Хоменко О.Е. Геоэнергетика подземной разработки рудных месторождений : монография. Днепропетровск : НГУ, 2016. 242 с.
8. Khomenko O., Kononenko M. Safe Development of the Decorative Jaspilites in the Energetically Disturbed Massifs. *Occupational Safety in Industry*. 2018. №8. P. 15–23. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-8-15-23.
9. Ляденко Т.В. Аналіз стану реалізації організаційно-економічного механізму маркетингу залізорудних підприємств України. *Економіка та держава*. 2019. № 5. С. 111–117.
10. Далд уурхайн өрмийн машин, тоног төхөөрөмж: лавлах бичиг / О.Е. Хоменко и др. Улаанбаатар, 2013. Д. 1. 190 х.
11. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие.

Днепропетровск : НГУ, 2011. 448 с.

12. Римарчук Б.И., Седунова Г.Т., Грищенко Т.С. Пути снижения интенсивности сейсмических колебаний на прилегающей территории при массовых взрывах на ш. им. Орджоникидзе. *Вісник Криворізького національного університету*. 2014. № 36. С. 172–174.

13. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Технология крепления выработок для камерных систем разработки с закладкой : монография. Днепропетровск : НГУ, 2010. 93 с.

14. Guang, Wang Xu. Emulsion explosives. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1994. 388 p.

15. Колганов Е.В., Соснин В.А. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества. В 2 кн. Кн. 1. Составы и свойства. Дзержинск: ГосНИИ «Кристалл», 2009. 592 с.

16. Коваленко И.Л., Киященко Д.В. Технология модифицирования аграрной аммиачной селитры в производстве энергоконденсированных систем. *Science and education a new dimension. Natural and technical sciences*. 2015. Т. III(8). №73. С. 107–110.

17. Коваленко И.Л., Куприн В.П. Физико-химический подход к разработке простейших взрывчатых веществ для подземных работ. *Высокоэнергетические системы, процессы и их модели*. Днепропетровск: АкцентПП. 2013. С.189–198.

18. Кантор В.Х. Новая техника и технология изготовления промышленных взрывчатых веществ с термообработкой гранулированной аммиачной селитры. *Взрывное дело*. 2007. № 98/55. С. 181–191

19. Ефремов Э.И., Римарчук Б.И., Шварцер В.Я. Совершенствование простейших взрывчатых смесей на основе аммиачной селитры и нефтепродуктов. *Вісник КДПУ*. 2006. Вип. 2(37), Ч.2. С. 81–84.

20. Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах України / під ред. В.П. Купріна, І.Л. Коваленка. Дніпропетровськ: ДВНЗ УДХТУ, 2012. 243 с.

21. Бровко Д.В., Хворост В.В., Сергеев С.С., Прилепський А.М. Дослідження ефективності використання емульсійних вибухових речовин в підземних умовах Криворізького залізорудного басейну. *Вісник Криворізького національного*

*університету*. 2018. Вип. 46. С. 81–84. DOI: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-81-85.

22. Емульсійна вибухова речовина Україніт-ПП-1 : пат. 52403А Україна : МПК С06В31/28, С06В31/40. № 2002053771 ; заявл. 07.05.2002; опубл. 16.12.2002, Бюл. № 12.

23. Емульсійна вибухова речовина Україніт-ПП-2 : пат. 74500 Україна : МПК С06В31/00. № 20040705318 ; заявл. 02.07.2004 ; опубл. 15.12.2005, Бюл. № 12.

24. Емульсійна вибухова речовина «Україніт-ПП-2Б» : пат. 41672 Україна : МПК С06В 31/00. № u200902994 ; заявл. 30.03.2009 ; опубл. 25.05.2009, Бюл. №10.

25. Коваленко И.Л., Куприн А.В., Довбань Л.В., Теплицкая А.Г. Влияние нитратов кальция и натрия на физико-химические свойства аммиачной селитры и ее растворов. *Вопросы химии и хим. технологии*. 2008. № 2. С. 247–251.

26. Патронована емульсійна вибухова речовина «Україніт-П» : пат. 63689 Україна : МПК С06В 27/00, С06В 31/02. № u201110308 ; заявл. 23.08.2011 ; опубл. 10.10.2011, Бюл. №11.

27. Зубко С.А., Русских В.В., Яворский А.В., Яворская Е.А. Внедрение смесительно-зарядной и доставочной техники для эмульсионного взрывчатого вещества «Украинит» на горнодобывающих предприятиях Украины. *Геотехнічна механіка*. 2013. Вип. 111. С. 37–48.

28. Пневмонасос-зарядник емульсійних вибухових речовин ЗЕП-10 : пат. 67340 Україна : МПК F42D 1/10, С06В 21/00, F04В 9/00. № u201111226 ; заявл. 21.09.2011 ; опубл. 10.02.2012, Бюл. № 3.

29. Зарядник емульсійних вибухових речовин ЗЕП-15 : пат. 62192 Україна : МПК F42D 1/10, С06В 21/00. № u201105501 ; заявл. 29.04.2011 ; опубл. 10.08.2011, Бюл. № 15.

30. Коваленко И.Л., Ступник Н.И., Короленко М.К., Полторащенко С.П., Карапа И.А., Киященко Д.В., Небогин В.З. Особенности технологии формирования скважинных зарядов эмульсионными ВВ Украинит в подземных условиях. *Вісник Криворізького національного університету*. 2016. Вип. 41. С. 3–6.

31. Мельник В.Б., Сахаров А.Н., Браунштейн А.А. Подземная добыча руды в ОАО «Апатит». Современное состояние и перспективы. *Глобус (Геология и бизнес)*. 2013. № 5 (29). С.14–21.

32. Соснин В.А., Морозов К.Е., Корунов В.Н. Технологические особенности

получения ЭВВ для заряжания и взрывания в подземных выработках. *Взрывное дело*. 2014. Вып. №111/68. С. 267–273.

33. Короленко М.К., Ступник Н.И., Коваленко И.Л., Полторащенко С.П., Карапа И.А. Заряжание скважин наливными эмульсионными ВВ марки Украинит в подземных условиях. *Інформаційний бюлетень Української спілки інженерів-підричників*. 2016. № 4(32). С. 5–11.

34. Апарат отримання емульсії для емульсійної вибухової речовини : пат. 69553 Україна : МПК В01F 3/08, С06В 21/00, С06В 47/00. № u201202373 ; заявл. 28.02.2012 ; опубл. 25.04.2012, Бюл. № 8.

35. Kovalenko I.L., Kuprin V.P., Kiyaschenko D.V. Energycondensed packaged systems. Composition, production, properties. *Odes'kyi Politechnichniy Universytet. Pratsi*. 2015. № 1(45). P. 164–170.

36. Ляшенко В.И., Небогин В.З., Шкарин В.В. Повышение безопасности производства взрывных работ с помощью эмульсионных взрывчатых веществ на шахтах. *Безопасность труда в промышленности*. 2015. №. 7. С. 28–32.

37. Ляшенко В.И., Небогин В.З., Шкарин В.В. Повышение эффективности производства взрывных работ на шахтах Украины. *Маркшейдерия и недропользование*. 2016. №. 3. С. 14–22.

38. Ляшенко В.И., Голик В.И., Комащенко В.И., Небогин В.З. Повышение эффективности производства взрывных работ с помощью эмульсионных взрывчатых веществ на шахтах. *Взрывное дело*. 2018. № 119/76. С. 143–163.

39. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Косенко А.В. Процеси підземної розробки рудних родовищ. Дніпро: НТУ «ДП», 2022. 206 с. DOI: 10.33271/dut.002.

40. Андреев Б.Н., Сергеев С.С. Совершенствование параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных выработок глубокими заходками на шахтах Криворожского бассейна. *Вісник Криворізького національного університету*. 2016. Вип. 43. С. 21–25.

41. Андреев Б.Н., Сергеев С.С. Обоснование параметров технологии проходки протяженных горизонтальных выработок с использованием высокопроизводительных проходческих комплексов. *Вісник Кременчуцького національного університету ім.*

*Михайла Остроградського*. 2016. №. 4. С. 48–53.

42. Полторащенко С.П., Могилевський О.Л., Хивренко О.Я., Савицький О.О. Визначення раціональних параметрів БПР при застосуванні емульсійної вибухової речовини «Україніт ПП-2» в підземних умовах ПрАТ «ЗЗРК». *Інформаційний бюлетень Української спілки інженерів-підричників*. 2019. № 1(37). С. 13–16.

43. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений. Киев-Донецк: Вища шк. Головное изд-во, 1987. 216 с.

44. Козырев С.А., Фаттахов Э.И. Автоматизированное проектирование буровзрывных работ при проведении горных выработок. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2007. Т.6. №. 2. С. 105–113.

45. Козырев С.А., Фаттахов Э.И. Система автоматизированного проектирования буровзрывных работ для проходки горных выработок в ОАО «Апатит». *Горный журнал*. 2007. №. 4. С. 73–74.

46. Русских В.В., Гайдай А.А., Доценко В.И. Проектирование очистных работ на ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» с применением имитационного моделирования. *Збірник наукових праць НГУ*. 2013. №. 40. С. 41–46.

47. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. Москва : Недра, 1988. 383 с.

48. Протождяконов М.М. Материалы для урочного положения горных работ. Ч.2. кн.2: Проходка выработок. Москва : Издание ЦК горнорабочих СССР. 1926. 186 с.

49. Мангуш С.К., Фисун А.П. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. Москва : 2003. 344 с.

50. Справочник по буровзрывным работам / М.Ф. Друкованый и др. Москва: Недра, 1976. – 631 с.

51. Мартинов В.К., Федько. М.Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ. Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. 436 с.

52. Покровский, Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей. Москва : Недра, 1977. 400 с.

53. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок.

Москва : Госгортехиздат, 1960. 455 с.

54. Миндели Э.О. Разрушение горных пород. Москва: Недра, 1974. 600 с.

55. Таранов П.Я. Буровзрывные работы. Москва : Недра, 1964. 208 с.

56. Таранов П.Я., Гуздь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. Москва : 1976. 253 с.

57. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород / пер. с англ. С.А. Смирнова и др. Москва : Недра, 1968. 284 с.

58. Борисов С.С. Горное дело. Москва: Недра, 1988. 320 с.

59. Рогинский В.М. Проведение горно-разведочных выработок. Москва : Недра, 1987. 296 с.

60. Шехурдин В.К. Горные работы, проведение и крепление горных выработок. Москва: Недра, 1985. 240 с.

61. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Федоренко П.И. Горное дело. Москва : Недра, 1987. 440 с.

62. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлинёнными зарядами взрывчатых веществ. Новосибирск : Наука, 2002. 96 с.

63. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К., Дерягин П.А. Методика расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок. *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова*. 2014. № 4 (48). С. 5–9.

64. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К. Расчёт скорости детонации для аммиачно-селитренных взрывчатых веществ. *Маркшейдерия и недропользование*. 2016. № 4 (84). С. 36–38.

65. Kurchin G.S., Vokhmin S.A., Kirsanov A.K., Shigin A.O., Shigina A.A. Calculation methodology of blasting and explosion operations' parameters for construction of horizontal and inclined excavations. *International Journal of Applied Engineering Research*. 2015. Vol. 10, № 15. P. 35897–35906.

66. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров М.В., Кантор В.Х. Москва : Недра, 1986. 511 с.

67. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. Москва : Недра, 1977. 308 с.
68. Барон Л.И., Васильев Г.А., Докучаев М.М. Взрывные работы. Москва : Недра, 1981. 199 с.
69. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: Справочное пособ. Москва : Недра, 1993. 283 с.
70. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. Москва : Недра, 1985. 224 с.
71. Методы и средства взрывной отбойки руды / Э.О. Миндели, В.А. Салганик, Г.А. Воротеляк и др. Москва : Недра, 1977. 312 с.
72. Проектирование взрывных работ / Б.Н. Кутузов и др. Москва : Недра, 1974. 328 с.
73. Дубынин Н.Г., Рябченко Е.П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. Новосибирск : Наука, 1972. – 136 с.
74. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК / Г.А. Воротеляк и др. Кривой Рог : НИГРИ, 1977. 54 с.
75. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ. Кривой Рог : КГРИ, 1982. 42 с.
76. Капленко Ю.П. Инструкция по выбору параметров БВР при отбойке руды глубокими скважинами. Кривой Рог : КГРИ, 1977. 28 с.
77. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений. Киев ; Донецк: Вища школа, 1987. 216 с.
78. Друкованный М.Ф., Куц В.С., Ильин В.И. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах. Москва : Недра, 1980. 223 с.
79. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами / Н.Н. Казаков. – Москва: Недра, 1975. – 191 с.
80. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде / Комир В.М., Кузнецов В.М., Воробьев В.В., Чебенко В.Н. Москва : Недра, 1988. 209 с.
81. Ефремов Э.И., Петренко В.Д. Механика взрывного разрушения пород



различной структуры. Киев : Наук. Думка, 1984. 192 с.

82. Буровзрывные работы / Суханов А.Ф. и др. – Москва : Госгортехиздат, 1962. 242 с.

83. Суханов А.Ф. Теория действия заряда в породе. Алма-Ата : изд-во АН КазССР, 1950. 124 с.

84. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Современный уровень техники буровзрывных работ и разрушения горных пород. Москва : МГИ, 1963. 80 с.

85. Лаврентьев М.А., Кузнецов В.М., Шер Е.Н. О направленном метании грунта при помощи ВВ. *Проблемы механики и теоретической физики*. 1960. № 4. С. 49–50.

86. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. Москва : ВИА, 1957. 408 с.

87. Смирнов С.А., Власов О.Е. Основы расчета дробления горных пород взрывом. Москва : Изд-во АН СССР, 1962. 102 с.

88. Демидюк Г.П. О механизме действия взрыва и свойства взрывчатых веществ. *Взрывное дело*. 1956. № 45/2. С.20–35.

89. Демидюк Г.П. Современные теоретические представления о действии взрыва в среде. *Буровзрывные работы в горной промышленности*. 1962. С. 223–240.

90. Беляев А.Ф., Садовский М.А. О природе фугасного и бризантного действия взрыва. *Физика взрыва*. 1952. № 1. С. 3–19.

91. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. Москва : Недра, 1976. 271 с.

92. Анистратов Ю.И. Энергетическая теория расчета технологии открытых горных работ. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 1996. № 3. С. 20–29.

93. Анистратов Ю.И. Технологические потоки на карьерах: энергетическая теория открытых горных работ. Москва : Глобус, 2005. 304 с.

94. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю., Щадов М.И. Справочник по открытым горным работам. Москва : НТИЦ «Горное дело», 2010. 726 с.

95. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых. Москва : Госстройиздат, 1957. 276 с.

96. Покровский Г.И. Взрыв. Москва : Недра, 1980. 190 с.

97. Мельников Н.В. Развитие горной науки в области открытой разработки месторождений в СССР. Москва : Углетехиздат, 1957. 92 с.

98. Ханукаев А.Н. О физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. 1958. С. 7–43.

99. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. Москва : Госгортехиздат, 1962. 200 с.

100. Друкованый М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. Москва : «Недра», 1973. 416 с.

101. Баум, Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. Физика взрыва. Москва : Наука, 1975. 704 с.

102. Баум Ф.А. Процесс разрушения горных пород взрывом. Взрывное дело. 1963. № 52/9. С. 262–285

103. Взрывные работы в горнорудной промышленности / Барон Л.И., Докучаев М.Л., Васильев Г.А., Дороничев Л.П. Москва : Госгортехиздат, 1960. 182 с.

104. Kutter H.K. Failure mechanism of jointed rock. *Rock Mechanics. International Centre for Mechanical Sciences*. 1972. Vol. 165. P. 95-109. DOI: 10.1007/978-3-7091-4109-0\_6.

105. Разрушение горных пород энергией взрыва / Ефремов Э.И., Кравцов В.С., Мячина Н.И., Петренко В.Д. Киев : Наукова думка, 1987. 264 с.

106. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Москва : Недра, 1984. 359 с.

107. Mosinets V.N., Gorbacheva N.P. A seismological method of determining the parameters of the zones of deformation of rock by blasting. *Soviet Mining Science*. 1972. Vol. 8, № 6. P. 640–647. DOI: 10.1007/bf02497586.

108. Saharan M.R., Mitri H.S. Numerical procedure for dynamic simulation of discrete fractures due to blasting. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2008. Vol. 41, № 5. P. 641–670. DOI: 10.1007/s00603-007-0136-9

109. Билоконь В.П., Ольховский А.К., Белокопья М.П. Расчет величины линии наименьшего сопротивления при скважинной отбойке горных пород на железорудных

карьерях. *Механика и разрушение горных пород*. 1974. Вып. 2. С. 230–236.

110. Drukovanyi M.F., Kravtsov V.S., Chernyavskii Y.E., Reva V.V., Zerkov S.N. Calculation of fracture zones created by exploding cylindrical charges in ledge rocks. *Soviet Mining Science*. 1976. Vol. 12, № 3. P. 292–295. DOI: 10.1007/bf02594873.

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

112. Ракишев Б.Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления. *Взрывное дело*. 2010. № 103/60. С. 53–65.

113. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. Москва : Недра, 1983. 816 с.

114. Ефремов Э.И., Петренко В.Д., Пастухов А.И. Прогнозирование дробления горных массивов взрывом. Киев : Наукова думка, 1990. 120 с.

115. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. Москва : Недра, 1993. 319 с.

116. Szuladzinski, G. Response of rock medium to explosive borehole pressure. *Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4*. Vienna (Austria), 1993. P. 17–23.

117. Kexin D. Maintenance of roadways in soft rock by roadway-rib distress blasting. *China Coal Society*. 1995. Vol. 20, № 3. P. 311–316.

118. Крюков Г.М., Косаргин А.П. Закономерности формирования зон мелкодисперсного дробления и радиального трещинообразования при камуфлетном взрыве сосредоточенного заряда в квазиоднородной среде. *Взрывное дело*. 1998. №. 91/48. С. 75–81.

119. Андриевский А.П., Кутузов Б.Н. Закономерность формирования зон смятия и трещинообразования при воздействии на скальный массив энергией взрыва удлиненного заряда : открытие. Диплом № 70 от 27.02.1998 г. Регистрационный номер 81/82.

120. Djordjevic N. Two-component of blast fragmentation. *Proceedings of the sixth international symposium on rock fragmentation by blasting-fragblast*. Johannesburg, South Africa, 1999. P. 213-219.

121. Kanchibotla S.S., Valery W., Morrell S. Modelling fines in blast fragmentation

and its impact on crushing and grinding. *Explo '99: A conference on rock breaking*. Kalgoorlie : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. 1999. P. 137–144.

122. Persson P.A., Holmberg R., Lee J. *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Boca Raton, Fla. : CRC Press, 1993. 560 p.

123. Esen S., Onederra I., Bilgin H.A. Modelling the size of the crushed zone around a blasthole. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2003. Vol. 40. P. 485–495. DOI: 10.1016/s1365-1609(03)00018-2.

124. Onederra I., Esen S., Jankovic A. Estimation of fines generated by blasting—applications for the mining and quarrying industries. *Mining Technology*. 2004. Vol. 113, № 4. P. 237–247. DOI: 10.1179/037178404225006191.

125. Chun-rui L., Li-jun K., Qing-xing Q., De-bing M., Quan-ming L., Gang X. The numerical analysis of borehole blasting and application in coal mine roof-weaken. *Procedia Earth and Planetary Science*. 2009. Vol. 1, №. 1. P. 451–459. DOI: 10.1016/j.proeps.2009.09.072

126. Кузнецов В.А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов : дис. ... д-ра техн. наук : 25.00.20 / Московский государственный горный ун-т. Москва, 2010. 225 с.

127. Iverson S.R., Hustrulid W.A., Johnson J.C. A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications. National Institute of Occupational Safety and Health (NIOSH) Report of investigation. 2013. Vol. 9691. 79 p. DOI:10.26616/nioshpub2013129.

128. Torbica S., Lapcevic V. Rock breakage by explosives. *European International Journal of Science and Technology*. 2014. Vol. 3, №.2. P. 96–104.

129. Torbica S., Lapcevic V. Estimating extent and properties of blast-damaged zone around underground excavations. *Revista Escola de Minas*. 2015. Vol. 68, №.4. P. 441–453. DOI: 10.1590/0370-44672015680062.

130. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Москва : Недра, 1983. 344 с.

131. Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Исследование развития полости

при камуфлетном взрыве. Взрывное дело. 1968. № 64/21 С. 5–24.

132. Механический эффект подземного взрыва / Родионов В.Н., Адушкин В.В., Костюченко В.Н. и др. Москва : Недра, 1971. 224 с.

133. Юхансон К., Персон П. Детонация взрывчатых веществ. Москва : Мир, 1973. 352 с.

134. Дарков А.В., Шпиро Г.С. Сопротивление материалов. Москва : Высш. шк., 1989. 624 с.

135. Фесик С.П. Справочник по сопротивлению материалов. Киев : Будівельник, 1982. 280 с.

136. Друкованный М.Ф., Комир В.М. Механизм разрушения горных пород взрывом и управление им. Взрывное дело. 1965. № 57/14. С. 13–26.

137. Белоконь М.П. Аналитическое определение рациональных параметров буровзрывных работ. *Повышение эффективности разрушения горных пород*. 1991. С. 42–48.

138. Самуль В.И. Основы теории упругости и пластичности. Москва : Высшая школа, 1982. 264 с.

139. Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я. Методы теории вероятностей в геомеханике. Киев : Техніка, 1994. 216 с.

140. Шашенко О.М., Тулуб С.Б., Сдвижкова О.О. Деякі задачі статистичної геомеханіки. Київ : Універ. вид-во «Пульсарі», 2002. 304 с.

141. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород. Киев : Новый друк, 2004. 400 с.

142. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Метод определения начального напряженного состояния массивов скальных горных пород. *Разработка рудных месторождений*. 1977. Вып. 24. С. 16–20.

143. Лавриненко В.Ф. Физические процессы, формирующие напряженное состояние массивов пород. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1978. № 10. С. 50–54.

144. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Термодинамический метод расчета начальных напряжений в массивах пород и его использование при решении практических задач. *Напряженно-деформированное состояние и устойчивость скальных склонов и бортов*

карьеров: науч.- техн. сб. – Фрунзе : Илим, 1979. С. 204–212.

145. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Напряженное состояние и физические свойства пород в зонах разгрузки вокруг горных выработок. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1980. № 10. С. 29–32.

146. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Расчет устойчивой формы выработки для глубоких горизонтов железорудных шахт. *Разработка рудных месторождений*. 1981. Вып. 32. С. 13–18.

147. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутым массиве. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1982. № 6. С. 17–22.

148. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Формирование полей напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок. *Разработка рудных месторождений*. 1985. Вып. 40. С. 14–20.

149. Лавриненко В.Ф. Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработки. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1986. № 4. С. 5–11.

150. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1993. № 1. С. 1–6.

151. Khomenko O.Y. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2012. № 4. P. 44–54.

152. Vladyko O., Kononenko M., Khomenko O. Imitating modeling stability of mine workings. *Geomechanical processes during underground mining*. 2012. P. 147–150. DOI: 10.1201/b13157-26.

153. Khomenko O., Kononenko M., Petlyovanyy M. Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers. *Progressive Technologies Of Coal, Coalbed Methane, And Ores Mining*. 2014. P. 241–245. DOI: 10.1201/b17547-43.

154. Khomenko O., Kononenko M., Petlovanyi M. Analytical modeling of the back-fill massif deformations around the chamber with mining depth increase. *New Developments In Mining Engineering 2015*. 2015. P. 265–269. DOI: 10.1201/b19901-47.

155. Khomenko O., Kononenko M., Netecha M. Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 1.

P. 50–56. DOI: 10.15407/mining10.01.050.

156. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 2. P. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040.

157. Kononenko M., Khomenko O., Sudakov A., Drobot S., Lkhagva Ts. Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10, № 3. P. 101–106. DOI: 10.15407/mining10.03.101.

158. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Дронов А.П. Лабораторные исследования зонального структурирования массива вокруг горных выработок. *Физико-технические проблемы горного производства*. 2016. № 18. С. 103–111.

159. Khomenko O., Kononenko M., Astafiev D. Effectiveness of geo-energy usage during underground mining of deposits. *Advanced Engineering Forum*. 2017. Vol. 22. P. 100–106. DOI: 10.4028/www.scientific.net/aef.22.100.

160. Khomenko O.Ye., Sudakov A.K., Malanchuk Z.R., Malanchuk Ye.Z. Principles of rock pressure energy usage during underground mining of deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2017. №. 2. P. 35–43.

161. Khomenko O.E., Lyashenko V.I. Geoenergetic fundamentals of ore deposits underground mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2017. №. 8. P. 10–18.

162. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Технологии добычи камнесамоцветного сырья в условиях энергетического нарушения недр. *Физико-технические проблемы горного производства*. 2017. № 19. С. 131–141.

163. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Феномен капсулювання підземної виробки: виявлення, моделювання, використання. *Збірник наукових праць НГУ*. 2017. № 52. С. 166–177.

164. Khomenko O., Kononenko M., Kovalenko I., Astafiev D. Self-regulating roof-bolting with the rock pressure energy use. *E3S Web of Conferences*. 2018. Vol. 60. P. 00009. DOI: 10.1051/e3sconf/20186000009.

165. Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Ляшенко В.И. Эволюция принципов поддержания подземных выработок. *Збірник наукових праць НГУ*. 2018. № 53.

C. 113–127.

166. Khomenko O., Kononenko M., Bilegsaikhan J. Classification of theories about rock pressure. *Solid State Phenomena*. 2018. Vol. 277. P. 157–167. DOI: 10.4028/www.scientific.net/ssp.277.157.

167. Лавриненко В.Ф. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке месторождений. Киев : УМК ВО, 1992. 72 с.

168. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian Shield. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro : DUT, 2018. P. 65–66.

169. Khomenko O., Kononenko M. Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2019. № 3. P. 12–21. DOI: 10.29202/nvngu/2019-3/3.

170. Шашенко, А.Н., Сдвижкова Е.А., Кужель С.В. Масштабный эффект в горных породах. Донецк : Норд-Пресс, 2004. 126 с.

171. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. Москва : Недра, 1965. 378 с.

172. Рац М.В. Структурные модели в инженерной геологии. Москва : Недра, 1973. 216 с.

173. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. Москва : Недра, 1982. 248 с.

174. Андриевский А.П., Зуев А.Е. Методика определения параметров взрывания шпуровых и скважинных зарядов, позволяющих исключить перебур и минимизировать выход негабарита. *Современные проблемы науки и образования*. 2013. № 2. С. 1–6.

175. 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: 10.33271/mining15.02.111

176. Kononenko M., Khomenko O. New theory of rock massif fragmentation by using explosion energy. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials of the international scientific and practical conference*. Dnipro : DUT, 2020. P. 29–30.



177. Kononenko M., Khomenko O. Mathematic simulation for the rock mass destruction by blasting. *Physical and Chemical Geotechnologies* : Collection of scientific works from Scientific and Practical Conference. Dnipro : DUT, 2021. P. 27–37. DOI: 10.15407/pcgt.21.05

178. Кононенко М., Хоменко О. Моделювання зон зминання та подрібнення масиву порід під дією енергії вибуху. *Український гірничий форум – 2021* : Міжн. наук.-техн. конф. Дніпро: РВК НТУ «ДП» 2021. С. 53–64.

179. Бате К.-Ю. Методы конечных элементов. Москва : Физматлит, 2010. 1024 с.

180. Бате К., Вилсон Е. Численные методы анализа и метод конечных элементов. Москва : Стройиздат, 1982. 448 с.

181. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. Москва : Мир, 1975. 543 с.

182. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы. Москва : Мир, 1984. 428 с.

183. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. Москва : Мир, 1979. 392 с.

184. Основы работы в ANSYS 17 / Федорова Н.Н., Вальгер С.А., Данилов М.Н., Захарова Ю.В. Москва : ДМК Пресс, 2017. 210 с.

185. Мухутдинов А.Р., Ефимов М.Г. Основы применения ANSYS Autodyn для решения задач моделирования быстропротекающих процессов. Казань : Изд-во КНИТУ, 2018. 244 с.

186. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. Москва : Физматгиз, 1962. 856 с.

187. Алямовский А.А. SolidWorks Simulation. Как решать практические задачи. Санкт-Петербург : БХВ-Петербург, 2012. 445 с.

188. Алямовский А.А. SolidWorks Simulation. Инженерный анализ для профессионалов: задачи, методы, рекомендации. Москва : ДМК Пресс, 2015. 562 с.

189. Волчков В.М., Кожанова Т.Е., Стяжин В.Н. Моделирование физических процессов в SolidWorks Simulation. Волгоград : ВолгГТУ, 2019. 96 с.

190. Тариков Г.П., Бельский А.Т. Прикладная механика. Гомель: ГГТУ им. П.О. Сухого, 2012. 172 с.

191. Справочник по горнорудному делу. В 3 т. Т. 2. Подземные работы / под ред. акад. А.М. Терпигорева. Москва : Государственное научно-техническое

издательство литературы по горному делу, 1961. 857 с.

192. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Косенко А.В. Чисельне моделювання лінії найменшого опору при підриванні зарядів. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 69. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/69.043.

193. Brown G.I. *The Big Bang: A History of Explosives*. Sutton : Stroud, UK, 1998. 256 p.

194. Kholodenko T., Ustimenko Y., Pidkamenna L., Pavlychenko A. Technical, economic and environmental aspects of the use of emulsion explosives by ERA brand in underground and surface mining. *New Developments in Mining Engineering 2015*. 2015. P. 211–219. DOI: 10.1201/b19901-38.

195. Kholodenko T., Ustimenko Y., Pidkamenna L., Pavlychenko A. Ecological safety of emulsion explosives use at mining enterprises. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*. 2014. P. 255–260. DOI: 10.1201/b17547-45.

196. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere. *Annual Scientific-Technical Colletion – Mining of Mineral Deposits*. 2013. P. 231–235. DOI: 10.1201/b16354-43.

197. Myronova I. The level of atmospheric pollution around the iron-ore mine. *New Developments in Mining Engineering 2015*. 2015. P. 193–197. DOI: 10.1201/b19901-35.

198. Mironova I., Borysovs'ka O. Defining the parameters of the atmospheric air for iron ore mines. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*. 2014. P. 333–339. DOI: 10.1201/b17547-57.

199. Khomenko, O.Y., Kononenko, M.M., Myronova, I.G., Sudakov, A.K. Increasing ecological safety during underground mining of iron-ore deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2018. № 2. P. 29–38. DOI: 10.29202/nvngu/2018-2/3.

200. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Савченко М.В. Технологія підземної розробки рудних родовищ. Дніпро : НТУ «ДП», 2018. 450 с. DOI: 10.33271/dut.001.

201. Небогін В.З., Ступнік М.І., Коваленко І.Л., Короленко М.К., Полторащенко С.П., Карапа І.А., Шевчик Д.В., Кіященко Д.В. Розробка

інноваційних природоошадних технологій видобутку та їх комплексне впровадження на залізорудних шахтах України. *Інформаційний бюлетень Української спілки інженерів-підричників*. 2019. № 1(37). С. 3–9.

202. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ. Кривий Ріг : КНУ, 2019. 279 с.

203. Жученко Е.И., Иоффе В.Б., Кукиб Б.Н., Сундуков И.Ю., Оверченко М.Н. Применение ЭВВ, сенсibiliзированных методом газогенерации, в глубоких скважинах. *Безопасность труда в промышленности*. 2002. №11. С. 30–32.

204. Фокин В.А. Распределение плотности эмульсионных взрывчатых веществ по высоте колонки скважинного заряда. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2007. №. 3. С. 89–95.

205. Иляхин С.В., Маслов И.Ю. Плотность эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) с химической газогенерацией, содержащих сухую фазу, и ЭВВ, сенсibiliзированных пенополистиролом, по высоте скважинного заряда. *Горный информационно-аналитический бюлетень (научно-технический журнал)*. 2012. № S4-15. С. 3–11.

206. Брагин П.А., Горинов С.А., Маслов И.Ю., Иляхин С.В., Оверченко М.Н. О распределении плотности в зарядах эмульсионного взрывчатого вещества, сенсibiliзированного газовыми порами. *Горный информационно-аналитический бюлетень (научно-технический журнал)*. 2015. № S5-20. С. 3-20.

207. Синицын В. А., Меньшиков П. В., Шеменев В. Г. Математическая модель определения плотности и степени аэрации по длине скважинного заряда эмульсионных взрывчатых веществ на примере Нитронита Э-70. *Успехи современного естествознания*. 2016. № 8. С. 205–210.

208. Дерibas А.А., Решетняк А. Исследование влияния добавок в виде полых микросфер на скорость детонации различных конденсированных взрывчатых веществ. *Физические проблемы разрушения горных пород* : сб. тр. III Межд. науч. конф. Абаза. Новосибирск : Наука, 2003. С. 151–154.

209. Жученко Е.И., Иоффе В.Б., Кукиб Б.Н., Сундуков И.Ю., Оверченко М.Н. Заряжание глубоких скважин эмульсионными ВВ сибиритами на разрезах Кузбасса.

*Физические проблемы разрушения горных пород* : сб. тр. III Межд. науч. конф. (9–14 сент. 2000 г.). Абаза. Новосибирск : Наука, 2003. С. 154–158.

210. Соснин В.А., Колганов Е.В. Исследование детонационных процессов эмульсионных взрывчатых веществ. *Взрывное дело*. 2004. № 94/5. С. 181–195.

211. Соснин В.А., Межерицкий С.Э., Печенев Ю.Г., Михайлюкова А.И., Севастьянов А.Б. Особенности механизма детонации эмульсионных взрывчатых веществ. *Вестник Казанского технологического университета*. 2016. Т. 19, № 19. С. 28–33.

212. Mertuszka P., Fuławka K., Pytlik M., Szastok M. The influence of temperature on the detonation velocity of selected emulsion explosives. *Journal of Energetic Materials*. 2020. Vol. 38, № 3. P. 336–347. DOI: 10.1080/07370652.2019.1702739.

213. Mertuszka P., Kramarczyk B. The impact of time on the detonation capacity of bulk emulsion explosives based on Emulinit 8L. *Propellants, Explosives, Pyrotechnics*. 2018. Vol. 43, № 8. P. 799–804. DOI: 10.1002/prep.201800062.

214. Mertuszka P., Cenian B., Kramarczyk B., Pytel W. Influence of explosive charge diameter on the detonation velocity based on Emulinit 7L and 8L bulk emulsion explosives. *Central European Journal of Energetic Materials*. 2018. Vol. 15, № 2. P. 351–363. DOI: 10.22211/cejem/78090.

215. Kononenko M., Khomenko O., Kovalenko I., Savchenko M. Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. № 2. P. 69–75. DOI: 10.33271/nvngu/2021-2/069.

216. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Коваленко І.Л., Миронова І.Г. Дослідження густини та швидкості детонації емульсійних вибухових речовин. *Збірник наукових праць НГУ*. 2022. № 68. С. 43–57. DOI: 10.33271/crpnmu/68.043

217. Андреев К.К., Беляев А.Ф. Теория взрывчатых веществ. Москва : Оборонгиз, 1960. 597 с.

218. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Москва : Недра, 1980. 453 с.

219. Кукиб Б.Н., Иоффе В.Б., Жученко Е.И., Фролов А.Б. О критериях оценки

относительной работоспособности промышленных взрывчатых веществ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2007. № S8. С. 127–137.

220. Архипов В.А., Синогина Е.С. Горение и взрывы. Опасность и анализ последствий. Томск : ТГПУ, 2008. 156 с.

221. Blanc J.-P., Thiard R.L. L'énergie des explosifs. *Explosifs*. 1984. Vol. 37, № 1. P. 97–110.

222. Симанович Г.А., Хоменко О.Є., Кононенко М.М. Руйнування гірських порід вибухом. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 207 с.

223. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. Москва : Недра, 1988. 360 с.

224. Угольников В.К., Симонов П.С. Определение переводных коэффициентов при расчете эквивалентных зарядов дробления. *Вестник МГТУ им. Г.И. Носова*. 2007. № 4. С. 14–17.

225. Афанасенков А.Н. О работоспособности взрывчатых веществ. Метод Трауцля. *Физика горения и взрыва*. 2004. Т. 40, № 1. С. 132–139.

226. Афанасенков А.Н. О работоспособности ВВ. Метод Трауцля. *Проблемы взрывного дела*. 2002. № 1. С. 114–122.

227. Справочник взрывника / Кутузов Б.Н. и др. Москва : Недра, 1988. 511 с.

228. Беляев А.Ф. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем. Москва : Наука, 1968. 255 с.

229. Кузнецов В.М., Шацкевич А.Ф. О работоспособности взрывчатых веществ. *Физика горения и взрыва*. 1978. № 2. С. 120–125.

230. Кузнецов В.М., Шацкевич А.Ф. Параметры источника и эффективность взрыва в грунте. *Физика горения и взрыва*. 1983. № 6. С. 58–65.

231. Johansson C.H., Langefors U. Methods of physical characterization of explosives. *Proc. of the 36th Intern. Congress on Industrial Chemistry*. Brussels. 1972. Vol. 3. P. 610.

232. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н. О работоспособности промышленных взрывчатых веществ. *Физика горения и взрыва*. 2001. Т. 37, №3. С. 115–125.

233. Пупков В.В., Маслов И.Ю., Сивенков В.И., Кутьин Н.Г., Гавршов Н.И. Некоторые рекомендации по профилактике и предупреждению несчастных случаев при проведении промышленных испытаний новых взрывчатых материалов. *Взрывное дело*. 2005. № 95/52. С. 183–191.

234. Guang, Wang Xu. Emulsion explosives. Beijing : Metallurgical Industry Press, 1994. 388 p.

235. Kononenko M., Khomenko O., Savchenko M., Kovalenko I. Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives. *Mining Of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, № 3. P. 22–30. DOI: 10.33271/mining13.03.022.

236. Кононенко М.М., Коваленко І.Л., Хоменко О.Є. Енергетичний підхід до впровадження сучасних нітратних енергоконденсованих систем. *Сучасні енергоекологічні технології* : XX Українська конференція з неорганічної хімії, тези доп. Дніпро, ДВНЗ УДХТУ, 2018. С. 203.

237. Kozyrev S.A., Vlasova E.A., Sokolov A.V. Estimation of factual energetics of emulsion explosives by experimental detonation velocity test data. *Gornyi Zhurnal*. 2020. № 9. P. 47–53. DOI: 10.17580/gzh.2020.09.06.

238. Горинов С.А. Инициирование и детонация эмульсионных взрывчатых веществ. Йошкар-Ола: Стринг, 2020. 214 с.

239. Khomenko O., Kononenko M., Lyashenko V. Research of technologies and technical means for drilling and blasting of horizontal mine workings. *Mine surveying and subsurface use*. 2020. Vol. 110, № 6. P. 45–52.

240. Хоменко О.Е., Рудаков Д.В., Кононенко М.Н. Автоматизация проектирования паспортов буровзрывных работ путем оптимизации размещения шпуров. *Форум гірників-2011* : Міжн. наук.-техн. конф. Дніпропетровськ: РВК ДВНЗ «НГУ» 2011. С. 39–43.

241. Khomenko O., Rudakov D., Kononenko M. Automation of drill and blast design. *Technical And Geoinformational Systems In Mining*. 2011. P. 271–275. DOI: 10.1201/b11586-45

242. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I. Parameters of drilling-and-blasting operations for the use emulsion explosives. *Physical & Chemical Geotechnologies : Materials*

of the international scientific and practical conference. Dnipro : DUT, 2018. P. 39–40.

243. Lyashenko V.I., Khomenko O.E., Kononenko M.N. Substantiation of parameters of mine working drivage with blasting technique and cleaning charges in advance cutting holes. *Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 5, № 4. P. 336–348. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-4-336-348.

244. Инструктивно-методические указания регламентирующие порядок составления, согласования и утверждения паспортов буровзрывных работ на проходку горизонтальных, вертикальных выработок и выполнения сбоек выработок / Салганик В.А. и др. Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2010. 21 с.

245. Кононенко М.М., Нечит О.В. Рациональні параметри буропідричних робіт при проведенні виробок в умовах ПрАТ «Запорізький ЗРК». Фізико-технічні проблеми горного виробництва. 2020. Вип. 22. С. 46–56. DOI: 10.37101/ftpgp22.01.004.

246. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I., Savchenko M. Application of the emulsion explosives in the tunnels construction. *E3S Web of Conferences*. 2019. Vol. 123. P. 01039. DOI: 10.1051/e3sconf/201912301039.

247. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Коробка Є.О. Параметри буропідричних робіт для проведення гірничих виробок. Фізико-технічні проблеми горного виробництва. 2021. № 23. С. 54–71. DOI: 10.37101/ftpgp23.01.004.

248. Хоменко О., Кононенко М., Данильченко М. До обґрунтування параметрів підготовки запасів руд при камерних системах розробки. Школа підземної розробки : між нар. наук.-практ. конф., 15–18 серпня 2016 р. Бердянськ, 2016. С. 85–86.

249. Кононенко М., Данильченко М. Удосконалення підготовчих робіт при камерних системах розробки. Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі : між нар. наук.-практ. конф., 14 грудня 2016 р. Кривий Ріг, 2016. С. 102.

250. Чирков Ю.И., Черненко А.Р. Подземная разработка мощных железорудных месторождений. Москва : Недра, 1985. 239 с.

251. Khomenko O., Kononenko M., Lyashenko V. Improvement of safety for the underground vertical workings. *Occupational Safety in Industry*. 2021. № 2. P. 41–48. DOI: 10.24000/0409-2961-2021-2-41-48.

252. Федоренко П.И., Мельникова И.Е., Чепурной В.И., Ляш С.И. О

возможностях снижения трудовых энерго- и ресурсозатрат при подготовке блоков к очистным работам. *Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет*. 2015. № 55. С. 152–156.

253. Федоренко П.И., Чепурной В.И., Ляш С.И. Анализ состояния проходки восстающих выработок при подготовке на шахтах Кривбасса блоков к очистной выемке. *Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет*. 2016. № 56. С. 103–108.

254. Усатый В.Ю., Кистрин С.Г., Близнюков В.Г. Проходка восстающих горных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК». *Сборник научных трудов ГНИГРИ*. 2001. С. 64–71.

255. Усатый В.Ю., Кистрин С.Г., Усатый В.В. Обоснование способа проведения восстающих горных выработок при системах разработки высокими камерами. *Науковий вісник НГАУ*. 2001. № 3. С. 18–21.

256. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Мурманск : Изд-во МГТУ, 2004. 113 с.

257. Типовые паспорта буровзрывных работ при проходке подэтажных выработок. Кривой Рог : НИГРИ, 1974. 134 с.

258. Типовые паспорта буровзрывных работ на проходку горных выработок в условиях ЗЖРК. Кривой Рог : НИГРИ, 1985. 122 с.

259. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Мальцев Д.В. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ. *Науковий вісник НГУ*. 2005. № 12. С. 5–7.

260. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Долгий О.А. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу. *Науковий вісник НГУ*. 2006. № 1. С. 18–21.

261. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Хорольський А.О., ТОВ «ІСТ-ФОРТ». Свідоцтво про реєстрацію авторського права на твір № 98464 Україна. Комп'ютерна програма «Програма побудови паспорту буропідричних робіт «Україніт –



проходка». опубл. 30.09.2020, Бюл. № 60.

262. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. Київ : Норматив, 2013. 127 с.

263. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Миронова І.Г. Спосіб видобування корисних копалин буропідривним методом : пат. 101217 Україна : МПК E21C 41/22. № a201104028 ; заявл. 04.04.2011; опубл. 11.03.2013, Бюл. №5.

264. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Миронова І.Г., Мальцев Д.В. Спосіб видобування корисних копалин буропідривним методом : пат. 108639 Україна : МПК E21C 41/22. № a201211588 ; заявл. 08.10.2012; опубл. 25.05.2015, Бюл. №10.

265. Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. Ecologic-and-technical aspects of iron-ore underground mining. *Mining of mineral deposits*. 2017. Vol. 11, № 2. P. 59 – 67. DOI: 10.15407/mining11.02.059.

266. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., ТОВ «ІСТ-ФОРТ». Свідоцтво про реєстрацію авторського права на твір № 110658 Україна. Комп'ютерна програма «Програма побудови проекту підсікання запасів руди у блоці «Україніт – підсічка». опубл. 31.01.2022, Бюл. № 68.

267. Кононенко М.М., Хоменко О.Є., Усатий В.Ю. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ. Дніпропетровськ : НГУ, 2013. 217 с.

268. Владыко А.Б., Кононенко М.Н., Литвинюк Е.А. Имитационное моделирование работы проходческого оборудования при проведении горных выработок. *Школа підземної розробки* : Матеріали VI міжнар. наук.-практ. конф. Дніпропетровськ : НГУ, 2012. С. 284–293.

269. Гороя А.И., Миронова И.Г., Кононенко М.Н., Павличенко А.В. Технология повышения экологической безопасности при добыче железных руд подземным способом : монография. Днепропетровск : Литограф, 2014. 136 с.

270. Хоменко О.Є., Кононенко М.Н., Миронова І.Г., Юрченко К.О. Пути снижения техногенной нагрузки на горнодобывающие регионы Украины. *Збірник наукових праць НГУ*. 2017. № 51. С. 77–83.

271. Хоменко О.Є., Кононенко М.М., Миронова І.Г. Екологічна безпека

видобування залізних руд. *Школа підземної розробки* : між нар. наук.-практ. конф., 4–8 серпня 2018 р. Бердянськ, 2018. С. 79–80.

272. Миронова И.Г., Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Снижение экологической опасности добычи руд в Украине. *Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр* : материалы XVII международной конференции, 17–20 сентября 2018 г. – Актау : КГУТИ им. Ш. Есенова, 2018. С. 49–51.

273. ОНД-86. «Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах промышленных предприятий», затверджена наказом Держкомгідромету СРСР № 192 від 04.08.1986 р. Ленинград : Гидрометеиздат, 1987. 76 с.

274. Методичні рекомендації МР 2.2.12-142-2007. «Оцінка ризику для здоров'я населення від забруднення атмосферного повітря» затверджені наказом МОЗ України № 184 від 13.04.2007 р.

275. Kononenko M., Khomenko O., Myronova I., Kovalenko I. Economic and environmental aspects of using mining equipment and emulsion explosives for ore mining. *Mining Machines*. 2022. Vol.40, № 2, P. 88–97. DOI: 10.32056/KOMAG2022.2.4

## **ДОДАТКИ**

### **ДОДАТОК А.**

#### **ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ ПРАКТИЧНУ ЦІННІСТЬ**









**УКРАЇНА**



**СВІДОЦТВО**  
про реєстрацію авторського права на твір

№ 98464

**Комп'ютерна програма "Програма побудови паспорту буропідричних робіт "Україніт-проходка"**

(вид, назва службового твору)

---

**Автор(и) Хоменко Олег Євгенович, Кононенко Максим Миколайович, Хорольський Андрій Олександрович**

(повне ім'я, псевдонім (за наявності))

---

**Авторські майнові права належать Товариство з обмеженою відповідальністю "ІСТ-ФОРТ", пров. Каплунівський, 4, кв. 1, м. Харків, 61002**

(повне ім'я фізичної та/або повне офіційне найменування юридичної особи, адреса)

---

Дата реєстрації 07.07.2020



**Заступник Міністра розвитку економіки, торгівлі та сільського господарства України**  
**Д. О. Романович**



Україна • UKRAINE • УКРАЇНА • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE • UKRAINE

ГІК «Україна», Зам. 20-2002, 2020 р. II кв.





**ДОДАТОК Б.**

**ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ  
ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ**



АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ  
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ  
«МОН-АТОМ»

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по научной работе  
Государственного ВУЗ «НГУ»



*[Signature]*  
С. Бешта  
2013 года

СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор  
ГУЭК «МОН-АТОМ»



*[Signature]* Ж. Билэгсайхан  
2013 года

РЕКОМЕНДАЦИИ

по разработке уранового месторождения  
«Гурванбулаг» в Монголии

Руководитель работы:  
докторант кафедры подземной  
разработки месторождений,  
кандидат технических наук, доцент

*[Signature]*

О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:  
заведующий кафедры гидрогеологии  
и инженерной геологии,  
доктор технических наук, профессор

*[Signature]*

Д.В. Рудаков

Исполнитель:  
доцент кафедры подземной  
разработки месторождений,  
кандидат технических наук, доцент

*[Signature]*

М.Н. Кононенко

Днепропетровск – 2013

АГЕНСТВО ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ МОНГОЛИИ  
ГОСУДАРСТВЕННАЯ УРАНОВАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ  
«МОН-АТОМ»

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по научной работе  
Государственного ВУЗ «НГУ»



А.С. Бешта

«16» 09 2013 года



СОГЛАСОВАНО:

Генеральный директор  
ГУЭК «МОН-АТОМ»



Ж. Билэгсайхан

2013 года

**РЕКОМЕНДАЦИИ**

по разработке уранового месторождения  
«Дорнод» в восточной Монголии

**Руководитель работы:**

докторант кафедры подземной  
разработки месторождений,  
кандидат технических наук, доцент



О.Е. Хоменко

**Ответственный исполнитель:**

доцент кафедры подземной  
разработки месторождений,  
кандидат технических наук, доцент



А.Б. Владыко

**Исполнитель:**

доцент кафедры подземной  
разработки месторождений,  
кандидат технических наук, доцент



М.Н. Кононенко

Днепропетровск – 2013

МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОЙ ПОЛИТИКИ УКРАИНЫ  
ПУБЛИЧНОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО  
«КРИВОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ,  
МОЛОДЕЖИ И СПОРТА УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

УТВЕРЖДАЮ:  
Проректор по научной работе  
Государственного ВУЗ «НГУ»  
  
А.С. Бешта  
« 3 » 2012 года



СОГЛАСОВАНО:  
Технический директор  
ПАО «Кривбассжелезорудком»  
  
В.С. Ричко  
2012 года



### РЕКОМЕНДАЦИИ

по сохранению устойчивости нарезных выработок  
при отработке запасов руд с помощью этажно-камерных систем разработки  
на шахтах ПАО «Криворожский железорудный комбинат»

Руководитель работы:  
кандидат технических наук,  
главный научный сотрудник



О.Е. Хоменко

Ответственный исполнитель:  
кандидат технических наук,  
научный сотрудник



М.Н. Кононенко

Днепропетровск–2012



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
«ДНЕПРОВСКАЯ ПОЛИТЕХНИКА»

МИНИСТЕРСТВО ЭНЕРГЕТИКИ  
И ЗАЩИТЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ УКРАИНЫ  
ЧАСТНОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО «СУХАЯ БАЛКА»

УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по научной работе  
НТУ «Днепро́вская политехника»

  
**С. Бешта**  
2020 года  


СОГЛАСОВАНО:

Генеральный Директор  
ЧАО «Сухая Балка»

  
**В.А. Баш**  
2020 года  


**РЕКОМЕНДАЦИИ**

по обоснованию параметров проведения буровзрывных работ  
путем уточнения используемой методики расчета на примере условий  
отработки блока в маркшейдерских осях 84-88 залежи «Главная»  
на горизонте 1340 м шахты «Юбилейная» ЧАО «Сухая Балка»

**Руководитель работы:**

доктор технических наук, профессор  
кафедры горной инженерии и образования  
НТУ «Дне́провская политехника»

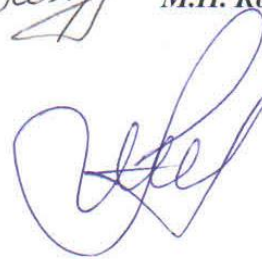
  
**О.Е. Хоменко**

**Исполнитель:**

кандидат технических наук, доцент  
кафедры горной инженерии и образования  
НТУ «Дне́провская политехника»

  
**М.Н. Кононенко**

Днепр – 2020





ЗАТВЕРДЖУЮ:

Директор ТОВ «ЕККОМ» LTD

к.т.н. Купрін О.В.

11 \_\_\_\_\_ 2020 р.

**впровадження програмного продукту «DSD» з розрахунку густини та швидкості детонації за довжиною колонки заряду при заряджанні свердловин з різним кутом нахилу наливною емульсійною вибуховою речовиною Україніт-ПП-2**

Впровадження наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 на рудних шахтах України дозволило встановити, що при заряджанні свердловин відбувається перерозподіл густину емульсійної вибухівки вздовж зарядів за рахунок зменшення розмірів газових пор, на які впливає гідростатичний тиск. Це призводить до зниження чутливості вибухівки при густині понад 1410 кг/м<sup>3</sup> та згасанню детонації, що спричинює відмову зарядів, ліквідація яких пов'язано зі значними матеріальними та технічними витратами, а також зі зниженням рівня безпеки праці.

Результатом дослідження у 2019 – 2020 рр. виявлені закономірності зміни густини наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 при заряджанні свердловин з різним кутом нахилу, що дозволило встановити раціональну початкову густину у межах 800 – 1100 кг/м<sup>3</sup>, яка дозволяє забезпечити детонацію вздовж заряду довжиною до 35 м. Визначення експериментальних значень швидкості детонації наливної емульсійної вибухівки Україніт-ПП-2 у 2019 році дозволило виявити ступеневі закономірності зміни швидкості детонації від густини вибухівки та діаметру заряду.

Отримані закономірності зміни густини та швидкості детонації наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 за довжиною колонки заряду для свердловин з різним кутом нахилу при підземному видобуванні руд стали підґрунтям для розробити програмного продукту «Density and Speed Detonation» («DSD»). Ця програма-калькулятор дозволяє розрахувати густину та швидкість детонації вздовж заряду наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 як у висхідних, так і у низхідних свердловинах з різними кутами їх нахилу.

Впровадження програмного продукту «DSD» стало підґрунтям для розширення концентраційних меж і параметрів газогенеруючої добавки ГГД-У (ТУ У 24.6-19436711-005-2004), що дозволило обирати оптимальні співвідношення «сенсibilізатор / композиція емульсійна» при виготовленні та заряджанні свердловин наливною емульсійною вибуховою речовиною Україніт-ПП-2.

Заступник директора з науки  
ТОВ «ЕККОМ» LTD,  
д.т.н., професор

І.Л. Коваленко



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

ТОВАРИСТВО З ОБМЕЖЕНОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ «ЕККОМ» LTD

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Проректор наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»  
**О.С. Бешта**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



УЗГОДЖЕНО:

Директор  
ТОВ «ЕККОМ» LTD  
**О.В. Купрін**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



**РЕКОМЕНДАЦІЇ**

з контролю густини наливної емульсійної вибухової речовини  
Україніт-ПП-2Б за довжиною заряду  
при заряджанні висхідних і низхідних свердловин

**Керівник роботи:**

доктор технічних наук, професор  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»

**О.Є. Хоменко**

**Виконавець:**

кандидат технічних наук, доцент  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»

**М.М. Кононенко**

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

ПІДПРИЄМСТВО З ІНОЗЕМНИМИ ІНВЕСТИЦІЯМИ  
У ФОРМІ ПРИВАТНОГО АКЦІОНЕРНОГО ТОВАРИСТВА  
«ЗАПОРІЗЬКИЙ ЗАЛІЗОРУДНИЙ КОМБІНАТ»

ЗАТВЕРДЖЕНО:  
Проректор з наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»  
**О.С. Бешта**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



УЗГОДЖЕНО:  
Технічний директор  
ПрАТ «ЗЗРК»  
**А.В. Карнаух**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



**РЕКОМЕНДАЦІЇ**

з обґрунтування параметрів буропідричних робіт  
при проведенні підготовчих і нарізних виробок  
в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК»

**Керівник роботи:**

доктор технічних наук, професор  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»



**О.Є. Хоменко**

**Виконавець:**

кандидат технічних наук, доцент  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»



**М.М. Кононенко**

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

ТОВАРИСТВО З ОБМЕЖЕНОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ «ІСТ-ФОРТ»

ЗАТВЕРДЖЕНО:

Проректор з наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»

**О.С. Бешта**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



УЗГОДЖЕНО:

Директор  
ТОВ «ІСТ-ФОРТ»

**М.В. Савченко**  
\_\_\_\_\_ 2021 р.



**РЕКОМЕНДАЦІЇ**

з обґрунтування конструкції зарядів  
для емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2Б  
при заряджанні висхідних і низхідних свердловин

**Керівник роботи:**

доктор технічних наук, професор  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»

**О.Є. Хоменко**

**Виконавець:**

кандидат технічних наук, доцент  
кафедри гірничої інженерії та освіти  
НТУ «Дніпровська політехніка»

**М.М. Кононенко**

Дніпро – 2021





ЗАТВЕРДЖУЮ:

Директор

ТОВ «ІСТ-ФОРТ»

М.В. Савченко

12 2021 р.

АКТ

### впровадження наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 при видобуванні руд на шахтах ПрАТ «Суша Балка»

Впровадження наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 на ПрАТ «Суша Балка» (м. Кривий Ріг) розпочато ТОВ «ІСТ-ФОРТ» у 2018 р. 28.01.2020 було проведено технічну нараду, на підставі чого складено протокол, згідно якого заступник директора з технічних питань Могилевський О.Л. і провідний інженер Григоренко Ю.І. ТОВ «ІСТ-ФОРТ» та представники Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» д.т.н., професор Хоменко О.Є. та к.т.н., доцент Кононенко М.М. виконали наступні роботи.

1. За результатами досліджень обґрунтовано параметри буропідричних робіт із використанням наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 для відпрацювання експериментального блоку в маркшейдерських осях 25 – 33 покладу «Дружба» на горизонті 1150 м шахти «Ім. Фрунзе» ПрАТ «Суша Балка». Офіційні рекомендації були направлені 06.02.2020 генеральному директору ПрАТ «Суша Балка» Башу В.О.

2. Обґрунтовано параметри буропідричних робіт із використанням наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 для відпрацювання експериментального блоку в маркшейдерських осях 84 – 88 покладу «Головна» на горизонті 1340 м шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка». Офіційні рекомендації було направлено 10.02.2020 генеральному директору ПрАТ «Суша Балка» Башу В.О.

3. Розроблено удосконалену методику розрахунку параметрів буропідричних робіт для відбивання руди свердловинами через уточнення коефіцієнту відносної працездатності наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2, який враховує ступінь реалізації швидкості детонації. Офіційні рекомендації було надано 10.02.2020 генеральному директору ПрАТ «Суша Балка» Башу В.О.

Впровадження технології застосування емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2 впродовж 2020 року було поширено на інші видобувні блоки шахт «Ім. Фрунзе» та «Ювілейна», і було видобуто понад 3 млн т залізної руди при відпрацюванні запасів зазначених покладів за допомогою емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2. ТОВ «ІСТ-ФОРТ» розроблено та поставлено на ПрАТ «Суша Балка» підземні зарядні комплекси ПЗМК-500 у кількості 4 шт., що призвело до збільшення у 6 разів обсягів використання у ПрАТ «Суша Балка» наливної емульсійної вибухової речовини Україніт-ПП-2, з 189,69 т у 2019 році до 1093,9 т у 2020 році, при виконанні буропідричних робіт застосовувалась надана д.т.н., професор Хоменко О.Є. та к.т.н., доцент Кононенко М.М. методика, що зазначена вище.

Заступник директора  
з технічних питань  
ТОВ «ІСТ-ФОРТ»

О.Л. Могилевський