

©М.М. Кононенко¹, О.Є. Хоменко¹, А.В. Косенко², В.О. Баш¹

¹ Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, Україна

² Відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С.Полякова НАН України, Дніпро, Україна

НОВА МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ ПІДНЯТТЄВИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

©M. Kononenko¹, O. Khomenko¹, A. Kosenko², V. Bash¹

¹ Dnipro University of Technology, Dnipro, Ukraine

² Branch for Physics of Mining Processes of the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine, Dnipro, Ukraine

NEW METHOD FOR DETERMINING THE PARAMETERS OF DRILLING AND BLASTING FOR RAISING MINE WORKINGS

Мета. Розробка нових методик розрахунку параметрів буропідривних робіт (БПР) для проведення піднятєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів з урахуванням тиску продуктів вибуху, межі міцності порід на стискання, їх структурної будови, тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску.

Методика дослідження. Для розробки методик розрахунку параметрів вибухових робіт при проведенні піднятєвих виробок за допомогою шпурових і свердловинних зарядів використовували відомі закони теорії пружності та основні положення квазістатично-хвильової гіпотези механізму руйнування твердого середовища вибухом. Для визначення зон непружних деформацій, внаслідок зміни напружено-деформованого стану масиву гірських порід, у вибої піднятєвої виробки під час вибуху, проводили чисельне моделювання розрахованих за новою методикою параметрів БПР методом скінченних елементів у програмному продукті для інженерного аналізу SolidWorks Simulation.

Результати дослідження. Розроблено методики розрахунку параметрів БПР для проведення піднятєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів. Встановлено, що розрахунок параметрів БПР виконується у такій самій послідовності, як і при проведенні горизонтальних гірничих виробок, але відрізняється тим, що при проведенні піднятєвих відсутня група відбійних шпурів або свердловин. Це пов'язано з тим, що площа піднятєвих має невелике значення. У запропонованих методиках відстань між шпурами або свердловинами у врубі визначається за радіусом зони зминання, а для контурних – за радіусом зони інтенсивного подрібнення. Для перевірки розрахованих за новою методикою параметрів БПР при проведенні піднятєвої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» проведено чисельне моделювання зміни напружено-деформованого стану масиву порід під дією вибуху. За результатами чисельного моделювання, утворення зон непружних деформацій у вибої піднятєвого при вибуховому навантаженні, отримано рівномірне подрібнення породи, що дозволить уникнути виходу негабаритних кусків після вибуху.

Наукова новизна. Розташування шпурів або свердловин у вибої піднятєвої виробки може бути визначено за степеневую залежністю зміни лінії найменшого опору (ЛНО) від їх діаметра, тиску продуктів вибуху, межі міцності порід на стискання, їх структурної будови, тріщинуватості та ущільнення під впливом гірського тиску.

Практичне значення. Розроблені методики визначення параметрів БПР для проведення підняттяєвих виробок методами шпурових і свердловинних зарядів, дозволяє раціоналізувати розташування шпурів або свердловин у вибої, що призведе до ресурсозбереження при їх проведенні.

Ключові слова: шпур, свердловина, підняттяєвий, вибухова речовина, буропідривні роботи, зона інтенсивного подрібнення, лінія найменшого опору

Вступ. Проведення підготовчих і нарізних виробок, у межах блоків або камер для видобутку руд підземним способом, є одним з основних та найбільш трудомістким виробничим процесом, який необхідний для підготовки до виконання очисних робіт [1]. Технологічний розвиток різноманітних систем розробки рудних родовищ призвів до появи виробок, які характеризуються малим перерізом і складають конструктивне оформлення систем. У цих системах розробки, для підготовки видобувних одиниць до очисних робіт, використовують підняттяєві гірничі виробки різних розмірів і форм, які виконують різноманітні функції, а також похилі або вертикальні дучки. Для підготовки блока до очисних робіт на проведення цих виробок витрачають до 50% від загальних трудових і матеріальних витрат [2]. Тому розробка нової методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняттяєвих гірничих виробок має актуальне значення.

Постановка завдання.

Залежно від призначення, підняттяєві гірничі виробки проводять по руді або породам та обладнують одним, двома або трьома відділеннями для корисної копалини, породи, сходових ходів тощо. За призначенням підняттяєві поділяються на ходові, вентиляційні, перепускні, закладні, матеріально-господарські, відрізні та бурові. Форма та розміри поперечного перерізу підняттяєвих залежать від їх призначення, матеріалу кріплення і кількості відділень. Найпоширенішими є квадратна, прямокутна та кругла форми поперечного перерізу підняттяєвих виробок з площею від 1,44 м² до 8,0 м². Кожна рудна шахта розробляє свої типові перерізи та розміри підняттяєвих, які найбільш відповідають конкретним умовам ведення гірничих робіт. Сьогодні існують два способи проведення підняттяєвих – буропідривний і машинний (комбайновий). До буропідривного способу проведення підняттяєвих відносяться: шпуровий з обладнанням тимчасових полків і сходів та за допомогою прохідницьких комплексів типу КПВ або КПН, і секційний з підриванням глибоких свердловинних зарядів [3]. Аналізом науково-технічних джерел встановлено, що на залізрудних шахтах Криворізького басейну щорічно проводиться близько 27 тис. м підняттяєвих [4, 5], а в умовах Приватного акціонерного товариства «Запорізький залізрудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК») – до 3 тис. м [6, 7].

За допомогою шпурового способу з обладнанням тимчасових полків на шахтах Криворізького басейну проводять підняттяєві квадратної форми з площею 1,44 м² та розмірами 1,2 м × 1,2 м, 2,25 м² та розмірами 1,5 м × 1,5 м, а також круглої форми з площею 1,8 м² та діаметром 1,5 м. Висота цих підняттяєвих не перевищує 25–30 м. Основні робочі процеси, що містить у собі цей спосіб такі: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірської маси і влаштування полків. Ця технологія характеризується низьким рівнем

безпеки, великою трудомісткістю операцій, невисокими місячними темпами проходки, поганими умовами праці та великими трудовими витратами [4, 5]. Проте вона має переваги у простоті, універсальності, невеликій масі обладнання та економічності при невеликій висоті підняттявого. На шахтах Криворізького басейну річний обсяг проведення підняткових гірничих виробок з обладнанням тимчасових полків і сходів складає 6 % для площі 1,44 м², 73 % для площі 2,25 м². В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» цей спосіб не використовується через технологічні обмеження та особливості конструктивних елементів системи розробки.

Використання самохідних комплексів КПВ і КПН для проведення підняткових дозволяє механізувати доставку прохідників, обладнання та матеріалів у вибій виробки. Цей спосіб використовується для проведення підняткових виробок квадратної та прямокутної форми з площею 3,2 м² і 4 м² з розмірами 1,6 м × 2 м і 2 м × 2 м та висотою не менше 60–80 м [2]. Прохідницький цикл складається з наступних робочих процесів: прибирання гірської маси, буріння шпурів під анкери, нарощування монорейки, буріння шпурів у вибої, заряджання та підривання шпурів, а також провітрювання вибою. Однак, недоліком цього способу є те, що прохідники проводять більшу частину робочих операцій вручну, оскільки постійно знаходяться у вибої піднятного [5]. На шахтах Криворізького басейну обсяг проведення підняткових виробок за допомогою прохідницьких комплексів площею 3,2 м² становить 11 %, а площею 4 м² – 10 %. В умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» цей спосіб проведення підняткових вже не використовується.

Також ще одним зі способів проведення підняткових виробок за допомогою БПР є секційне підривання глибоких свердловинних зарядів. Цей спосіб передбачає відсутність людей у вибої піднятного. Усі роботи з буріння, заряджання та висадження свердловин виконуються з прилеглих до піднятного горизонтальних виробок. Для проведення підняткових цим способом на всю висоту з верхньої виробки бурять свердловини діаметром 0,089–0,105 м, з відстанню між ними 0,5–0,9 м [8]. Піднятковий формується шляхом послідовного висадження окремих секцій завдовжки 2–4 м у напрямку знизу вгору. Цим способом можна проводити підняткові висотою до 40 м, що обумовлено викривленням свердловин під час буріння. Перед заряджанням нижню частину свердловин перекривають дерев'яними конічними пробками, які опускають у свердловину за допомогою шпагату або дроту, а заряджання відбувається зверху – з боку устя. Над зарядом на висоту 0,5–1,0 м насипається шар породи або піску, який використовується як забивка. Цей спосіб застосовується для проведення відрізних, вентиляційних і рудоперепускних підняткових, які не потребують кріплення. Сьогодні на шахтах Криворізького басейну проведення підняткових секційним підриванням глибоких свердловин з різних причин не використовується, але в умовах ПрАТ «ЗЗРК» наведений спосіб використовується для проведення до 72 % від загальної протяжності підняткових площею 4 м² і 6 м².

В умовах шахт Криворізького басейну 3,3 % підняткових проводять машинним (комбайновим) способом, а у ПрАТ «ЗЗРК» – 28 % від загальної їх протяжності. Площа поперечного перерізу підняткових коливається від 2,5 м² до 4,5 м². Цей спосіб є конкурентоспроможним з буропідричним лише при проведенні

підняттях висотою понад 80 м. Зазвичай бурінням проводять підняття між двома концентраційними горизонтами. Найпоширенішою технологією стало буріння по осі підняття випереджаючої свердловини діаметром до 0,3 м на повну висоту, з подальшим розширенням знизу вгору до проектного діаметру підняття виробки. Підготовчі роботи починаються з вибору місця закладення випереджальної свердловини та проведення камери об'ємом 60–140 м³ для розміщення комбайну та зведення основи для нього біля устя свердловини. Основою слугує бетонна площадка (фундамент), на яку кріпляться лапи на рамі комбайну цанговими болтами. Випереджальну свердловину бурять шарошечною короною з використанням спрямовуючих штанг, що запобігають відхиленню свердловини від заданого напрямку. Після виходу випереджальної свердловини на нижній горизонт шарошечну коронку знімають, а буровий став оснащують розширювачем заданого кінцевого діаметра підняття. Проведення підняттях висотою до 80 м за допомогою комбайна вважається недоцільним через високі витрати ручної праці при спорудженні бурових камер і бетонних основ, високу трудомісткість монтажу, демонтажу та перевезення комбайнів. Недоліками даного способу є висока вартість комбайнів і породо-руйнівного інструменту, їх габаритність та велика маса [1, 4, 5].

Аналізом технології проведення підняттях встановлено, що в умовах шахт Криворізького басейну до 97 % загальної протяжності підняттях виробок проводять за допомогою БПР, а в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК» – до 72 %. Це вказує на те, що використання самохідних комплексів та комбайнів для проведення підняттях не може повністю вирішити проблему підвищення ефективності підготовки блоків до очисних робіт. Час підготовки блоків і їх введення в експлуатацію значною мірою залежить від швидкості проведення підняттях. Довжина підняттях виробок, які проводяться на шахтах Криворізького басейну та ПрАТ «ЗЗРК», під час підготовки блоків або камер до очисних робіт, разом з низькою продуктивністю та важкими умовами праці під час їх проведення, вимагають пошуку сучасних технологічних і технічних рішень для підвищення ефективності їх спорудження. Це можливо завдяки розробці та визначенню раціональних параметрів БПР для проведення підняттях виробок за допомогою методів підривання шпурових і свердловинних зарядів, а також використання емульсійних вибухових речовин (ЕВР) вітчизняного виробництва, які є безпечними у транспортуванні та зберіганні [9, 10], екологічно чистими [11–16] й економічно вигідними [17].

Методика досліджень. Розробка методик визначення параметрів БПР для проведення підняттях гірничих виробок містила у собі виконання таких етапів:

- проектування та послідовність розрахунку прямих врубів за радіусом зони зминання;
- розробка методик розрахунку параметрів БПР для проведення підняттях виробок методами шпурових і свердловинних зарядів;
- перевірка розрахованого за новою методикою паспорта БПР для реальних умов за допомогою чисельного моделювання зон непружних деформацій у вибої підняттях виробки при вибуховому навантаженні.

Для розробки методик розрахунку параметрів БПР при проведенні підняткових виробок методами шпурових і свердловинних зарядів використовували загальновідомі закони теорії пружності й основні положення квазістатично-хвильової гіпотези механізму руйнування твердого середовища вибухом. Для визначення зон непружних деформацій внаслідок зміни напружено-деформованого стану масиву гірських порід у вибої підняткової виробки під дією вибуху, проводили чисельне моделювання за допомогою методу скінченних елементів у ліцензійному програмному продукті для інженерного аналізу SolidWorks Simulation.

Викладення основного матеріалу.

Розрахунок параметрів БПР для проведення підняткових методом шпурових зарядів виконується у такій самій послідовності, як і при проведенні горизонтальних гірничих виробок, але відрізняється тим, що при проведенні підняткових відсутня група відбійних шпурів. Це пов'язано з тим, що площа підняткових має невелике значення. Тому у деяких конструкціях врубу, для розширення його площі використовуються допоміжні шпури. Із практичного досвіду при проведенні підняткових за допомогою шпурів використовують прямі призматичні вруби, конструкцію яких наведено у роботі [8].

За результатами досліджень, що наведено у роботах [18–20], пробивна відстань між шпурами прямого врубу дорівнює величині радіуса зони змінання та визначається за формулою

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

де d – діаметр шпура або свердловини, м; ρ – щільність вибухової речовини (ВР) або густина ЕВР [21], кг/м³; D – швидкість детонації ВР, м/с; $\sigma_{см}$ – межа міцності порід на стискання, Па; $K_{\partialз}$ – коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини залежно від діаметру заряду ВР [19]; $K_{сн}$ – коефіцієнт структури породи, який залежить від властивостей масиву [19]: для в'язких, пружних і пористих порід $K_{сн} = 2,0$, для дислокованих, з мінливим заляганням та дрібною тріщинуватістю $K_{сн} = 1,4$, для сланцевих, з мінливою міцністю та напластуванням, перпендикулярним напрямку зарядної порожнини $K_{сн} = 1,3$, для масивних, крихких $K_{сн} = 1,1$, для монолітних $K_{сн} = 1,0$, для дрібнопористих, нещільних $K_{сн} = 0,8$; K_c – коефіцієнт структурного ослаблення масиву, що визначається за однією з формул наданих у роботі [18]; K_y – емпіричний коефіцієнт ущільнення порід під дією гірського тиску [19].

Мінімальна кількість шпурів у врубі становить

$$N_{вр} = \frac{0,144 \cdot (l_{ш} \cdot \eta)^{0,91}}{R_{зм}}, \text{ шт.}, \quad (2)$$

де $l_{ш}$ – довжина комплекту шпурів, що дорівнює 1,3 – 2,2 м.

Розрахункові питомі витрати ВР визначаються за найбільш універсальною формулою Покровського М.М.

$$q = 0,01 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_{cn} \cdot k_{зам} \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (3)$$

де σ_{cm} – межа міцності порід на стискання, МПа; e – коефіцієнт відносної працездатності ВР, розраховується згідно методики, що подано у роботі [22]; $k_{зам}$ – коефіцієнт затиску породи, який змінюється у межах 1,2–1,5 або розраховується за виразом

$$k_{зам} = 3 \cdot l_{uu} / \sqrt{S_{np}}, \quad (4)$$

де S_{np} – площа поперечного перерізу підняттявої виробки у проходці, м².

Об'єм висадженої породи у масиві складає

$$V = S_{np} \cdot l_{uu}, \text{ м}^3. \quad (5)$$

Розрахункова кількість ВР на вибій становить

$$Q = q \cdot V, \text{ кг.} \quad (6)$$

Враховуючи умови роботи шпурових зарядів та їх розташування відносно відкритої поверхні, так само, як і при проведенні горизонтальних виробок, ЛНО для шпура дорівнює величині радіуса зони інтенсивного подрібнення та визначається за формулою [19]

$$W = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{дз}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{cm} \cdot K_{cn} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м.} \quad (7)$$

Кількість контурних шпурів

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$N_b = ((B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / W) + 1, \text{ шт.}; \quad (8)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$N_h = ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / W) - 1, \text{ шт.}; \quad (9)$$

– для підняттявого круглої форми

$$N_k = (2 \cdot \pi \cdot (0,5 \cdot D_{np} - \Delta_o)) / W, \text{ шт.}, \quad (10)$$

де Δ_o – відстань від контуру виробки до лінії контурних шпурів, що дорівнює величині радіуса зони змінання $R_{зм}$, за даними практичного досвіду ця відстань приймається у межах 0,15–0,25 м; D_{np} – діаметр підняттявого у проходці, м.

Загальна кількість контурних шпурів для підняттявих прямокутної та квадратної форм складає

$$N_k = 2 \cdot (N_b + N_h - 2), \text{ шт.} \quad (11)$$

Фактична відстань між контурними шпурами

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_b = (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_b - 1), \text{ м}; \quad (12)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форми

$$a_h = (H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_h + 1), \text{ м}; \quad (13)$$

– для підняттявого круглої форми

$$a = \sin(180 / N_k) \cdot (D_{np} - 2 \cdot \Delta_o), \text{ м}. \quad (14)$$

Врубів та контурні шпури у вибої підняттявої виробки розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 1.

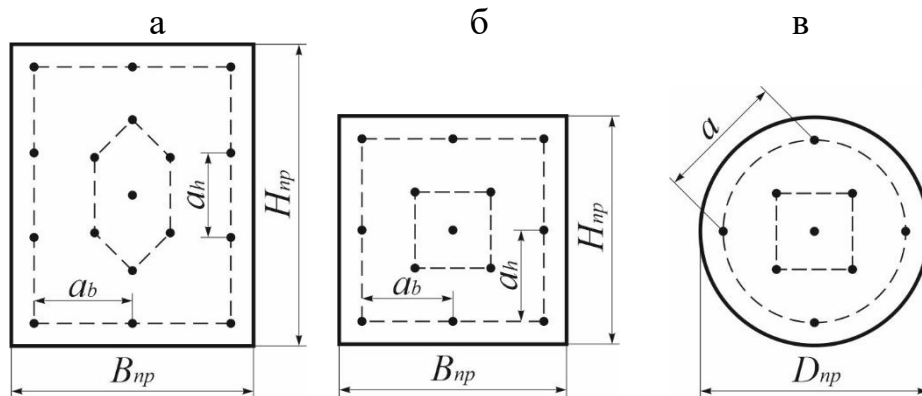


Рис. 1. Розрахункова схема розташування шпурів у вибої підняттявої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форм

Загальна кількість шпурів у вибої підняттявої виробки складе

$$N = N_{ep} + N_k, \text{ шт.} \quad (15)$$

Середня величина заряду на один шпур складе

$$Q_{ш} = Q / N, \text{ кг.} \quad (16)$$

Величину заряду у врубовому та контурному шпурі знаходиться за виразом

$$Q_3 = K_n \cdot Q_{ш}, \text{ кг,} \quad (17)$$

де K_n – коефіцієнт, що враховує збільшення або зменшення заряду ВР у шпурі залежно від його призначення: для врубового шпуру $K_n = 1,1-1,2$, для контурного шпуру $K_n = 0,9-1,0$.

При використанні патрованої ВР величину заряду корегують з урахуванням маси патрону ВР.

Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_{\phi} = N_{ep} \cdot Q_{ep} + N_k \cdot Q_k, \text{ кг,} \quad (18)$$

де $Q_{вр}$ – величина заряду ВР у врубовому шпурі, кг; Q_k – величина заряду ВР у контурному шпурі, кг.

Довжина заряду розсипної ВР або наливної ЕВР у шпурі без урахування патрона-бойовика (П-Б)

$$l_3 = Q_3 / (0,785 \cdot d^2 \cdot \rho), \text{ м.} \quad (19)$$

Фактичні питомі втрати ВР

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{S_{np} \cdot l_{ш} \cdot \eta}, \text{ кг/м}^3. \quad (20)$$

де η – коефіцієнт використання шпурів (КВШ), що дорівнює 0,85–0,95.

Розрахунок параметрів БПР для проведення підняттяєвих способом секційного висадження свердловин пропонується виконувати у такій послідовності. Виконавши аналіз типових паспортів БПР, а також технологію проведення підняттяєвих секційним висадженням свердловин в умовах шахт ПрАТ «ЗРК», було встановлено емпіричну залежність мінімальної кількості свердловин у врубі залежно від межі міцності порід або руди на стискання

$$N_{вр} = 0,5 \cdot k_s \cdot \sqrt{\sigma_{ст}}, \text{ шт.} \quad (21)$$

де k_s – коефіцієнт, що враховує форму та площу поперечного перерізу: для підняттяєвих круглої форми коли $S_{np} = 2,5 \text{ м}^2$ і $3,8 \text{ м}^2$ $k_s = 0,2$, для підняттяєвих квадратної та прямокутної форм коли $S_{np} = 1,7 \text{ м}^2$ і $2,25 \text{ м}^2$ $k_s = 0,2$, коли $S_{np} = 4 \text{ м}^2$ і 6 м^2 $k_s = 1,0$.

За результатами досліджень [18–20] пробивна відстань між свердловинами врубу дорівнює величині радіуса зони зминання, що визначається за формулою (1). Для підняттяєвих круглої, квадратної та прямокутної форм при їх проведенні методом секційного висадження свердловин найбільшого поширення отримало розташування свердловин у врубі, що розглянуто у роботі [8].

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 радіуса зони інтенсивного подрібнення, що визначається за формулою (7).

Кількість контурних свердловин

– за шириною підняттяєвого прямокутної та квадратної форм

$$N_b = (B_{np} / W) + 1, \text{ шт.}; \quad (22)$$

– за довжиною підняттяєвого прямокутної та квадратної форм

$$N_h = (H_{np} / W) - 1, \text{ шт.}; \quad (23)$$

– для підняттевого круглої форми

$$N_k = (\pi \cdot D_{np}) / W, \text{ шт.} \quad (24)$$

Загальна кількість контурних свердловин для підняттевих прямокутної та квадратної форм визначається за формулою (11).

Фактична відстань між контурними свердловинами

– за шириною підняттевого прямокутної та квадратної форм

$$a_b = B_{np} / (N_b - 1), \text{ м;} \quad (25)$$

– за довжиною підняттевого прямокутної та квадратної форм

$$a_h = H_{np} / (N_h + 1), \text{ м;} \quad (26)$$

– для підняттевого круглої форми

$$a = \sin(180 / N_k) \cdot D_{np}, \text{ м.} \quad (27)$$

Врубів та контурні свердловини у вибої підняттевої виробки розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 2.

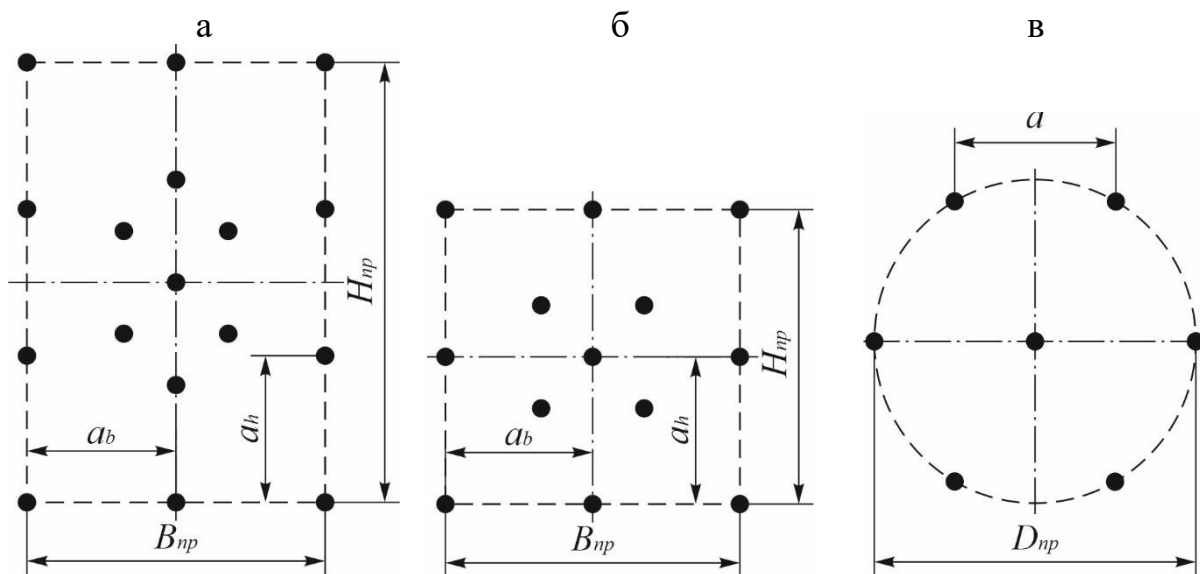


Рис. 2. Розрахункова схема розташування свердловин у вибої підняттевої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форм

Загальна кількість свердловин у вибої підняттевого визначається за формулою (15). Величина заряду на одну свердловину

– для розсипних ВР або наливних ЕВР

$$Q_c = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot (l_c - l_{заб} - l_{нб}) \cdot \rho, \text{ кг;} \quad (28)$$

– для патронованих ВР

$$Q_c = n_{нат} \cdot m_{нат}, \text{ кг,} \quad (29)$$

де l_c – довжина секції, що дорівнює 2–4 м; $l_{заб}$ – довжина забивки, що дорівнює 1 м; $m_{пат}$ – маса патрона ВР, кг; $n_{пат}$ – кількість патронів ВР з урахуванням П-Б

$$n_{пат} = (l_c - l_{заб}) / l_{пат}, \text{ шт.}, \quad (30)$$

де $l_{пат}$ – довжина патрона ВР, м.

Отриману кількість патронів ВР округляють до цілого числа.

Фактичні витрати ВР на вибій

$$Q_{ф} = N \cdot Q_c, \text{ кг.} \quad (31)$$

Фактичні питомі втрати ВР

$$q_{ф} = Q_{ф} / (S_{пр} \cdot l_c), \text{ кг/м}^3. \quad (32)$$

Як приклад розглянемо розрахунок параметрів БПР при проведенні підняттевої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» за наступними вихідними даними, що наведено у табл. 1.

Таблиця 1

Вихідні дані для розрахунку параметрів БПР при проведенні підняттевої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка»

| Найменування | Одиниця виміру | Показник |
|--|-------------------|--------------|
| Виробка | - | Підняттевий |
| Ширина виробки | м | 1,6 |
| Довжина виробки | м | 1,8 |
| Висота виробки | м | 54 |
| Площа поперечного перерізу виробки | м ² | 2,88 |
| Міцність породи на стискання | МПа | 90–100 |
| Коефіцієнт Пуассона | - | 0,25 |
| Щільність порід | кг/м ³ | 3200 |
| Глибина розташування виробки | м | 1420 |
| Тріщинуватість порід | - | Тріщинуваті |
| Глибина врубових шпурів | м | 1,5 |
| Глибина комплекту шпурів | м | 1,3 |
| Діаметр шпурів | м | 0,04 |
| Вруб | - | Призматичний |
| Густина патронованої ЕВР Анемікс П | кг/м ³ | 1140 |
| Швидкість детонації патронованої ЕВР Анемікс П | м/с | 5500 |

Результати розрахунку параметрів БПР при проведенні підняттявиробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка» за розробленою методикою наведено у табл. 2.

Таблиця 2

Результати розрахунку параметрів БПР при проведенні підняттявиробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка»

| Найменування | Одиниця виміру | Показник |
|--|-------------------|-----------|
| Коефіцієнт структури породи K_{cn} | ч.о. | 1,4 |
| Коефіцієнт структурного ослаблення масиву, K_c | ч.о. | 0,4 |
| Коефіцієнт ущільнення масиву, K_y | ч.о. | 1,04 |
| Розрахункові питомі витрати ВР, q | кг/м ³ | 3,55 |
| Розрахункова кількість ВР на вибій, Q | кг | 11,83 |
| Величина радіуса зони змінання, R_{zm} | м | 0,25 |
| Розрахункова відбійна ЛНО для шпура, W | м | 0,66 |
| Кількість врубових шпурів, $N_{вр}$ | шт. | 5 |
| Кількість контурних шпурів, N_k | шт. | 8 |
| Загальна кількість шпурів, N | шт. | 13 |
| Фактична відстань між контурними шпурами за шириною підняттявиробки, a_b , м | м | 0,65 |
| Фактична відстань між контурними шпурами за довжиною, a_h , м | м | 0,75 |
| Середня величина заряду на шпур, $Q_{ш}$ | кг | 0,91 |
| Діаметр патрона ЕВР Анемікс П | м | 0,032 |
| Маса патрона ЕВР Анемікс П | кг | 0,20 |
| Довжина патрона ЕВР Анемікс П | м | 0,24 |
| Величина заряду: | | |
| – для врубового шпура, $Q_{вр}$ | кг | 1,2 |
| – для контурного шпура, Q_k | кг | 1,0 |
| Фактичні витрати ВР на вибій, Q_f | кг | 14 |
| Довжина заряду з П-Б: | | |
| – врубового шпура, $l_{з.вр}$ | м | 1,4 |
| – контурного шпура, $l_{з.к}$ | м | 1,2 |
| КВШ, η | ч.о. | 0,9–0,95 |
| Фактичні прогнозні питомі витрати ВР, q_f | кг/м ³ | 4,15–3,94 |

За результатами розрахунку параметрів БПР для проведення підняттявиробки було викреслено розташування шпурів у вибої виробки, що подано на рис. 3.

Порівнюючи розроблений паспорт БПР з діючим паспортом на проведення підняттявиробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка», було встановлено, що розраховані параметри БПР за розробленою методикою дозволили зменшити кількість шпурів у вибої виробки на 24 % з 17 шт. до 13 шт. Це свідчить

про те, що запропонована методика розрахунку параметрів БПР для проведення підняттевих виробок враховує не лише фізико-механічні властивості масиву гірських порід, але й детонаційні характеристики ВР, що дозволяє отримати коректні результати.

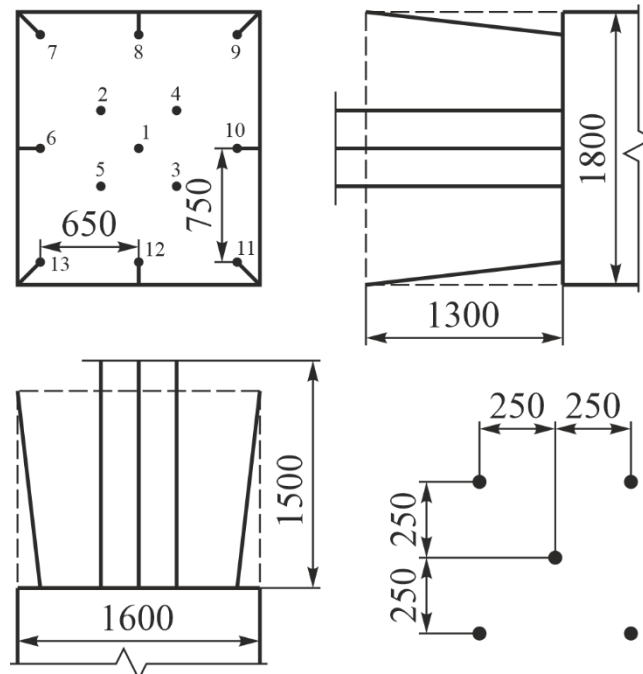


Рис. 3. Розташування шпурів у вибої підняттевої виробки та конструкція врубу

Для перевірки розрахованих за новою методикою параметрів БПР при проведенні підняттевої виробки необхідно провести чисельне моделювання зміни напружено-деформованого стану масиву порід під дією вибуху. Сьогодні одним з найбільш ефективних методів дослідження механізму вибухового руйнування гірських порід є використання чисельного моделювання методом скінченних елементів (МСЕ), який є одним з найбільш розвинених методів моделювання явищ і процесів з максимальним наближенням до реальності. Використання чисельного моделювання дозволяє вивчати процеси та явища, які в практичних умовах неможливо або економічно недоцільно досліджувати. Незважаючи на розвиненість математичних і комп'ютерних технологій, існує обмежена кількість програмних продуктів, які можуть моделювати процес вибуху з високою точністю. Лідерами у цій галузі є програмні продукти SolidWorks та ANSYS, які застосовують МСЕ і широко використовуються в гірництві для моделювання зміни напружено-деформованого стану гірських порід під дією гірського тиску та вибуху.

Згідно з теорією опору матеріалів [23], динамічні розрахунки можуть бути замінені статичними шляхом врахування динамічного коефіцієнта. Таким чином, для моделювання зміни напружено-деформованого стану масиву гірських порід при їх вибуховому руйнуванні було використано ліцензійне програмне забезпечення системи інженерного аналізу SolidWorks Simulation [24], яке доступне у Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка».

Порівняно з ANSYS, використання SolidWorks Simulation для розв'язання статичних задач дозволяє скоротити час, необхідний для виконання одного експерименту. Крім того, робота з SolidWorks Simulation є простішою, ніж з високорозвиненим пакетом ANSYS, оскільки вона вимагає менше підходів до постановки задачі.

Тому, метою чисельного моделювання є визначення зон непружних деформацій внаслідок зміни напружено-деформованого стану масиву гірських порід у вибої підняттевої виробки під дією вибуху. Методика чисельного моделювання за допомогою методу скінченних елементів у ліцензійному програмному забезпеченні для інженерного аналізу SolidWorks Simulation містила у собі виконання таких етапів:

- створення геометрії моделі;
- визначення фізико-механічних властивостей матеріалу моделі;
- встановлення вихідного навантаження, обмежень та сітки моделі;
- проведення обчислювального експерименту та обробка результатів.

На першому етапі моделювання створювали геометрію моделі. Для уникнення впливу крайових ефектів на результати моделювання розраховували мінімальні параметри геометрії моделі

- ширина

$$B_M = B_{np} + 4 \cdot D_e, \text{ м}; \quad (33)$$

- висота

$$H_M = H_{np} + 4 \cdot D_e, \text{ м}; \quad (34)$$

- довжина

$$L_M = 5 \cdot l_{ep}, \text{ м}, \quad (35)$$

де l_{ep} – довжина врубового шпура, м; D_e – приведений діаметр виробки

$$D_e = \sqrt{4 \cdot S_{np} / \pi}, \text{ м}. \quad (36)$$

Так, як підняттевий має розміри 1,6 м × 1,8 м, то для виключення крайових ефектів на результати моделювання були прийняті такі параметри геометрії моделі: ширина і висота – 9,4 м, довжина – 7,5 м.

Основні фізико-механічні властивості, які необхідні для проведення чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід у модулі SolidWorks Simulation: модуль пружності (модуль Юнга), коефіцієнт Пуассона, модуль зсуву, щільність, межу міцності на розтягання та стискання.

Межа міцності на стискання матеріалу моделі визначається за формулою

$$\sigma_{cm}^M = \sigma_{cm} \cdot K_{cn} \cdot K_c \cdot K_y, \text{ МПа}. \quad (37)$$

Межа міцності на розтягання матеріалу моделі визначається за виразом

$$\sigma_p^M \approx 0,1 \cdot \sigma_{cm}^M, \text{ МПа}. \quad (38)$$

Приблизно модуль пружності проф. Покровський Г.І. пропонує визначати за співвідношенням

$$E \approx \frac{\sigma_p^m}{0,0001}, \text{ МПа.} \quad (39)$$

Модуль зсуву визначається за формулою [25]

$$G = \frac{E}{2 \cdot (1 + \mu)}, \text{ МПа,} \quad (40)$$

де μ – коефіцієнт Пуассона.

Прийняті фізико-механічні властивості матеріалу моделі наведено у табл. 3.

Таблиця 3

Фізико-механічні властивості матеріалу моделі

| Найменування | Значення |
|---|------------------------|
| Модуль пружності, Па | $5,82 \times 10^{10}$ |
| Коефіцієнт Пуассона | 0,25 |
| Модуль зсуву, Па | $2,328 \times 10^{10}$ |
| Щільність, кг/м ³ | 3200 |
| Межа міцності на розтягання, $\times 10^6$ Па | 5820000 |
| Межа міцності на стискання, $\times 10^6$ Па | 58200000 |

Точність результатів чисельного моделювання руйнування масиву порід вибухом залежить від правильності заданих умов. Оскільки вибух уявляє собою удар, а потім дію тиску продуктів вибуху [19], для імітації цього процесу створювали тиск, який направлений перпендикулярно граням і вибою у всіх шпурах з урахуванням динамічного коефіцієнту [23]. Величина тиску у шпурах для моделювання підривання вибою підняттявого з урахуванням діаметру заряду визначається за виразом

$$P_m = \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{\partial z} \cdot K_{\partial}}{8}, \text{ Па,} \quad (41)$$

де K_{∂} – динамічний коефіцієнт.

Моделі фіксували з усіх боків, що імітувало розташування її в підземних умовах. Після того, як було задано фізико-механічні властивості матеріалу моделі, встановлено всі навантаження, приступали до створення сітки скінченних елементів. Для точності результатів сітку скінченних елементів встановлювали на підставі кривизни з високим рівнем щільності.

Обчислювальний експеримент з визначення зміни напружено-деформованого стану порід вибою підняттявого виконували у наступній послідовності. Спочатку викреслювали геометрію моделі. У середовищі SolidWorks Simulation обирали новий статистичний аналіз. Потім приймали матеріал моделі з фізико-

механічними властивостями, що наведено у табл. 3. У якості критерію руйнування породи застосовували критерій Кулона-Мора, що використовується для матеріалів з різними властивостями розтягання та стискання. Після чого фіксувалась геометрія моделі, застосовувався тиск продуктів вибуху у шпурах за всією їх довжиною. Для виключення впливу величини недозаряду на результати експерименту 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 руйнування матеріалу моделі де порода має коефіцієнт запасу міцності ≤ 1 (рис. 4).

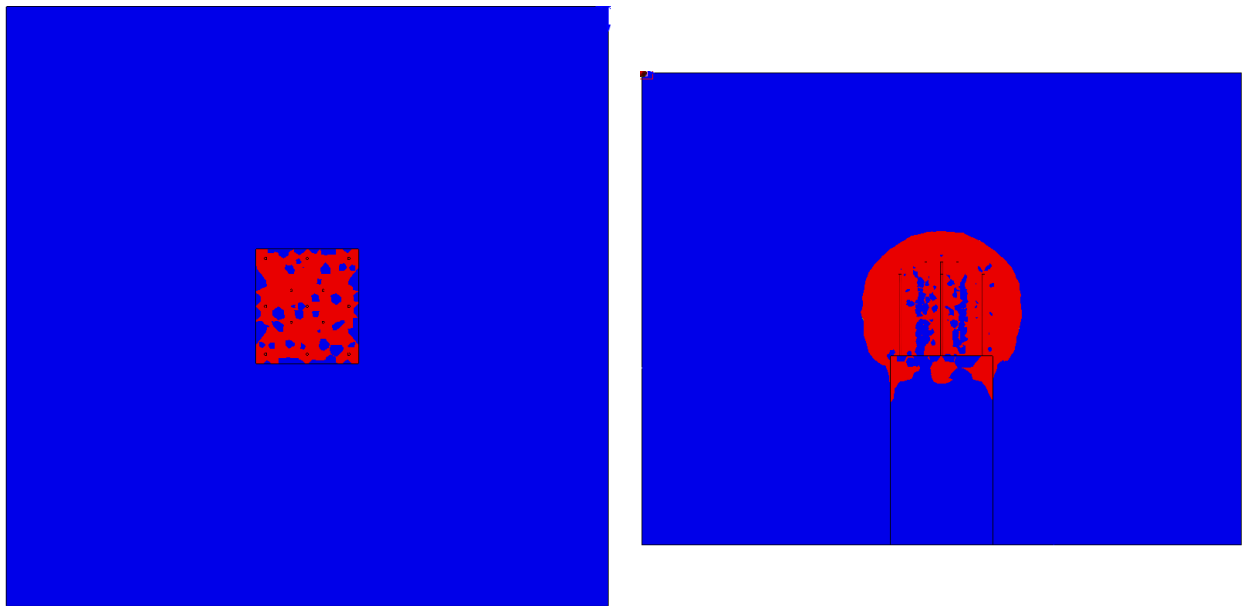


Рис. 4. Утворення зон непружних деформацій у вибої підняттяєвого під дією вибуху

Червоні ділянки навколо шпурів у вибої підняттяєвого вказують на місця, де порода має коефіцієнт запасу міцності ≤ 1 (див. рис. 4), що означає утворення зон непружних деформацій. Проведений аналіз результатів чисельного моделювання зміни напружено-деформованого стану матеріалу моделі у вибої підняттяєвого під дією вибуху показав, що прогнозований гранулометричний склад породи після виконання підривних робіт складе $< 0,2$ м. Це свідчить про те, що використання розрахованих параметрів БПР за запропонованою методикою для проведення підняттяєвого у заданих гірничо-геологічних умовах дозволить уникнути виходу негабаритних кусків породи після вибуху.

Висновки:

1. За величиною радіусів зон деформацій масиву порід навколо зарядної порожнини, розроблено принципово нові методики розрахунку параметрів БПР для проведення підняттяєвих виробок методами шпурових та свердловинних зарядів. У зв'язку з невеликими площами поперечного перерізу як при проведенні підняттяєвих методом шпурових зарядів, так і при секційному висадженні свердловин буде відсутня група відбійних шпурів або свердловин. Враховуючи умови роботи

шпурових або свердловинних зарядів у затиснутому середовищі та їх розташування відносно відкритої поверхні ЛНО для шпура або свердловини пропонується визначати за величиною радіуса зони інтенсивного подрібнення. При визначенні ЛНО шпура або свердловини за радіусом зони інтенсивного подрібнення комплексно враховується радіус зони зминання, діаметри зарядної порожнини та заряду ВР, детонаційні характеристики ВР, межа міцності порід на стискання, їх структурна будова, тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску. Параметри розташування шпурів або свердловин мають фактично розраховані значення як і величина заряду для кожного шпура або свердловини у групі.

2. Для перевірки розрахованих за новою методикою параметрів БПР при проведенні підняттевої виробки проведено чисельне моделювання зміни напружено-деформованого стану масиву порід під дією вибуху. Аналізом результатів чисельного моделювання утворення зон непружних деформацій у вибої підняттевого під дією вибуху встановлено, що прогнозований гранулометричний склад породи після виконання підривних робіт складе $< 0,2$ м. Це вказує на те, що використання розрахованих параметрів БПР за новою методикою для проведення підняттевого у заданих гірничо-геологічних умовах дозволить уникнути виходу негабаритних кусків породи після вибуху. Використання запропонованих параметрів БПР при проведенні підняттевої виробки в умовах шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка» дозволяє раціоналізувати рівномірне розташування шпурів у вибої, що призведе до зменшення їх кількості на 24 %, з 17 шт. до 13 шт.

Перелік посилань

1. Khomenko, O., Kononenko, M., & Savchenko, M. (2018). Technology of underground mining of ore deposits. <http://doi.org/10.33271/dut.001>
2. Косенко А.В., Тарасютін В.М. (2022). Обґрунтування раціональних технологій проведення підготовчо-нарізних підняттевих виробок у видобувних блоках залізородних шахт, що забезпечують підвищення стійкості відслоненого масиву. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 1(50). С. 40–46. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2022-1-40-46>
3. Khomenko, O., Kononenko, M., & Lyashenko, V. (2021). Improvement of safety for the underground vertical workings. *Occupational Safety in Industry*, (2), 41–48. <http://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-2-41-48>
4. Федоренко, П.І., Мельнікова, І.Є., Чепурний, В.І., Ляш, С.І. (2015). Про можливості зниження трудових енерго- та ресурсовитрат під час підготовки блоків до очисних робіт. *Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет*, (55), 152–156.
5. Федоренко, П.І., Чепурний, В.І., Ляш, С.І. (2016). Аналіз стану проходки підняттевих виробок під час підготовки на шахтах Кривбасу блоків до очисного виймання. *Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет*, (56), 103–108.
6. Усатий, В.Ю., Кістрін, С.Г., Блізнюков, В.Г. (2001). Проходка підняттевих гірничих виробок в умовах ЗАТ «Запорізький ЗРК». *Збірник наукових праць ДНДГРІ*, 64–71.
7. Усатий, В.Ю., Кістрін, С.Г., Усатий, В.В. (2001). Обґрунтування способу проведення підняттевих гірничих виробок при системах розробки високими камерами. *Науковий вісник НГАУ*, (3), 18–21.
8. Kononenko, M.M., Khomenko, O.Ye., Kosenko, A.V. (2022). Rational parameters of drilling-and-blasting operations for rise working. *Physical and technical problems of mining production*, (24), 15–31. <https://doi.org/10.37101/ftpgp24.01.002>

9. Lyashenko, V., Vorob'ev, A., Nebohin, V., Vorob'ev, K. (2018). Improving the efficiency of blasting operations in mines with the help of emulsion explosives. *Mining of Mineral Deposits*, 12(1), 95-102. <https://doi.org/10.15407/mining12.01.095>
10. Kholodenko, T., Ustimenko, Y., Pidkamenna, L., & Pavlychenko, A. (2014). Ecological safety of emulsion explosives use at mining enterprises. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*, 255–260. <http://doi.org/10.1201/b17547-45>
11. Mironova, I., & Pavlichenko, A. (2013). Analysis of air pollution levels during underground ore mining. *Mining of Mineral Deposits*, 7(3), 261–266. <http://doi.org/10.15407/mining07.03.261>
12. Mironova, I., & Borysovs'ka, O. (2014). Defining the parameters of the atmospheric air for iron ore mines. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*, 333–339. <http://doi.org/10.1201/b17547-57>
13. Myronova, I. (2015). The level of atmospheric pollution around the iron-ore mine. *New Developments in Mining Engineering 2015*, 193–197. <http://doi.org/10.1201/b19901-35>
14. Myronova, I. (2015). Changing of biological traits of winter wheat that vegetate near emission source of iron-ore mine. *Mining of Mineral Deposits*, 9(4), 461–468. <http://doi.org/10.15407/mining09.04.461>
15. Myronova, I. (2016). Prediction of contamination level of the atmosphere at influence zone of iron-ore mine. *Mining Of Mineral Deposits*, 10(2), 64–71. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.0064>
16. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I., & Sudakov, A. (2018). Increasing ecological safety during underground mining of iron-ore deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (2), 29–38. <http://doi.org/10.29202/nvngu/2018-2/3>
17. Kholodenko, T., Ustimenko, Y., Pidkamenna, L., & Pavlychenko, A. (2015). 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*, 211–219. <http://doi.org/10.1201/b19901-38>
18. Kononenko, M., Khomenko, O. (2021). New theory for the rock mass destruction by blasting. *Mining of Mineral Deposits*, 15(2), 111–123. <https://doi.org/10.33271/mining15.02.111>
19. Kononenko M., Khomenko O., Sadovenko I., Sobolev V., Pazynich Yu., Smolinski A. (2023). Managing the rock mass destruction under the explosion. *Journal of sustainable mining*, 22(3), 240-247. <https://doi.org/10.46873/2300-3960.1391>
20. Kononenko, M., Khomenko, O., Cabana, E., Mirek, A., Dyczko, A., Prostański, D., Dychkovskiy, R. (2023). Using the methods to calculate parameters of drilling and blasting operations for emulsion explosives. *Acta Montanistica Slovaca*, 28(3), 655–667. <https://doi.org/10.46544/ams.v28i3.10>
21. Kononenko M., Khomenko O., Kovalenko I., & Savchenko M. (2021). Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (2), 69-75. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-2/069>
22. Kononenko M., Khomenko O., Kovalenko I., Kosenko A., Zagorodnii R., Dychkovskiy R. (2023). Determining the performance of explosives for blasting management. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*, 38(3), 19–28. <https://doi.org/10.17794/rgn.2023.3.2>
23. Шваб'юк, В.І. (2016). *Опір матеріалів*. Київ: Знання.
24. Ворошук, В.Я., Вітенько, Т.М. (2021). *Solidworks у завданнях 3D моделювання та інжинірингу технічних систем*. Тернопіль: ФОП Паляниця В.А.
25. Шашенко, О.М. (2002). *Механіка гірських порід*. Дніпропетровськ: НГУ.

ABSTRACT

Purpose. Development of new methods for calculating the parameters of drilling and blasting (D&B) for raising mine workings using the methods of blast-hole and well charges, taking into account the pressure of the explosion products, the compressive strength of rocks, their structural structure, fracturing and compaction under the influence of rock pressure.

The methodology of research. To develop methods for calculating the parameters of D&B when carrying out raising with the help of blast-hole and well charges, we used the well-known laws of the

theory of elasticity and the basic provisions of the quasi-static wave hypothesis of the mechanism of destruction of a solid medium by an explosion. To determine the zones of inelastic deformations due to changes in the stress-strain state of the rock mass in the face of the rock riser during the explosion, numerical modeling the parameters of D&B calculated using the new method was carried out using the finite element method in the software product for engineering analysis SolidWorks Simulation.

Findings. Methods have been developed for calculating the parameters of D&B for carrying out raising mine workings using the methods of blast-hole and well charges. It has been established that the calculation the parameters of the D&B is carried out in the same sequence as when carrying out horizontal mine workings, but differs in that when carrying out raising there is no group of breakout blast-holes or wells. This is due to the fact that the cross-sectional area of the risers is of small importance. In the proposed methods, the distance between blast-holes or wells in a cutting is determined by the radius of the crushing zone, and for contour ones - by the radius of the intensive crushing zone. To check the calculated parameters of the D&B, using a new method, during the excavation of risers, in the conditions of the “Yuvileina” mine of PJSC “Sukha Balka”, numerical modeling of changes in the stress-strain state of the rock mass under the influence of an explosion was carried out. According to the results of numerical modeling, the formation of areas of inelastic deformation in the face of the rising under explosive load, uniform crushing of the rock was obtained, which will avoid the release of oversized pieces after the explosion.

The originality. The location of blast-holes or wells in the face of the raise can be determined by the power-law dependence of the change in the line of least resistance (LLR) on their diameter, the pressure of the explosion products, the compressive strength of rocks, their structural structure, fracturing and compaction under the influence of rock pressure.

Practical implications. The developed methods for determining the parameters of D&B for carrying out the risers methods of blast-hole and well charges make it possible to rationalize the location of blast-holes or wells in the face, which will lead to resource saving during their implementation.

Keywords: *blast-hole, well, raise, explosive, drilling and blasting, zone of intensive crushing, line of least resistance*