

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

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 ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

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

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 PARAMETERS OF DRILLING AND BLASTING FOR HORIZONTAL AND INCLINED MINE WORKINGS

Мета. Розробка нової методики розрахунку параметрів буропідривних робіт (БПР) для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок з урахуванням тиску продуктів вибуху, межі міцності порід на стискання, їх структурної будови, тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску.

Методика дослідження. З використанням загальновідомих законів теорії пружності та основних положень квазістатично-хвильової гіпотези механізму руйнування твердого середовища вибухом, розроблено методику визначення параметрів БПР для проведення гірничих виробок, в основу якої покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами. Для встановлення придатності розробленої нової методики до розрахунків параметрів БПР проведено її апробацію в умовах реального об'єкту.

Результати дослідження. Розроблено методику розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок, в основу якої покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами. Перший етап методики включає в себе розрахунок і проектування прямих врубів, відстань між шпурами в яких визначається за радіусом зони зминання. Другий етап методики включає розрахунок: питомих і загальних витрат вибухової речовини (ВР) на вибій, величину лінії найменшого опору (ЛНО) для шпуру за радіусом зони інтенсивного подрібнення, площ груп шпурів, кількість шпурів, розрахункову та фактичну відстань між шпурами, фактичну величину заряду на шпур, фактичні питомі і загальні витрати ВР на вибій. Проведено апробацію розробленої методики в умовах діючої рудної шахти при проведенні гірничої виробки за допомогою наливної емульсійної вибухової речовини (ЕВР) Україніт-ПП-2, для якої були розраховані параметри БПР за розробленою методикою. Пробними вибухами отримано добрі результати підривання вибою виробки, рівномірне подрібнення руди та встановлено високий коефіцієнт використання шпурів.

Наукова новизна. Параметри розташування шпурів у вибою виробки реалізовано за степеневою закономірністю зміни ЛНО залежно від діаметру шпуру, тиску продуктів вибуху, межі міцності порід на стискання, їх структурної будови, тріщинуватості та ущільнення під дією гірського тиску.

Практичне значення. Розроблена методика визначення параметрів БПР, для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок, дозволяє раціоналізувати рівномірне розташування шпурів у вибою та здійснити ресурсозбереження при виконанні прохідницьких робіт до 18%.

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

Вступ. Однією з основних проблем гірничого виробництва є вибухове руйнування масиву гірських порід [1]. Техніко-економічні показники проведення гірничих виробок напряму залежать від того, наскільки вірно будуть розраховані БПР [2]. До БПР при проведенні горизонтальних і похилих виробок висувають основні вимоги, що пов'язані із забезпеченням необхідного подрібнення породи та дотримання проектного контуру виробки після вибухових робіт [3]. Також ще одним напрямом удосконалення технології БПР, є підвищення безпеки підривних робіт [4] і зниження їх впливу на довкілля [5] завдяки заміщенню тротиловмісних ВР емульсійними вибуховими речовинами (ЕВР) [6]. Відомо, що ЕВР є безпечні у транспортуванні та зберіганні [7], є екологічно чисті [8] й економічно вигідні [9]. Тому сьогодні однією з основних проблем гірничого виробництва є підвищення ефективності руйнування порід вибухом за допомогою ЕВР при проведенні гірничих виробок.

Постановка завдання. Механізм руйнування гірських порід вибухом характеризується короткочасністю прикладення навантаження до руйнованого об'єму середовища та залежить від багатьох факторів [10]. Це пов'язано з різноманітністю, складністю та швидкоплинністю явищ, що супроводжують вибух у твердому середовищі. З роботи [11], 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 подрібненого матеріалу і розліт кусків. Як зазначено у праці [12], сьогодні існує велика кількість гіпотез, що пояснюють фізичну сутність процесу руйнування масиву гірських порід вибухом.

Накопичені десятиліттями теоретичні та експериментальні матеріали про уявлення механізму дії вибуху в різноманітних умовах призвело до того, що деякі гіпотези дещо протирічать одна одній, але не заперечують правдоподібності самих гіпотез [10]. 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. Також це значною мірою призводить до використання при проектуванні параметрів БПР великої кількості емпіричних розрахункових формул. Сьогодні переважна більшість методик розрахунку параметрів БПР розроблено при врахуванні властивостей тротиловмісних ВР, та не враховують детонаційні характеристики ЕВР, що мають вищі детонаційні властивості ніж тротиловмісні аналоги [13]. Головним критерієм, яким користуються дотепер, є кількість шпурів для вибою, яка прямо пропорційна кількості ВР, що необхідно для руйнування заданого об'єму породи. Тому спираючись на спільну дію квазістатичної та хвильової гіпотез дії вибуху в масиві порід, потрібно розробити методику розрахунку параметрів БПР для проведення виробок, яка б враховувала вплив фізико-механічних властивостей середовища та детонаційні характеристики ВР.

Методика досліджень. Розробка методики визначення параметрів БПР для проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок включала у себе виконання наступних етапів:

- проектування та послідовність розрахунку прямих врубів за радіусом зони зминання;
- розробка методики розрахунку параметрів БПР проведення виробок, в основу якої покладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами;
- апробація методики розрахунку параметрів БПР проведення виробок з використанням ЕВР.

Для розробки методики розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок використовували загальновідомі закони теорії пружності й основні положення квазістатично-хвильової гіпотези механізму руйнування твердого середовища вибухом.

Виклад основного матеріалу. З теорії руйнування масиву порід вибухом [12] відомо, що після підривання заряду ВР, який розташований у зарядній порожнині, у всі сторони масиву буде розповсюджуватись ударна хвиля [14]. Деякий об'єм породи, що знаходиться на незначній відстані від зарядної порожнини, буде стиснуто у нормальному та розтягнуто у тангенціальному напрямках [15]. На фронті цієї зони хвиля механічних напружень перевищить модуль об'ємного стискування середовища, тому порода поблизу заряду розбивається, створюючи зону пластичних деформацій, так звану зону зминання [16]. Далі після утворення зони зминання та з віддаленням від місця розташування заряду ВР, стискаючи 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, що 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 [17], де діють напруження зсуву та розтягання.

За результатами математичного моделювання [14] формули розрахунку радіусів вище означених зон є наступними:

- зминання

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

- інтенсивного подрібнення

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

– тріщиноутворення

$$R_{mp} = R_{3m} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial 3}}{8 \cdot R_{3m} \cdot \tau_3 \cdot K_{cn} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м}, \quad (3)$$

де d – діаметр зарядної порожнини, м; ρ – щільність ВР або густина ЕВР [18], кг/м³; D – швидкість детонації ВР, м/с; σ_{cm} – межа міцності порід на стискання, Па; τ_3 – межа міцності порід на зсув, Па; $K_{\partial 3}$ – коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини залежно від діаметру заряду ВР [14]; K_{cn} – коефіцієнт структури породи, який залежить від властивостей масиву [14]: для в'язких, пружних і пористих порід $K_{cn} = 2,0$, для дислокованих, з мінливим заляганням та дрібною тріщинуватістю $K_{cn} = 1,4$, для сланцевих, з мінливою міцністю та напластуванням, перпендикулярним напрямку зарядної порожнини $K_{cn} = 1,3$, для масивних, крихких $K_{cn} = 1,1$, для монолітних $K_{cn} = 1,0$, для дрібнопористих, нещільних $K_{cn} = 0,8$; K_c – коефіцієнт структурного ослаблення масиву, що визначається за однією з формул наданих у роботі [12]; K_y – емпіричний коефіцієнт ущільнення порід під дією гірського тиску [14].

Головною умовою високої ефективності проведення гірничих виробок є правильний добір комплекту шпурів, що забезпечують максимальний коефіцієнт їх використання та впливає на швидкість проведення виробки. Параметри БПР, такі, як тип врубу [19], схема розташування та кількість шпурів, тип ВР і величина заряду залежать від конкретних гірничо-геологічних умов. У сучасній практиці при підземному видобуванні руд широкого використання набули вруби, що класифікуються за розташуванням врубових шпурів відносно площини вибою на похилі вруби (відривної дії) та прямі вруби (подрібнювальної дії). Оглядом досвіду виконання БПР при проведенні гірничих виробок на шахтах Криворізького басейну та Приватного акціонерного товариства «Запорізький залізорудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК») встановлено, що для утворення врубової порожнини використовуються прямі призматичні вруби з компенсаційними шпурами або без них. Означені вруби характеризуються високою простотою, універсальністю, працездатністю та стабільністю роботи. Похилий вертикально-клиновий вруб використовують рідше. Це пов'язано з обмеженою можливістю буріння похилих шпурів за допомогою самохідних бурильних установок, оскільки їх глибина залежить від поперечного перерізу виробок. Розрахунок прямих врубів пропонується виконувати у наступній послідовності.

Згідно роботи [12] пробивну відстань між шпурами прямого врубу [20], пропонується визначати за радіусом зони зминання за формулою (1).

Мінімальна площа прямого врубу [21]

$$S_{ep} = 0,45 \cdot (l_{ш} \cdot \eta)^{0,91}, \text{ м}^2, \quad (4)$$

де $l_{ш}$ – довжина комплекту шпурів, м; η – коефіцієнт використання шпурів, який змінюється у межах 0,85 – 0,95.

Мінімальна кількість шпурів у врубі, без урахування компенсаційних (холостих)

$$N_{вр} = S_{ep} / (\pi \cdot R_{3m}^2), \text{ шт.} \quad (5)$$

Після розрахунку та прийняття врубу переходять до розрахунку кількості шпурів, розміщення їх у вибою виробки та загальних витрат ВР на вибій. При підземному видобуванні 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 методику розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок буде зроблено для цих двох форм виробок.

В основу нової методики визначення параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок, було закладено принцип розміщення груп шпурів за площами, які вони займають у вибою виробки та розташування їх за відбійними контурами [22]. Порядок розрахунку параметрів БПР за новою методикою [21] буде складатися з виконання наступних основних етапів. Перший етап включає в себе розрахунок і проєктування врубу [23], а другий – безпосередньо розрахунок кількості шпурів, розміщення їх у вибою виробки та загальні витрати ВР на вибій [24].

Площа виробки у проходці:

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_{np} = B_{np} \cdot \left(H_{np} - \frac{B_{np}}{3} + 0,26 \cdot B_{np} \right), \text{ м}^2; \quad (6)$$

– для виробок аркової форми

$$S_{np} = B_{np} \cdot (H_{np} - 0,5 \cdot B_{np}) + 0,125 \cdot \pi \cdot B_{np}^2, \text{ м}^2, \quad (7)$$

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.

$$q = 0,01 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_{cn} \cdot k_{zат} \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (8)$$

де σ_{cm} – межа міцності порід на стискання, МПа; e – коефіцієнт відносної працездатності ВР, розраховується згідно методики, що подано у роботі [21]; $k_{zат}$ – коефіцієнт затиску породи

$$k_{zат} = 3 \cdot l_{ш} / \sqrt{S_{np}}. \quad (9)$$

Об'єм висадженої породи у масиві складає

$$V = S_{np} \cdot l_{ш}, \text{ м}^3. \quad (10)$$

Розрахункова кількість ВР на вибій становить

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}. \quad (11)$$

Враховуючи умови роботи шпурових зарядів, їх розташування відносно відкритої поверхні, а також необхідності подрібнення масиву порід до куска

розміром $< 0,2$ м, розрахунок лінії найменшого опору (ЛНО) для шпуру рекомендовано проводити за радіусом зони інтенсивного подрібнення.

Розрахункова величина ЛНО для шпуру

$$W = R_{зм} \cdot \left(1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial з}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{см} \cdot K_{сн} \cdot K_c \cdot K_y} \right)^{0,5}, \text{ м.} \quad (12)$$

Площа контурних шпурів

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$S_k = S_{np} - (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \times \left((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) - \frac{(B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W)}{3} + 0,26 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \right), \text{ м}^2; \quad (13)$$

– для виробок аркової форми

$$S_k = S_{np} - (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) \cdot ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W)) - 0,125 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o - W)^2, \text{ м}^2, \quad (14)$$

де Δ_o – відстань від контуру виробки до лінії контурних шпурів, що дорівнює величині радіусу зони зминання $R_{зм}$, за даними практичного досвіду ця відстань приймається у межах $0,15 - 0,25$ м.

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за наступним виразом

$$S_{вид} = S_{np} - (S_{вр} + S_k), \text{ м}^2. \quad (15)$$

Якщо площа вибою для відбійних шпурів $S_{вид}$ 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 (12).

Розрахункова кількість відбійних шпурів складає

$$N_{р.в} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{вид}}{\rho \cdot d_3^2 \cdot k_3}, \text{ шт.}, \quad (16)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення шпуру ВР, який змінюється у межах $0,30 - 0,85$, або пропонується розраховувати за емпіричною залежністю

$$k_3 = 0,225 \cdot \sigma_{см}^{0,25}, \quad (17)$$

де $\sigma_{см}$ – 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 м² площі вибою, яку висаджують ці шпури, приходиться 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 приходиться на один відбійний шпур становить

$$S_{в.ш} = S_{від} / N_{р.в}, \text{ м}^2. \quad (18)$$

Скорегована розрахункова ЛНО відбійного шпуру складе

$$W_{ср.в} = \sqrt{S_{в.ш}}, \text{ м}. \quad (19)$$

Розрахункова відстань між відбійними шпурами в ряду відповідає виразу

$$a_{р.в} = m \cdot W_{ср.в}, \text{ м}, \quad (20)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів для відбійних шпурів, який змінюється у межах 1,0 – 1,3.

Кількість рядів відбійних шпурів

– за шириною виробки

$$n_{г.р.в} = \frac{0,5 \cdot B_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot b_{вр}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ шт.}; \quad (21)$$

– за висотою виробки

$$n_{в.р.в} = \frac{0,5 \cdot H_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot h_{вр}}{W_{ср.в}} - 1, \text{ шт.} \quad (22)$$

Фактична відстань між рядами відбійних шпурів

– за шириною виробки

$$W_{г.ф} = (0,5 \cdot B_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot b_{вр}) / (n_{г.р.в} + 1), \text{ м}; \quad (23)$$

– за висотою виробки

$$W_{в.ф} = (0,5 \cdot H_{np} - \Delta_o - 0,5 \cdot h_{вр}) / (n_{в.р.в} + 1), \text{ м}. \quad (24)$$

Оптимальні контури розташування рядів відбійних шпурів – це ряди, які повторюють форму поперечного перерізу гірничої виробки.

Кількість відбійних шпурів у i -му контурі з боків і покрівлі

– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$n_{бн.в(i)} = \frac{2 \cdot \left(h_i - \frac{b_i}{3} \right) + 1,33 \cdot b_i}{a_{р.в}} - 1, \text{ шт.}; \quad (25)$$

– для виробок аркової форми

$$n_{\bar{b}n.в(i)} = \frac{2 \cdot (h_i - 0,5 \cdot b_i) + 0,5 \cdot \pi \cdot b_i}{a_{p.в}} - 1, \text{ шт.}, \quad (26)$$

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

$$a_{\phi.\bar{b}n.в(i)} = (2 \cdot (h_i - (b_i / 3)) + 1,33 \cdot b_i) / (n_{\bar{b}n.в(i)} + 1), \text{ м}; \quad (27)$$

– для виробок аркової форми

$$a_{\phi.\bar{b}n.в(i)} = (2 \cdot (h_i - 0,5 \cdot b_i) + 0,5 \cdot \pi \cdot b_i) / (n_{\bar{b}n.в(i)} + 1), \text{ м}. \quad (28)$$

Кількість відбійних шпурів у i -му контурі підосви

$$n_{n.в(i)} = (b_i / a_{p.в}) + 1, \text{ шт.} \quad (29)$$

Фактична відстань між відбійними шпурами у i -му контурі підосви

$$a_{\phi.n.в(i)} = b_i / (n_{n.в(i)} - 1), \text{ м}. \quad (30)$$

Кількість відбійних шпурів у i -му контурі становить

$$N_{в(i)} = n_{\bar{b}n.в(i)} + n_{n.в(i)}, \text{ шт.} \quad (31)$$

Загальна кількість відбійних шпурів складе

$$N_{вiд} = \sum_{i=1}^n N_{в(i)}, \text{ шт.} \quad (32)$$

Розрахункова відстань між контурними шпурами

$$a_{p.к} = m \cdot W_{ср.в}, \text{ м}, \quad (33)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів для контурних шпурів, який змінюється у межах 0,75 – 0,95, де менше значення приймають для контурних шпурів підосви.

Кількість контурних шпурів з боків та покрівлі
– для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$N_{\bar{b}n.к} = \frac{2 \cdot \left((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{p.к}} - 1, \text{ шт.}; \quad (34)$$

– для виробок аркової форми

$$N_{\bar{b}n.к} = \frac{2 \cdot ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0,5 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{p.к}} - 1, \text{ шт.} \quad (35)$$

Фактична відстань між контурними шпурами з боків і покрівлі – для виробок прямокутно-склепінчастої форми

$$a_{\phi.бн.к} = \frac{2 \cdot \left((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{3} \right) + 1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{бн.к} + 1}, \text{ м}; \quad (36)$$

– для виробок аркової форми

$$a_{\phi.бн.к} = \frac{2 \cdot ((H_{np} - 2 \cdot \Delta_o) - 0,5 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)) + 0,5 \cdot \pi \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{бн.к} + 1}, \text{ м}. \quad (37)$$

Кількість контурних шпурів у підосви

$$N_{н.к} = \left((B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / a_{р.к} \right) + 1, \text{ шт.} \quad (38)$$

Фактична відстань між контурними шпурами підосви

$$a_{\phi.н.к} = (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o) / (N_{н.к} - 1), \text{ м}. \quad (39)$$

Врубіві, відбійні та контурні шпури у вибою виробки розташовують згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 1.

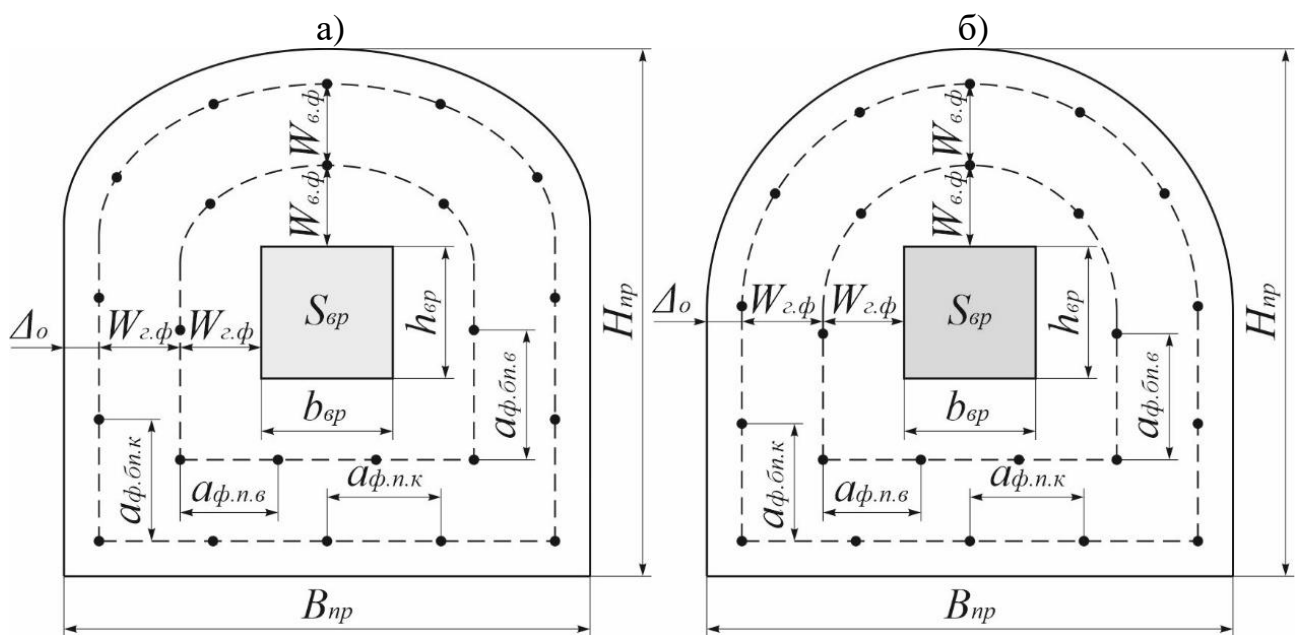


Рис. 1. Розрахункова схема розташування шпурів у вибою виробки прямокутно-склепінчастої (а) і аркової (б) форми

Загальна кількість шпурів у вибою виробки, що заряджаються

$$N = N_{вр} + N_{від} + N_{бн.к} + N_{н.к}, \text{ шт.}, \quad (40)$$

де $N_{вр}$ – кількість врубівих 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 м² не більше ніж на 4 шпури. Середня величина заряду на один шпур складе

$$Q_{ш} = Q / N, \text{ кг.} \quad (41)$$

Величина заряду у шпурі за його призначенням визначається за виразом

$$Q_3 = K_n \cdot Q_{ш}, \text{ кг,} \quad (42)$$

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 відбійного шпуру – $K_n = 1,0$, для контурного шпуру з боків та покрівлі $K_n = 0,9 - 1,0$, для контурного шпуру підошви $K_n = 1,0 - 1,2$.

Фактичні витрати ВР на вибій становлять

$$Q_{\phi} = N_{вр} \cdot Q_{вр} + N_{від} \cdot Q_{від} + N_{бн.к} \cdot Q_{бн.к} + N_{п.к} \cdot Q_{п.к}, \text{ кг,} \quad (43)$$

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; $Q_{п.к}$ – величина заряду ВР у контурному шпурі підошви, кг.

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

$$l_3 = Q_3 / (0,785 \cdot d^2 \cdot \rho), \text{ м} \quad (44)$$

Фактичні питомі втрати ВР

$$q_{\phi} = Q_{\phi} / V_{\phi} = Q_{\phi} / (S_{ш} \cdot l_{ш} \cdot \eta), \text{ кг/м}^3. \quad (45)$$

Апробацію розробленої методики проводили в умовах шахти «Прохідницька» ПрАТ «ЗЗРК» при проведенні орту горизонту 910 м із використанням наливної ЕВР Україніт-ПП-2 за наступними вихідними даними, що подано у табл. 1.

Таблиця 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 ³	3950
Глибина розташування виробки	м	910
Тріщинуватість	–	Середня
Глибина комплексу шпурів	м	2,7
Діаметр шпурів	м	0,043
Вруб	–	Призматичний
Густина ЕВР Україніт-ПП-2	кг/м ³	1250

Результати розрахунку параметрів БПР для горизонтальної гірничої виробки для умов ПрАТ «ЗЗРК» за розробленою методикою, що подано у табл. 2.

Таблиця 2

Результати розрахунку параметрів БПР
для горизонтальної гірничої виробки під умови ПрАТ «ЗЗРК»

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Розрахункові питомі витрати ВР, q	кг/м ³	2,82
Розрахункова кількість ВР на вибій, Q	кг	97,62
Величина радіусу зони зминання, $R_{зм}$	м	0,35
Розрахункова ЛНО для шпуру, W	м	1,05
Площа перерізу виробки у проходці, $S_{пр}$	м ²	12,81
Площа контурних шпурів, S_k	м ²	7,60
Площа врубу, $S_{вр}$	м ²	1,0
Площа вибою для відбійних шпурів, S_v	м ²	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 підосві, $N_{п.к}$	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 підосві, $Q_{п.к}$	кг	3,3
Фактичні витрати ВР на вибій, Q_f	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 підосві, $l_{з.п.к}$	м	1,82
КВШ, η	-	0,85 – 0,95
Фактичні прогнозні питомі втрати ВР, q_f	кг/м ³	3,2 – 3,6

За результатами розрахунку параметрів БПР було викреслено розташування шпурів у вибою виробки та конструкція врубу, що подано на рис. 2.

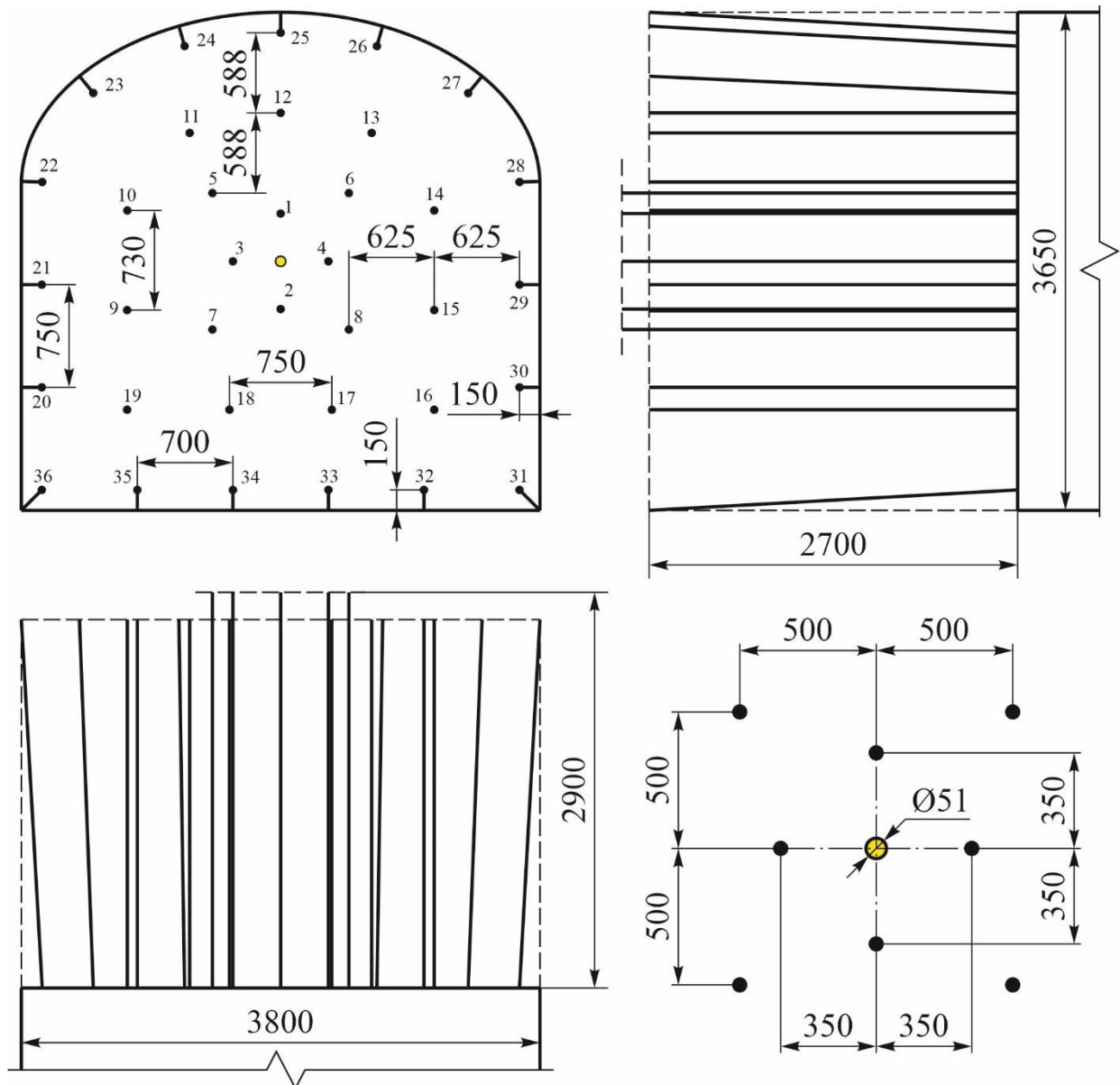


Рис. 2. Розташування шпурів у вибою горизонтальної виробки та конструкція врубу

Результати пробного підривання вибою орту за розрахованими параметрами БПР в умовах ПрАТ «ЗЗРК» подано на рис. 3.

Як видно з фото вибою орту після вибуху (рис. 3, б) руда добре подрібнена та має майже однорідний гранулометричний склад розміром менше 0,2 м, але 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. Коефіцієнт використання шпурів склав 0,95 – 0,97. За результатами проведених вибухів у орті за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2 зроблено наступний висновок, що розроблена методика розрахунку параметрів БПР при проведенні гірничих виробок придатна для проектування параметрів БПР, а підривання зарядів у вибою показують добрі результати.

a)



б)



Рис. 3. Фотофіксація вибою орту горизонту 910 м до вибуху (а) та після вибуху (б) за розрахованими параметрами БПР в умовах ПрАТ «ЗЗРК»

Результатами розрахунку економічної ефективності при проведенні гірничих виробок за допомогою ЕВР, за формулами поданими у роботі [25],

встановлено, що на значення собівартості проведення 1 м³ виробки впливає не тільки тип ВР і склад гірничопрохідницького обладнання, а і параметри БПР. Аналізом значень собівартості проведення 1 м³ при використанні різноманітного прохідницького обладнання, встановлено, що при застосуванні патрованої ЕВР Україніт-П-СА, собівартість проведення 1 м³ зменшується у середньому до 11%, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – до 18%, відносно патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ.

Висновки:

1. Визначенням радіусів зон деформацій масиву порід навколо зарядної порожнини, розроблено принципово нову методика 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 структурну будову, тріщинуватість та ущільнення під дією гірського тиску. Параметри розташування шпурів мають фактичну розраховану величину, як і величина заряду для кожного шпуру у групі.

2. Апробація розробленої методики проводилась в умовах шахти «Прохідницька» ПрАТ «ЗЗРК» при проведенні орту горизонту 910 м за допомогою наливної ЕВР Україніт-ПП-2, для якого були розраховані параметри БПР за розробленою методикою. Пробні вибухи показали добрі результати підривання вибою виробки та рівномірне подрібнення руди до куска розміром менше 0,2 м (95%) та 0,2 – 0,4 м (5%). За результатами підривання встановлено коефіцієнт використання шпурів – 0,95 – 0,97.

3. Використання методики розрахунку параметрів БПР при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок дозволяє раціоналізувати рівномірне розташування шпурів у вибою, що призведе до зниження собівартості проведення 1 м³ виробки при використанні патрованої ЕВР Україніт-П-СА до 11%, а при застосуванні наливної ЕВР Україніт-ПП-2 – до 18%, відносно патрованої ВР Амоніт № 6 ЖВ.

Перелік посилань

1. Persson, P.-A., Holmberg, R., & Lee, J. (2018). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press.
<https://doi.org/10.1201/9780203740514>
2. 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>
3. Гамаюнов, В.В., Друцько, В.П., Гнездилов, В.Г., Алфьоров, Б.В., & Шаповал, Ю.С. (2004). Про напрям розвитку технології спорудження горизонтальних та похилих гірничих виробок у складних гірничо-геологічних умовах. *Геотехнічна механіка*, (51), 92–102.
4. Krysin, R.S., Ishchenko, N.I., Klimentko, V.A., Piven, V.A., & Kuprin, V.P. (2004). Explosive ukrainit-PM-1: Equipment and fabrication technology. *Gornyi Zhurnal*, (8), 32–37.

5. 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>
6. 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.
<http://doi.org/10.15407/mining10.02.0064>
7. 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>
8. 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>
9. 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>
10. Курінний, В.П. (2018). *Теоретичні засади вибухового руйнування гірських порід*. Економіка.
11. Andrievskii, A.P., Kutuzov, B.N., Polovov, B.D., & Matveev, P.F. (1997). Influence of physical and mechanical properties and fissuring of a solid mass on the parameters of the resulting explosion funnel in breaking an exposed surface. *Journal of Mining Science*, 33(4), 345–347.
<https://doi.org/10.1007/bf02765853>
12. 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>
13. Stupnik, M., Kalinichenko, V., Rymarchuk, B., Pysmennyi, S., Fedko, M., & Kalinichenko, E. (2018). Improvement of the method of drilling and blasting operations at the use of explosive substance "Ukrainite" in underground mining works. *Technology audit and production reserves*, 6/1(44), 29–35.
<https://doi.org/10.15587/2312-8372.2018.152055>
14. Кононенко, М.М., Хоменко, О.Є., Садовенко, І.О., & Соболев, В.В. (2023). Математичне моделювання зон руйнування масиву порід вибухом. *Збірник наукових праць НГУ*, (72), 40–52.
<https://doi.org/10.33271/crpnmu/72.040>
15. Andrievskii, A.P., Kutuzov, B.N., Matveev, P.F., & Nikolaev, Y.I. (1996). Formation of the blast crater in a rock mass blast-loaded by column charges. *Journal of Mining Science*, 32(5), 390–394.
<https://doi.org/10.1007/bf02046160>
16. Sobolev, V.V., Kulivar, V.V., Kyrychenko, O.L., Kurliak, A.V., & Balakin, O.O. (2020). Evaluation of blast wave parameters within the near-explosion zone in the process of rock breaking with borehole charges. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (2), 47–52.
<https://doi.org/10.33271/nvngu/2020-2/047>
17. Torbica, S., & Lapčević, V. (2015). Estimating extent and properties of blast-damaged zone around underground excavations. *Rem: Revista Escola de Minas*, 68(4), 441–453.
<https://doi.org/10.1590/0370-44672015680062>
18. 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>
19. Andrievskii, A. (1993). Calculation of optimal parameters for drill-and-blast operation chart in mining with direct slot stage cutting. *Journal Of Mining Science*, 28(5), 456–461.
<https://doi.org/10.1007/bf00711129>

20. Andrievskii, A., Kutuzov, B., Matveev, P., & Nikolaev, Y. (1997). Formation of a crumpling zone in a rock mass blasted by columnar charges. *Journal Of Mining Science*, 33(1), 31–36. <https://doi.org/10.1007/bf02765425>
21. Kononenko, M., Khomenko, O., & Korobka, Ye. (2021). Parameters of drilling-and-blasting operations for mine workings construction. *Fiziko-Tehničeskie Problemy Gornogo Proizvodstva*, (23), 54–71. <https://doi.org/10.37101/ftpgp23.01.004>
22. Khomenko, O., Rudakov, D. & Kononenko, M. (2011). Automation of drill and blast design. *Technical And Geoinformational Systems In Mining*. 271–275. <http://doi.org/10.1201/b11586-45>
23. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I., & Savchenko, M. (2019). Application of the emulsion explosives in the tunnels construction. *E3S Web of Conferences*, 123, 01039. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301039>
24. Kononenko, M., Khomenko, O., Savchenko, M., & Kovalenko, I. (2019). Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives. *Mining Of Mineral Deposits*, 13(3), 22–30. <https://doi.org/10.33271/mining13.03.022>
25. Kononenko, M., Khomenko, O., Myronova, I., & Kovalenko, I. (2022). Economic and environmental aspects of using mining equipment and emulsion explosives for ore mining. *Mining Machines*, 40(2), 88–97. <https://doi.org/10.32056/KOMAG2022.2.4>

ABSTRACT

Purpose. Development of a new methodology for calculating the parameters of drilling and blasting (D&B) for horizontal and inclined mine workings, taking into account the pressure of the explosion products, the compressive strength of rocks, their structural structure, fracturing and compaction under the action of rock pressure.

The methodology of research. Using the well-known laws of the theory of elasticity and the main provisions of the quasi-static-wave hypothesis of the mechanism of destruction of a solid medium by an explosion, a method has been developed for determining the D&B parameters for excavating, which is based on the principle of placing groups of blast-holes in the areas they occupy in the working face and their location behind outside the fender circuits. To establish the suitability of the developed new methodology for calculating the parameters of the D&B, it was tested in the conditions of a real object.

Findings. A methodology has been developed for calculating the parameters of the D&B in the excavating, which is based on the principle of placing groups of blast-holes in the areas they occupy in the working face and their location behind outside the fender circuits. The first stage of the methodology includes the calculation and design of straight cuts, the distance between the blast-holes in which is determined by the radius of the crush zone. The second stage of the methodology includes the calculation of: specific and total costs of explosive (EX) per slaughter, the value of the line of least resistance (LLR) for the blast-hole along the radius of the zone of intensive grinding, the areas of groups of holes, the number of blast-holes, the calculated and actual distance between the blast-holes, the actual value of the charge per blast-hole, actual specific and total costs of EX for working face. Approbation of the developed methodology was carried out in the conditions of an operating ore mine during excavating using a bulk emulsion explosive (EE) Ukrainit-PP-2, for which the D&B parameters were calculated according to the developed method. On the basis of test blasts, good results were obtained for blasting the bottom of the working, uniform ore crushing and a high utilization rate of blast-holes.

The originality. The parameters of the location of blast-holes in the working face are implemented according to the power-law pattern of change in the LLR depending on the diameter of the blast-hole, the pressure of the explosion products, the compressive strength of the rocks, their structural structure, fracturing and compaction under the action of rock pressure.

Practical implications. The developed method for determining the D&B parameters for horizontal and inclined mine workings makes it possible to rationalize the uniform arrangement of blast-holes in the working face and to save resources when performing drivage up to 18%.

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