

© Д.Ю. Малих<sup>1</sup>, Д.А. Тітов<sup>2</sup>, Г.І. Єременко<sup>2</sup><sup>1</sup>Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат, Кривий Ріг, Україна<sup>2</sup>Криворізький національний університет, Кривий Ріг, Україна

## ПРОЦЕС ДИНАМІЧНОЇ ВЗАЄМОДІЇ ГРУП СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ У ЧАСІ ТА ЇЇ ВПЛИВ НА ВИБУХОВЕ РУЙНУВАННЯ ПОРОДНОГО МАСИВУ

© D. Malykh<sup>1</sup>, D. Titov<sup>2</sup>, G. Eremenko<sup>2</sup><sup>1</sup>Inguletsk Mining and Processing Plant, Kryvyi Rih, Ukraine<sup>2</sup>Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, Ukraine

## DYNAMIC INTERACTION OF BOREHOLE CHARGES GROUPS IN TIME AND ITS EFFECT ON THE EXPLOSIVE DESTRUCTION OF A ROCK MASS

**Мета.** Основною метою дослідження є визначення факторів часу, що впливають на руйнування гірських порід під дією короткоуповільненого їх підривання. І присвячений вирішенню актуального питання – зменшити питомі витрати вибухових речовин на подрібнення гірських порід шляхом зміни порядку виконання робіт. При цьому враховується стан гірських порід, які руйнуються вибухом.

**Методика** досліджень включає аналітичні розрахунки з фізики вибуху, геомеханічний аналіз динамічного руйнування гірських порід; обґрунтування математичної моделі розповсюдження напружень і деформацій в кристалічному середовищі та математичні методи обробки результатів експериментальних і промислових випробувань.

**Результати.** Досліджено особливості та умови реалізації в залізорудному кар'єрі збалансованого підривання масивів скельних порід комбінованими свердловинними зарядами сучасних вибухових речовин. З застосуванням математичного моделювання отримано залежності значень інтервалів уповільнення підривання груп свердловинних зарядів від фізико-механічних характеристик гірських порід з урахуванням крупності подрібнення.

**Наукова новизна** дослідження полягає в установленні закономірності формування і розповсюдження фронтів вибухових хвиль при взаємодії свердловинних зарядів ВР авторської конструкції (з диференційованим розподілом за довжиною свердловин та співвідношенням мас їх розосереджених частин), які підривають в одній серії. Конкретно розвиток теорії вибухового руйнування скельних гірських порід полягає в установленні часової залежності моментів послідовного підривання зарядів у групі свердловин від суперпозиції максимуму позитивних фаз у їх фронтах, що забезпечує вибух наступного заряду саме в такий момент для максимізації тріщиноутворення в середовищі.

**Практичне значення** досліджень полягає в розробці нового ефективного способу підривання скельних порід в умовах кар'єрів гірничо-збагачувальних комбінатів та обґрунтуванні параметрів технології реалізації способу, що знижує питомі витрати вибухових матеріалів та підвищує якість продукції ГЗК.

**Ключові слова:** породний масив, вибухове руйнування порід, кар'єр, короткоуповільнене підривання свердловинних зарядів.

**Постановка проблеми.** Технологія буро-підривних робіт (БПР) є одним з найвитратніших процесів відкритих гірничих робіт і безпосередньо визначає якість дроблення масиву гірських порід, критерієм якої є заданий гранулометричний склад підірваної гірничої маси. Але, незважаючи на появу нових технічних засобів та вибухових матеріалів, як економічна, так і екологічна ефективність БПР залишаються на досить низькому рівні. Причин цьому – немало, але однією з них є, безумовно, певна недосконалість наукового супроводу вибухових технологій.

**Аналіз останніх досліджень** щодо розвитку теорії [1–3] та найбільш поширених форм практики [4–5] підривання масивів скельних гірських порід на відкритих розробках родовищ твердих корисних копалин з метою технологічної, економічної та екологічної оптимізації результатів процесу підготовки мінеральної сировини до виймання переконливо свідчить про те, що, незважаючи на чисельність публікацій у фахових виданнях за даним напрямком, означена проблема вирішується надзвичайно повільно. А узагальнення висновків з аналізу публікацій дозволяє виділити наступні пояснення тому:

1. Тотально відносна – виключно статистична визначеність робочого середовища технологічного підривання порід внаслідок практично безмежно варіативного їх мінералогічного стану (співвідношень пороудоутворюючих мінералів) та структури (системної, локальної, техногенної та аномальної тріщинуватості й блочності).

2. Обмеженість можливостей застосування певних вибухових матеріалів.

3. Обмеженість часового діапазону управління дією вибуху.

Тому, виділяючи невирішені наразі частини загальної проблеми, в контексті даної статті звертається увага на превалюючі намагання більшості дослідників вирішити її в межах одного з проблемних напрямків.

**Завдання дослідження.** При формулюванні цілей дослідження автори виходили з ідеї комбінованого підходу щодо підривання масиву гірських порід, який полягає в поєднанні – системному – конструкції спеціально розроблених свердловинних зарядів з диференційовано розподіленою в них вибуховою речовиною (ВР) та методів різночасного послідовного їх підривання. Дане завдання цілком відповідає означеній проблемі та полягає в теоретичному уточненні механізму взаємодії розосереджених зарядів при їх різночасному підриванні в групах вибухових свердловин для збалансованого енергонасичення вміщуючого їх породного масиву. При цьому під збалансованим мається на увазі не тільки максимальний рівномірний розподіл енергії в заданому об'ємі, але й адекватне її варіювання відповідно до змін в об'ємі масиву характеристик порід.

**Викладення матеріалу досліджень.** Для розв'язання складових означеного завдання авторами було проаналізовано найбільш поширені способи підготовки гірських порід до екскавації в кар'єрах і відповідні їм конструкції свердловинних зарядів, в тому числі й розроблені особисто (рис. 1), – з лінійно диференційованою по їх довжині ВР [6].

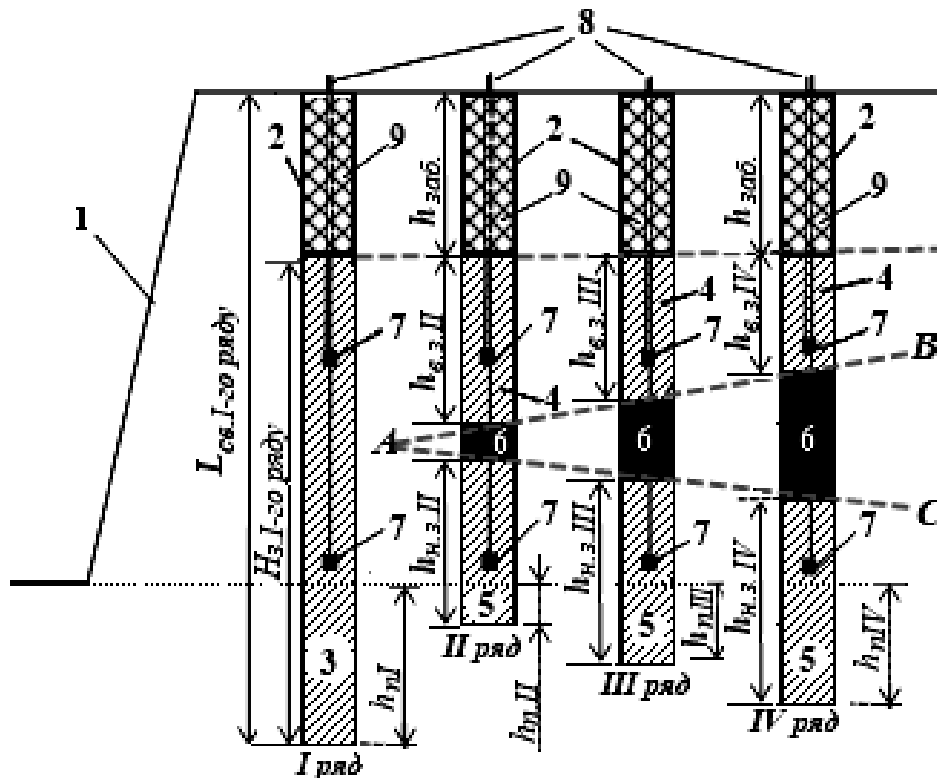


Рис. 1. Конструктивне рішення групи свердловинних зарядів з лінійно розподіленою (диференційованою) в них по довжині ВР: 1 – уступ; 2 – підривні свердловини; 3 – суцільний заряд свердловини 1-го ряду; 4 – верхні частини зарядів; 5 – нижні частини зарядів; 6 – інертні проміжки; 7 – проміжні детонатори, 8 – хвилеводи, 9 – забивки; АВ, АС – відповідно, верхня і нижня умовні лінії контакту зарядів із забивкою

У розробленому способі вибухового руйнування гірських порід буріння свердловин і формування свердловинних зарядів, здійснюють при виконанні умов

$$H \geq \bar{H} \quad (1)$$

де  $H$  – довжина верхнього заряду ВР, м;  $\bar{H}$  – довжина нижнього заряду, м.

Довжина кожного наступного інертного проміжку та перебудування, починаючи з другого ряду, визначається з рівняння

$$h_i = \bar{h}_i = h_0 + m(i - 2), \quad (i = 2, 3, \dots), \quad (2)$$

$$m = 0,025 f, \quad (3)$$

де  $h_0$  – мінімально допустима довжина інертного проміжку за паспортом БПР, м;  $h_i$  – довжина інертного проміжку  $i$ -ї свердловини, м;  $\bar{h}_i$  – довжина перебудування  $i$ -ї свердловини, м;  $m$  – коефіцієнт лінійної диференціації зарядів ВР (рис. 2);  $f$  – коефіцієнт міцності гірських порід за шкалою проф. М.М. Протод'яконова.

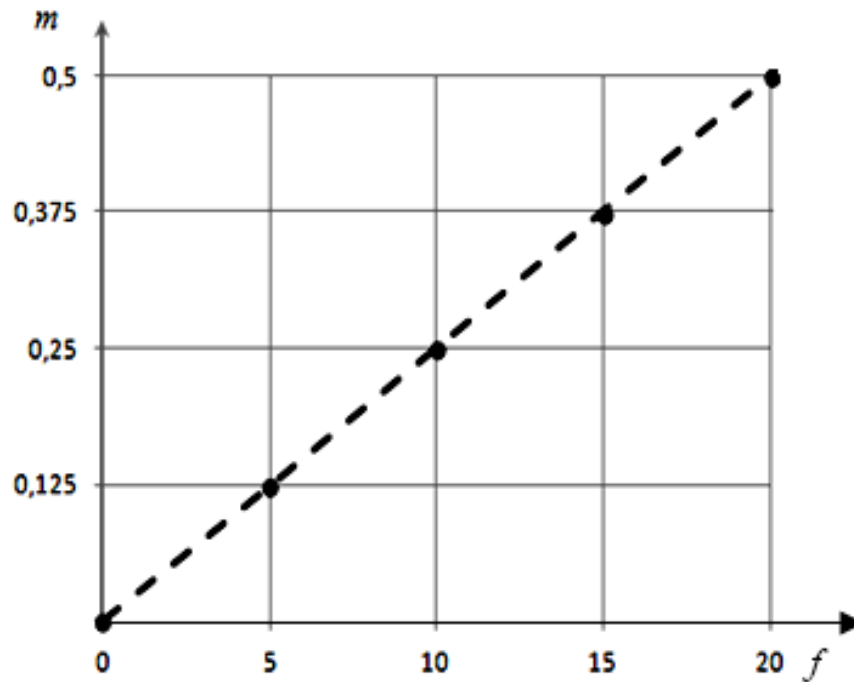


Рис. 2. Взаємозв'язок між коефіцієнтами лінійної диференціації  $m$  і міцності гірських порід  $f$

Параметри елементів зарядів (масові та розмірні) для свердловин усіх рядів визначаються з паспортів БПР, за рівної для всіх висоти забивки, а інертні перебурювання і проміжки формуються зі зростанням протяжності за певними алгоритмами (апроксимація ліній АВ, ВС).

У дослідженнях [7, 8] стверджується, що для досягнення руйнування середовища в заданій точці необхідно забезпечити певні тривалість і величину напруг, а також встановити критерій оцінки руйнування. За такий критерій взято співвідношення  $I \geq \sigma \cdot 1,5t$ , де  $I$  – імпульс вибуху, кг·м/с;  $\sigma_0$  – руйнуюча напруга, МПа;  $t$  – час впливу імпульсного навантаження, с.

Відомо, що критична довжина тріщини в породі, отриманої внаслідок вибуху, є функцією межі міцності цієї породи, тобто  $F = f(\sigma_0)$ , де  $\sigma$  – межа міцності, МПа.

Руйнування є функцією напруг гірської породи, інтенсивність руйнування характеризується частотою зародження тріщин, швидкістю їх поширення, тривалістю руйнуючих напруг. Основними факторами, які визначають процес руйнування, є величина напруг, що виникає в масиві гірських порід при вибуху заряду ВР, тривалість дії напруженого стану та фізико-механічні властивості середовища. Регулювання процесу руйнування гірських порід можна здійснити шляхом зміни параметрів вибухового навантаження в часі.

У практиці БПР успішно використовуються методи управління енергією вибуху, засновані на використанні процесу взаємодії свердловинних зарядів.

Взаємодія свердловинних зарядів ВР у часі характеризується умовами

$$\begin{aligned} t &< l/v, \\ t &> l/v + \tau, \end{aligned}$$

де  $l$  – відстань між зарядами, м;  $v$  – швидкість звуку в породі, м/с;  $\tau$  – інтервал часу, необхідний для накладання хвиль у цій фазі, с;  $t$  – час між вибухами зарядів, с.

Нерівність, що визначає зустрічні режими взаємодії, має вигляд

$$t_{1,2} = l / 2v, \text{ с}, \quad (4)$$

де  $t_{1,2}$  – час поширення хвиль від першого та другого зарядів, с.

Позначивши через  $t$  час наростання тиску в імпульсі, можна визначити наступні варіанти взаємодії зарядів. При уповільненні, що дорівнює

$$T = \frac{l}{v} + \Delta t, \text{ с}, \quad (5)$$

вибух другого заряду ВР відбувається у фронті хвилі першого заряду.

Уповільнення

$$T = \frac{l + x_0}{v} + \Delta t, \text{ с}, \quad (6)$$

де  $x_0$  – координата відносного фронту хвилі всередині позитивної фази хвилі від першого заряду, забезпечує вибух наступного заряду під час проходження позитивної фази хвилі від першого заряду.

При уповільненні

$$T = \frac{x_1 + al}{v} + \Delta t, \text{ с}, \quad (7)$$

де  $x_1$  – координата відносного фронту хвилі в кінці позитивної фази, потоки, що поширюються від заряду, який спрацював другим, не взаємодіють із зустрічними потоками першого заряду, відбувається накладання потоків з позитивною та негативною фазами хвиль.

Для умови

$$T = \frac{x_2 + l + x}{v} + \Delta t, \text{ с}, \quad (8)$$

де  $x_2$  – поточна координата поширення негативної фази хвиль, другий заряд вибухне під час проходження негативної фази хвилі першого заряду.

У цих межах другий заряд може спрацювати після проходження негативної фази хвилі. Для цього випадку інтервал уповільнення визначається наступним виразом

$$T = \frac{x_3 + l + x_2}{v} + \Delta t, \text{ с}, \quad (9)$$

де  $x_3$  – координата відносного фронту хвилі наприкінці негативної фази хвилі першого заряду. У цьому випадку можливою є відсутність взаємодії хвиль і вважаємо, що відбувається послідовне підривання зарядів ВР.

Отже, взаємодія хвиль напруг згідно з формулами (останні три) від двох суміжних зарядів ВР стає можливою за уповільнення, що задовольняє умову

$t_1 \leq T \leq t_2$ , де  $t_1$  – час проходження хвилі напруги від вибуху попереднього заряду ВР до місця розташування наступного, с;  $t_2$  – тривалість дії хвиль напруг, с.

Часові параметри взаємодії зарядів ВР, на думку багатьох дослідників [9, 10], доцільно ґрунтувати на кількості накопичення в середовищі енергії. Накопичення певної кількості енергії в заданому об'ємі гірського масиву є необхідною умовою для виникнення руйнування в ньому. У загальному вигляді повна енергія, що накопичується в даному елементарному об'ємі, при дії двох джерел може бути записана як

$$E = \sum_{i=1}^4 E_i, \text{ Дж}, \quad (10)$$

де  $E_i$  – енергія, Дж, що вноситься потоками за рахунок дії прямих хвиль  $I_1, I_2$  і відбитих  $I_3, I_4$ .

При поширенні енергії вибуху через системи тріщин щільність потоку, що пройшов через них, визначається з рівняння

$$I = K \cdot I_0, \quad (11)$$

де  $I_0$  – щільність потоку енергії без урахування тріщин, кг/м<sup>2</sup>/с;  $K$  – коефіцієнт провідності енергії одиничної тріщини.

Потік енергії визначається з наступного виразу

$$I = \frac{P_0 u (R_0 + Ct)^3}{r_i^3} e^{-2\alpha(t - \frac{r_i - R_0}{C})}, \quad (12)$$

де  $u$  – масова швидкість переміщення часток, м/с;  $C$  – швидкість розвитку тріщин, м/с;  $r_i$  ( $i=1, 2, 3, 4$ ) – вектори, проведені з джерел хвиль напруг в обрану точку;  $P_0$  – початковий тиск продуктів детонації, Па;  $R_0$  – радіус свердловинного заряду, м;  $t$  – поточний час.

Накопичення енергії (Дж) в елементарному об'ємі у вибраній точці простору може бути визначено як

$$dI(r, t) = \left( \frac{\partial I}{\partial r} + \frac{I}{C} \cdot \frac{\partial I}{\partial t} \right) C \delta t, \quad (13)$$

Формула для повної енергії (Дж) в заданому об'ємі набуде вигляду

$$E = \frac{3P_0 u C}{r^4} \left( \int_n^m (R_0 + Ct)^3 e^{-2\alpha(t - \frac{r - R_0}{C})} dt - 1,2 \int_n^m (R_0 + Ct) e^{-2\alpha(t - \frac{r - R_0}{C})} dt \right) \quad (14)$$

$$n = 2,5(r - R_0)C^{-1}; \quad m = (r - R_0)C^{-1}. \quad (15)$$

Отже, можна зробити висновок, що раціональним з точки зору найбільш ймовірного та інтенсивного руйнування масиву при дії двох зарядів ВР, є підривання їх з уповільненням в інтервалі (с)

$$\frac{l}{v} \leq T \leq \frac{2l}{v}, \quad (16)$$

де  $l$  – відстань між зарядами, м;  $v$  – швидкість звуку в породі м/с.

У роботі [11] були виконані дослідження щодо визначення сумарної величини напруг у довільній точці при взаємодії двох зарядів ВР.

Напружено-деформований стан масиву, при одночасному вибуху зарядів, на основі складання напруги від кожного з них у процесі суперпозицій хвильових полів визначається як

$$\sigma = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} 2(1 + \cos\Delta\varphi)^{1/2}, \quad (17)$$

де  $\sigma_1, \sigma_2$  – напруги в точці для кожного із зарядів, МПа;  $\Delta\varphi = \varphi_1 - \varphi_2$  – кути між лінією зарядів та радіусами-векторами відповідно від першого та другого зарядів, град.

Для випадку коротко сповільненого підривання сумарна напруга дорівнює

$$\sigma = (\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + 2\sigma_1 \cdot \cos\Delta\varphi)^{1/2}, \quad (18)$$

Важливим питанням уявленні про можливе руйнування середовища під впливом імпульсних навантажень при взаємодії свердловинних зарядів ВР є закони поширення та погашення енергії хвиль напруг у середовищі, яке володіє певними пружними постійними.

Енергія, що переходить в ударну хвилю  $W$ , може бути визначена згідно з [12], як частина загальної енергії ВР, і виражається залежністю

$$W = LW_0, \text{ Дж} \quad (19)$$

при

$$L = \left( 1 - \frac{f}{(\kappa - 1)\rho Q} \cdot \frac{V_\infty}{V_0} \right), \quad (20)$$

де  $f$  – опір міцності середовища, Па;  $V_0$  – початковий об'єм розширення газів, м<sup>3</sup>;  $V_\infty$  – кінцевий об'єм розширення газів, м<sup>3</sup>;  $\rho$  – щільність ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $Q$  – потенційна енергія ВР, Дж;  $\kappa$  – показник ентропи (у початковій стадії розширення  $\kappa = 3$ , в кінцевому – 1,25÷1,4).

З останньої залежності очевидно, що зони пластичних деформацій і опір міцності середовища в оцінці умов переходу енергії вибухового розкладання ВР в енергію ударної хвилі, мають визначальне значення.

Міцнісний опір середовища може бути визначений як

$$f = \left( \frac{P_0^{1/\kappa} \cdot P^{\frac{\kappa - \kappa_1}{\kappa}} \cdot V_0}{V_\infty} \right)^\kappa, \quad (21)$$

де  $P_0$  – початковий тиск продуктів вибуху, Па;  $P_\kappa$  – тиск (Па), до якого розширення продуктів вибуху відбувається за законом

$$P_\kappa V_\kappa^3 = \text{const} = P_n V_0^3. \quad (22)$$

При вибуху заряду ВР у середовищі, що руйнується, істотна частина енергії вибуху втрачається при переході межі розділу «ВР – середовище», внаслідок відображення детонаційної хвилі від стінок зарядної камери, завдяки чому частина продуктів вибуху до встановлення рівноваги, буде рухатися не до периферії, а до центру заряду.

При імпульсних навантаженнях гірським породам властивою є квазіпружна поведінка. Кількість енергії (Дж), відбитої від стінок зарядної камери і тієї, що пройшла в середовище, може бути визначена з задовільним для практичних цілей ступенем похибки як

$$\bar{W} / W = 4\rho_c\rho_{BP}D \cdot (\rho_c\rho_{BP}D)^{-2}, \quad (23)$$

де  $\bar{W}$  – пружна енергія середовища, Дж;  $\rho_c$  – акустична жорсткість середовища, що руйнується, кг/м<sup>3</sup>·с;  $\rho_{BP}D$  – акустичний імпеданс ВР, Па·с/м<sup>3</sup>.

Енергія ударної хвилі (яка надалі трансформується в хвилю напруг) визначається енергією вибухового розкладання ВР та умовами її переходу в пружну енергію порід різної характеристики, що визначає можливий напружений стан середовища та його тривалість, завдяки яким хвилею здійснюється робота.

Енергія хвилі напруги може бути визначена як функція роботи, що здійснюється при зміщенні елементарного майданчика на певну відстань у безмежному середовищі.

Розглянемо з цих позицій енергію ударної хвилі, залежно від величини початкового тиску біля стінки заряду свердловини.

Початкове рівняння енергії (Дж), що проходить через одиницю площі в нормальному до фронту хвилі напруги напрямі за час  $t$ , може бути виражене як

$$W_0 = \int_0^t \sigma(r,t)U(r,t)dt. \quad (24)$$

Зміни швидкості масового зміщення та напруги в часі, з урахуванням максимального значення, підпорядковуються експоненціальному закону

$$U(t) = U_{\max} me^{-\alpha\Delta t} \quad (25)$$

$$\sigma(t) = \sigma_{\max} me^{-\alpha\Delta t} \quad (26)$$

при

$$m = \frac{\sin \beta t}{\sin \beta t_n}, \quad (27)$$

де  $e^{-\alpha\Delta t}$  – експонента, що характеризує крутість наростання та спаду швидкості та напруги;  $\alpha, \beta$  – коефіцієнти, що характеризують крутість наростання та спаду швидкості, напруги;

$$\Delta t = t - t_n \quad (28)$$

$t_n$  – час зростання напруги від 0 до  $\max$ , с.



При квазіпружній поведінці гірських порід основні закономірності зміни параметрів хвиль напруги можуть бути встановлені відповідно до законів теорії пружності. У цьому випадку максимальна напруга на фронті хвилі та швидкість масового зміщення породи можуть бути пов'язані між собою залежністю

$$\sigma_{\max} = \frac{U\rho_c}{q}, \text{ МПа.} \quad (29)$$

Тоді рівняння (26.102) набуде вигляду

$$W_0 = \frac{q}{\rho_c} \int_0^t \sigma^2(r,t) dt, \text{ Дж.} \quad (30)$$

На підставі досліджень, виконаних у роботі [13],

$$\sigma_{\max}(r) = P_0 \frac{R_0^2}{r^2} = P_0 \bar{r}^2, \text{ МПа,} \quad (31)$$

де  $P_0$  – початковий тиск на межі пружної зони, МПа;  $R_0$  – початковий радіус свердловини, м;  $r$  – відстань від осі заряду до досліджуваної точки, м.

Тоді на підставі викладеного

$$W_0 = qr^4 \rho_0^2 \rho_c^{-1} \int_0^t me^{2\alpha\Delta t} dt, \text{ Дж.} \quad (32)$$

**Висновки.** Проведені дослідження підтверджують, що одним з реальних напрямів підвищення ефективності вибухових робіт в умовах відкритої розробки корисних копалин є вдосконалення методу управління енергією вибуху, заснованого на взаємодії свердловинних зарядів ВР, що підривають в одній серії, причому – з диференційованим розподілом за довжиною свердловин та співвідношенням мас їх розосереджених частин.

#### Перелік посилань

1. Babii, K., Chetveryk, M., Perehudov, V., Kovalov, K., Kiriia, R., & Pshenychnyi, V. (2022) Features of using equipment for in-pit crushing and conveying technology on the open pit walls with complex structure *Mining of Mineral Deposits*, 16(4), 96–102 <https://doi.org/10.33271/mining16.04.096>
2. Ткачук, К. Н., Ткачук, К. К., Тверда, О. Я. & Диняк, С. В. (2014). Управління енергією вибуху. *International Scientific Journal «Theoretical & Applied Science»*, 11(19), 77–83.
3. Тверда, О. Я. & Воробйов, В. Д. (2015). Обґрунтування раціональних розмірів і геометрії мережі свердловин за фактором пропрацювання підосви уступу для тріщинуватих скельних порід. *Вісник Житомирського державного технологічного університету. Серія: Технічні науки*, 3(74), 140–148.
4. Перегудов, В. В. & Жуков, С. А. (2002). *Puti povisheniya kachestva vzrivnikh robot pri razrushenii gornikh porod slozhnoi strukturi: monografiya*. Кривий Ріг: Видавничий дім.
5. Терентьев, О. М., Клещов, А. Й., Гонтарь, П. А., & Тверда, О. Я. (2018). *Резонансне енергоощадне руйнування гірських порід: монографія. Том 1*. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського.
6. Тищенко, С. В., Єременко, Г. І., Малих, Д. Ю., Мартинюк, М. В., & Кривенко, Ю. Ю. (2013). *Спосіб формування свердловинних зарядів вибухової речовини* (Patent No. 84967).
7. Бизов, В. Ф., & Федоренко, П. Й. (2001). *Вибухові роботи*. Кривий Ріг: Мінерал.

8. Kutter, H.K. (1970). Stress analysis of a pressurized circular pole with radial cracks in an infinite elastic plate. *Fracture Mech*, 6. 223–247. <https://doi.org/10.1007/BF00212654>
9. Фролов, О. О. (2002). Використання ефекту зустрічі детонаційних хвиль для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу. *Вісник НТУУ «КПІ» / Гірництво.*, 63–65.
10. Тищенко, С.В., & Жуков, С.О. (2003). Вплив енергії вибуху на процес тріщиноутворення у гірському масиві. *Вісник ЖДТУ. Житомир: ЖДТУ*, 2(26), 232–234.
11. Mosinets, V. N., & Abramov, A. V. (1982). *Razrushenie treshchinovatikh i narushennikh gornikh porod*. Nedra.
12. Vlasov, O. Ye., & Smirnov, S. A. (1962). *Osnovi rascheta drobleniya gornikh porod pod deistviem vzriva*. Izd-vo AN SSSR.
13. Chebenko, Yu. N., & Romashko, A. M. (2011). Eksperimentalnie issledovaniya sposobov povisheniya effektivnosti drobleniya porod na nerudnikh karerakh. *Informatsionnii byulleten ukrainskogo soyuza inzhenerov-vzrivnikov*, 3, 5–8.

### ABSTRACT

**Purpose.** The main objective of the research is to determine the time factors that affect the destruction of rocks under the action of their short-delayed detonation. And dedicated to the solution of the current issue - to reduce the specific costs of explosives for rock crushing by changing the order of work. At the same time, the condition of the rocks destroyed by the explosion is taken into account.

**The research methodology** includes analytical calculations on explosion physics, geomechanical analysis of dynamic destruction of rocks; substantiation of the mathematical model of the tensions distribution and deformations in the crystalline rock and mathematical methods of processing the results of experimental and industrial tests.

**Findings.** Peculiarities and conditions of implementation of balanced blasting of rock massifs with combined borehole charges of modern explosives in an iron out-pit have been investigated. With the use of mathematical modeling, the dependence of the values of the deceleration intervals of groups of borehole charges on the physical and mechanical characteristics of the rocks, taking into account the size of the granulation, was obtained.

**The originality.** The scientific originality of the research consists in revealing the patterns of the formation and dissemination of blast wave fronts during the interaction of borehole charges of the author's design (with a differentiated distribution according to the length of the boreholes and the ratio of the masses of their dispersed parts), which are detonated in one series. Specifically, the development of the theory of explosive destruction of rocks consists in establishing the time dependence of the moments of successive detonation of charges in the borehole group from the superposition of the maximum of positive phases in their fronts, which ensures the explosion of the next charge at precisely such a moment to maximize the formation of cracks in the surrounding material.

**Practical implementation.** The practical significance of the research lies in the development of a new effective method of rock blasting in the conditions of open-pit mining, as well as in the substantiation of the technological parameters of the method, which reduces the specific consumption of explosive materials and increases the quality of the iron ore enrichment works production

**Keywords:** *rock massif, blasting destruction of rocks, open-pit, short-delayed detonation of borehole charges.*