

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

УДК [622.236.4:622.215.1].001.6

DOI <https://doi.org/10.32838/2663-5941/2021.6/25>

Коновал В.М.

Черкаський держаний технологічний університет

Ищенко К.С.

Інститут геотехнічної механіки імені М.С. Полякова Національної академії наук України

НОВІ ПІДХОДИ ДО ВІДДІЛЕННЯ МОНОЛІТНИХ БЛОКІВ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ ВІД СКЕЛЬНОГО МАСИВУ

Результати досліджень дозволили запропонувати нові підходи до збільшення виходу товарних блоків із гірського масиву за допомогою мінімізації технологічних втрат блокової продукції на родовищах зі складним заляганням природних блокових структур, обмежених системами круто- і пологоспадних тріщин, що сприятиме підвищенню продуктивності і зниженню собівартості відділення монолітів від масиву за рахунок обґрунтування оптимальної висоти видобувного уступу. Розроблено методика, згідно з якою проведено теоретичні дослідження щодо забезпечення максимального виходу товарних блоків із масиву, розраховані основні величини початкових тисків і деформацій від дії вибуху шпурового (свердловинного) заряду димного пороху. Експериментально в полігонних умовах дано оцінку ефективності роботи комбінованого шпурового заряду димного пороху з розколювання піщано-цементних блоків. Методами фотопланіметрії в промислових умовах Капустянського гранітного кар'єру м. Новоукраїнка Кіровоградської обл. отримано картограму тріщинуватості фронтальної площини моноліту, за результатами якої проведено розрахунки раціональної висоти і довжини моноліту на уступі блоку з урахуванням розташування і характеристики тріщинуватості гранітного масиву. Із використанням запропонованої схеми та методики розрахунку, в якій висота і довжина моноліту виражається як чисельні значення кількості пологих і круто спадних блоків, розділених системою тріщин, дозволили розрахувати їх технологічні параметри, а також отримано геометричні рівняння в параметричному вигляді, що зв'язують початкові лінійні параметри моноліту з гірничо-геометричними параметрами тріщинуватості масиву. Використання обґрунтованих параметрів нової скоригованої технології відділення блоків природного каменю від масиву дозволить збільшити вихід придатної до використання товарної продукції на 40%.

Ключові слова: свердловина, шпур, вибух, комбінований заряд димного пороху, монолітний блок, поверхня уступу, тріщинуватість

Постановка проблеми. Динамічний розвиток будівельної галузі у світі і в Україні потребує значних заощаджень в інноваційних розробках технологій видобутку будівельних матеріалів, до яких належить природний камінь. Природний камінь, у складі якого присутній різного типу і кольору граніт, займає особливе місце серед великої номенклатури будівельних матеріалів. За останні 70 років світове виробництво природного каменю збільшилась майже у 25 разів, при цьому протягом останніх двадцяти років щорічний приріст виробництва і споживання каменю в середньому становив 7,4%. За прогнозними оцінками у найближчі десятиліття це зростання продовжиться і світовий видобуток каменю збільшиться більше ніж у 4 рази.

Магматичні гірські породи, до яких належить природний камінь, через властиву їм високу міцність розробляються вибуховим способом, причому витрати коштів на буропідривні роботи становлять не менше 25–30% від собівартості отриманої продукції. Технологія відділення блоків від масиву для виробництва облицювального і будівельного матеріалу значно залежить від фізико-механічних властивостей, дефектів будови (мікротріщин) та просторового орієнтування пороудоутворювальних мінералів (мікроструктури) і від тріщинуватості гірського масиву, що руйнується (макроструктури). Мікроструктура і макроструктура магматичної полімінеральної гірської породи, тобто частота розташування макро-

тріщин, їх морфологія і просторове положення, мають вирішальний вплив на характер розповсюдження тріщин у масиві під час підготовки до відділення моноліту на стадії квазістатичної дії вибуху. Як наслідок, саме мікроструктура полімінерального середовища впливає на якість відділеного блоку, тобто придатність до подальшого використання товарної продукції в будівництві.

Аналіз останніх досліджень та публікацій.

Як зазначалося вище, інтрузивні породи та їх різновиди, до яких входить граніт, є основною природної сировинної бази для отримання облицювального і будівельного матеріалу. Він міцний, нескладний в обробці і, головне, має безліч кольорових відтінків. Не дивлячись на те, що його запаси в країнах співдружності значно перевищують запаси країн далекого зарубіжжя, їх видобуток і обробка відстають у 3–4 рази порівняно з Італією, Бельгією, США, Великобританією. Його споживання вже давно перевищує 500 млн м³, а обіги його продажу обчислюються десятками мільярдів доларів. Починаючи з 90-х років минулого століття, споживання природного каменю в Україні і країнах співдружності зростає в середньому на 10–12% у рік. Таке стрімке зростання попиту на природний камінь аж ніяк не означає аналогічних темпів розвитку вітчизняного видобутку та обробки каменю [1].

Однак через низький технічний рівень підприємств галузі, зумовлений відсутністю ефективних засобів видобутку і обробки міцних порід, ці природні багатства використовуються недостатньо. Потреби народного господарства країн співдружності у виробках із природного каменю забезпечуються лише на 10–15%, а запиту експорту – на 5–10%.

Що ж стосується України, то для повного задоволення потреби народного господарства в архітектурних, облицювальних і будівельних виробках із природного каменю необхідним є залучення в розробку родовищ, як тріщинуватих, так і обводнених скельних порід. При цьому розвиток каменеобробних галузей промисловості потрібно розглядати як одне з перспективних завдань, вирішення якого можливе за рахунок упровадження сучасної технології його відділення від масиву і високопродуктивного обладнання з його обробки, що є актуальним науково-прикладним завданням, вирішенню якого і присвячена ця робота.

Установлено, що інтенсивність видобутку блокового природного каменю в масивах обводнених, тріщинуватих порід неможливо збільшити без переходу на спосіб відділення монолітів від масиву свердловинними зарядами, наприклад димного

пороху, з подальшим збільшенням висоти уступу до 6,0 м [2]. Звідси випливає й основна вимога до кар'єрів блокового природного каменю – якості ведення гірничих робіт, яке полягає в збереженні цілісності (монолітності) масиву, що розробляється, а недосконала технологія видобутку блокового природного каменю буропідривним способом є однією з головних причин низького виходу блоків на кар'єрах.

Вітчизняними і закордонними вченими проведено низку досліджень у промислових умовах, які дозволили отримати цікаві результати. Вони показали, що ефективність видобутку гранітних блоків відкритим способом залежить від вибору тієї чи іншої технологічної схеми, яка містить облік розмірів природних блоків каменю, що містяться в масиві і визначаються показниками тріщинуватості [3–6].

Установлено, що за блоками природного походження і тріщинуватості масиву визначається можливість і економічна доцільність розробки родовищ облицювального каменю. Отже, гірничо-геометричний аналіз структури масиву не тільки становить теоретичний інтерес, а і має велике практичне значення. Із цього випливає, що структура масиву становить геометричну безліч його монолітних частин, а також у результаті формування в масиві гірських порід мережі природної тріщинуватості. Так, природний структурний блок, обмежений тріщинами, має форму прямої або похилої призми. Отже, на форму природного блока впливають геометричні характеристики залягання тріщин в масиві – азимут простягання і кут падіння, а на його обсяг – відстань між основними системами тріщин [7]. Таким чином, структура гірського масиву може бути описана як параметрами природної тріщинуватості, так і параметрами природної блоковості, які в сукупності визначають поточний прогноз виходу товарних блоків із масиву.

На практиці в більшості випадків причина невисокого використання потенціалу родовищ облицювального каменю полягає в недостатній відповідності застосовуваної технології видобутку блоків структурними особливостями породного масиву, що розробляється. Процентний уміст різних за обсягом природних блоків у масиві, а також їх форма визначають економічну доцільність застосування одно- або двостадійної схеми видобутку каменю. Необхідність застосування двостадійної технології видобутку зумовлена складним заляганням природних тріщин на родовищі, коли природний блок, із якого складається масив, утворений декількома системами

крутоспадних тріщин і системою первинно-пластових (пологоспадних) тріщин. Як показує досвід, двостадійна технологія особливо ефективна при розробці родовищ коли товща гірських порід має незначну тріщинуватість. До таких родовищ належать родовища групи мармурів, які відпрацьовуються за двостадійною схемою (більше 90%).

Що ж стосується породних масивів групи гранітів, то вони розбиті трьома системами розвинених, майже ортогональних одне до одного тріщин із різними відстанями між тріщинами. Першу систему утворюють пластові тріщини, що мають горизонтальне або з незначним нахилом залягання (кут падіння становить 5–15°). До другої і третьої систем належать поздовжні і поперечні тріщини, які мають майже вертикальне падіння. На їх частку припадає 40–50 і 25–30% від загальної кількості тріщин відповідно.

Родовища блокового каменю, до яких належать граніти, – це міцні гірські породи з розвинутою анізотропією фізико-механічних властивостей, їх доцільно розробляти з використанням шпурових (свердловинних) зарядів металюної вибухової речовини (димний порох). Застосовують й іншу технологію вибухового відділення первинного моноліту з використанням трубок Forsit [8]. Детонація при цьому поширюється послідовно частинами блоку, тому такий спосіб підривання майже не впливає на блоковість каменю.

Для забезпечення високої інтенсивності видобутку блоків природного каменю необхідно забезпечити достатні темпи просування фронту гірничих робіт із випередженням їх на розкривному горизонті. Тому підривання скельних порід розкривання на кар'єрах найбільш часто роблять за схемою з попереднім оконтурюванням. Сутність цієї схеми підривання полягає в тому, що частина масиву руйнується вибухом контурних вертикальних і горизонтальних розосереджених свердловинних зарядів ВР, наприклад, амоніту № 6ЖВ.

Цей традиційний спосіб підривання за схемою з попередньою контурною відбійкою порід не забезпечує надійного збереження монолітності масиву, що відбивається, в якому під дією ударної хвилі з'являються радіальні тріщини, що неприпустимо при виробництві розкривних робіт на родовищі, яке готували до розробки на блоковий камінь. Крім цього, необхідність буріння і заряджання як вертикальних, так і горизонтальних свердловин, зумовлює високу трудомісткість способу.

Для реалізації ресурсозберігальної технології відділення блоків природного каменю від масиву скельних гірських порід нами запропоновано новий

підхід до вибухового відділення монолітів від скельного масиву, заснований на використанні конструкції комбінованого шпурового (свердловинного) заряду ВР для розколювання блока, що дозволяє сформувати спрямовану мережу тріщин як у монолітній, так і в тріщинуватій породі, в напрямку розташування орієнтованих шпурів (свердловин).

Робота виконується відповідно до комплексної програми Національної академії наук України з розробки безвідходних технологій видобування корисних копалин відкритим способом «Наукове обґрунтування розвитку безвідходних технологій видобування корисних копалин відкритим способом зі зменшенням їх шкідливого впливу на навколишнє середовище» (№ ДР 0120U101113).

Постановка завдання. Метою роботи є обґрунтування експериментальними і теоретичними дослідженнями раціональних параметрів нової ресурсозберігальної технології відділення моноліту від скельного масиву енергією вибуху.

Викладення основного матеріалу дослідження. Для обґрунтування раціональних параметрів коригованої технології руйнування гірських порід під час відділення блоків від масиву необхідно провести теоретичні дослідження щодо забезпечення максимального виходу товарних блоків із масиву, розрахувати основні величини початкових тисків і деформацій від вибуху шпурового (свердловинного) заряду димного пороху; експериментальними дослідженнями на піщано-цементних моделях блокової структури встановити основні особливості їх руйнування комбінованим зарядом димного пороху, які будуть враховані під час обґрунтування раціональних параметрів нової технології відділення монолітів від скельного масиву.

Практикою ведення видобувних робіт на гранітних кар'єрах доведено ефективність використання двостадійної схеми з відділенням моноліту від масиву на першому етапі й оброблення блоку перекинутого моноліту на робочу площадку – на другому, яка добре зарекомендувала себе під час видобутку мармурової сировини на кар'єрах країн співдружності. При цьому головною метою двостадійної технології також залишається забезпечення підвищення виходу товарних блоків в умовах складної конфігурації залягання природних тріщин у масиві за рахунок обґрунтованого вибору лінійних розмірів блоку моноліту.

Припустимо, що природний гранітний блок, узятий як приклад для обґрунтування скоригованої технології відділення від масиву (Капустянський

гранітний кар'єр, м. Новоукраїнка, Кіровоградська обл.), представлені сіро-червоним, а також насиченим червоним крупнозернистої структури гранітом, що має у своїй товщі чітко виражені червоні кристали мікрокліну міцністю $f=12-14$ балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Він обмежується площинами трьох майже взаємоортогональних і найбільш розвинених у масиві систем тріщин, до яких належить система пологоспадних і дві системи крутоспадних тріщин.

Для визначення висоти і довжини моноліту на уступі блоку розглянемо фронтальну (поздовжню) площину моноліту так, щоб сліди першої основної (пологоспадних) системи тріщин і другої основної (крутоспадної) системи на фронтальну площину становили лінії падіння цих тріщин. Для цього за отриманою картограмою тріщинуватості фронтальної площині моноліту, яка є проєкціями природних блокових структур, обмежених площинами під час відділення моноліту від масиву, будують прямокутники, одна зі сторін яких збігається з напрямком системи тріщин, що мають мінімальні між собою відстані, тобто максимальне їх розповсюдження в масиві. Тоді для мінімізації втрат обсягів природного каменю, що становить моноліт, проведемо обґрунтування основних технологічних параметрів розробки: висоти уступу, геометричних параметрів моноліту згідно зі структурними особливостями гранітного масиву.

Скористаємося запропонованою в роботі [9] розрахунковою схемою, в якій висота і довжина моноліту представлена як чисельні значення кількості пологоспадних і крутоспадних блокових структур, розділених системою тріщин, які дозволяють розрахувати технологічні параметри. Із вищесказаного випливає, що за висоту моноліту беремо відстань, яка кратна числу пологоспадних блокових структур, а довжина моноліту визначається числом, кратним крутим, і пологоспадних окремих блокових структур у межах фронтальної площини моноліту.

Отже, згідно з розробленою методикою розрахунку ми отримали геометричні рівняння в параметричному вигляді, що зв'язують шукані лінійні параметри моноліту з гірничо-геометричними параметрами тріщинуватості масиву:

$$H_y = H_m = n_n l_n \sin \delta_k / \sin \gamma, \quad (1)$$

$$L_m = n_k \frac{l_k}{\sin \delta_k} + n_n \frac{l_n}{\sin \gamma} \cos \delta_k, \quad (2)$$

$$k_{т.п} = \frac{[(n_n l_n)^2 \sin \delta_k \cos \delta_k] / (\sin \gamma)^2 + l_k^2 n_k \operatorname{ctg} \delta_k + n_n n_k l_k^2 \operatorname{ctg} \gamma}{H_m L_m}, \quad (3)$$

де n_k і n_n – кількість окремих блокових структур круто- і пологоспадних тріщин масиву, шт.;

δ_n – кути падіння круто- і пологоспадних систем тріщин, град; γ – кут між круто- і пологоспадними системами тріщин, град; l_k і l_n – відстань між круто- і пологоспадними системами тріщин, м; $k_{т.п}$ – коефіцієнт відносних технологічних втрат блокової продукції.

А сумарні відносні технологічні втрати природного блокового каменю запишемо у вигляді функції висоти уступу (1). У результаті вираз (3) отримує такий вигляд:

$$k_{т.п} = \frac{H_y^2 \operatorname{ctg} \delta_k + H_y (l_k^2 / l_n) n_k (\cos \gamma / \sin \delta_k) + n_k l_k^2 \operatorname{ctg} \delta_k}{H_y (H_y \operatorname{ctg} \delta_k + n_k l_k / \sin \delta_k)}, \quad (4)$$

Отже, екстремум технологічних втрат відповідає умові

$$\delta k_{т.п} / \delta H_y = 0, \quad (5)$$

за якою можна описати залежність для розрахунку оптимальної (з мінімальними технологічними втратами блокового каменю) висоту уступу:

$$H_y^{оп} = \frac{l_k \left\{ \cos \delta_k + \sqrt{(\cos \delta_k)^2 + n_k [1 - (l_k / l_n) \cos \gamma]} \right\}}{1 - (l_k / l_n) \cos \gamma}, \quad (6)$$

Оптимальну висоту уступу розрахуємо з виразу (2), а раціональну довжину моноліту з

$$L_m = n_k \frac{l_k}{\sin \delta_k} + H_y^{оп} \operatorname{ctg} \delta_k, \quad (7)$$

Використовуючи вирази (6) і (7) при встановленому чисельному значенні n_k , що характеризує тріщинуватість масиву, розрахуємо оптимальне значення висоти уступу і раціональне значення довжини моноліту, які забезпечують мінімальні технологічні втрати блоків природного каменю, тобто максимальний їх вихід для гірничо-геологічних умов Капустянського гранітного кар'єру (м. Новоукраїнка, Кіровоградська обл.) (рис. 1).

За розробленою методикою для умов Капустянського гранітного кар'єру (м. Новоукраїнка, Кіровоградська обл.) при $\delta_k = 62^\circ$; $\gamma = 60^\circ$; $l_k = 1,8$ м; $l_n = 1,95$ м розраховані оптимальні параметри виділень монолітного блоку: для $n_k = 3$ – $H_y^{оп} = 5,8$ м, $L_m = 8,5$ м, $m_m = 1,67$ м; $n_k = 4$, $H_y^{оп} = 6,0$ м, $L_m = 9,8$ м, $m_m = 1,69$ м.

Для встановлення основних параметрів руйнування блокових гірських порід під час відділення їх від масиву проведемо теоретичні дослідження і виконаємо розрахунки основних величин початкових тисків і деформацій від вибуху комбінованого шпурового (свердловинного) заряду димного пороху в разі впливу його на породу, ініційованого як у режимі звичайного горіння, так і в режимі вибухового розкладання.

Експериментально підтверджено, що в разі спрацювання димного пороху у свердловині,

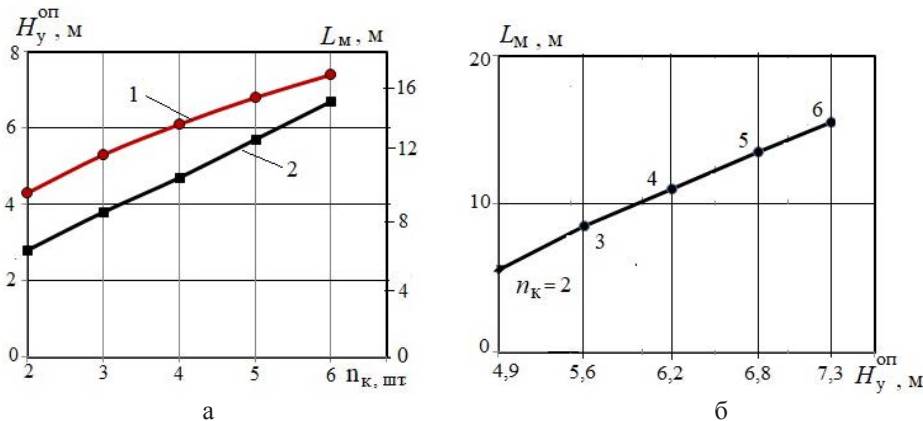


Рис. 1. Залежність зміни оптимальної висоти уступу і раціональної довжини моноліту (а) від кількості в ньому крутоспадних блокових структур (1 – H_y ; 2 – L_M) і оптимальної висоти уступу від раціональної довжини моноліту і кількості в ньому крутоспадних блокових структур (б) – $\delta_k = 62^\circ$; $\gamma = 60^\circ$; $l_k = 1,8$ м; $l_n = 1,95$ м

ініційованого вогнепровідним шнуром (далі – ВПШ) за допомогою традиційного горіння, електрозапалювальним патроном типу (ЕЗП-Б) швидкість горіння становить 400 м/с [10].

Для визначення тиску продуктів горіння димного порошу, скористаємось емпіричним виразом [11],

$$P = \left(\frac{U - A}{b} \right)^{\frac{1}{v}} \quad (8)$$

де U – лінійна швидкість горіння порошу (400 м/с); A, b, v – константи.

Слід зазначити, що формула (8) може бути застосована для розрахунку величини тиску в інтервалах $5 \cdot 10^5 \div 2,5 \cdot 10^8$ Па. Підставляючи у формулу (8) значення констант $A = 1,5 \cdot 10^2$, $b = 0,2 \cdot 10^2$, $v = 0,47$, при лінійній швидкості горіння порошу 400 м/с тиск вибуху в шпурі (свердловині) складатиме

$$P = \left(\frac{400 - 1,5 \cdot 10^2}{0,2 \cdot 10^2} \right)^{\frac{1}{0,47}} = 21,57 \text{ МПа}$$

Тоді величину об'єму свердловини при максимальному розширенні її бокової-поверхні продуктами вибуху порошу для різних типів порід можна визначити з виразу [12] при таких параметрах свердловини: початковий радіус свердловини – 0,05 м; висота заряду у свердловині – 1,0 м при атмосферному тиску рівному 0,1 МПа,

$$V_{\max} = V_0 + \Delta V = \beta(P - P_0) + V_0, \quad (9)$$

де $V_0 = \pi R_0^2 H_3$ – початковий об'єм свердловини; R_0 – початковий радіус свердловини; H_3 – висота заряду в свердловині; P_0 – атмосферний тиск; $\beta = 1/K$ – коефіцієнт стискання породи; $K = \frac{EG}{3(3G - E)}$, Па – модуль об'ємного стискання; E – модуль Юнга, Па; G – модуль зсуву, Па.

Відомо, що максимальний об'єм порожнини під час вибуху заряду порошу у процесі його горіння складає

$$V_{\max} = \pi R_{\max}^2 H_3,$$

де R_{\max} – максимальний радіус порожнини під час вибуху заряду порошу у процесі його горіння.

Тоді після перетворення формули (9) отримаємо вираз для розрахунку максимального радіуса шпуру (свердловини), розширеного при звичайному горінні димного порошу,

$$R_{\max} = R_0 \left[\frac{(P - P_0)\beta}{\pi R_0^2 H_3} + 1 \right]^{\frac{1}{2}}, \quad (10)$$

а з урахуванням виразу (10) час розширення стінок свердловини можна представити у вигляді [13]

$$t = \frac{R_0 \left[\left(\frac{R_{\max}}{R_0} \right)^2 - 1 \right]}{\sqrt{\frac{P}{\rho} \left[1 - \left(\frac{4P}{C^2 \rho} + 1 \right)^{\frac{1}{4}} \right]}}, \quad (11)$$

де C – швидкість подовженої хвилі стискання, м/с; ρ – щільність гірничої породи, кг/м³.

З отриманих співвідношень визначимо відносну деформацію стінок свердловини і швидкість деформації при звичайному режимі горіння порошу, а саме:

- відносна деформація

$$\varepsilon = (R_{\max} - R_0) / R_0 \quad (12)$$

– швидкість деформації стінок свердловини

$$\dot{\varepsilon} = \varepsilon / t \quad (13)$$

Так, відповідно до роботи [14] можна визначити межу міцності скельної породи на одновісне стискання при динамічному навантаженні з урахуванням швидкості її деформації

$$\sigma_{сждин} = \sigma_{сжс} R_0^{\gamma}, \quad (14)$$

де $\sigma_{сжс}$ – межа міцності скельної породи на одно-вісне стискання при статичному навантаженні; R_0 – початковий радіус свердловини; γ – тангенс кута нахилу графіка залежності межі міцності скельної породи на одновісне стискання при динамічному навантаженні від швидкості деформації.

Розрахунковим способом встановлено, що при швидкості деформації стінок шпур (свердловини) $10,23 \text{ с}^{-1}$ межа міцності, наприклад, габро-діабазу, складала $338,4 \text{ МПа}$, а межа міцності на розтягання його приблизно на $1/10$ менше межі міцності на стискання. Тоді межі міцності на розтягання габро-діабазу при швидкості деформації стінок шпур (свердловини) $10,23 \text{ с}^{-1}$ складає $33,84 \text{ МПа}$. Отже, величина тиску продуктів вибуху димного порошу – $21,57 \text{ МПа}$ на стінки шпур (свердловини), ініційованого в режимі звичайного горіння на 57% нижче межі міцності габро-діабазу на розтягання ($33,84 \text{ МПа}$). Із цього випливає, що підірвання шпурового (свердловинного) заряду димного порошу в режимі звичайного горіння, здійснюваного в нижньому однорідному напівпросторі, представленими, наприклад, габро-діабазом, не викликає його руйнування, тобто не приведе до утворення радіальних тріщин на стінках свердловини.

Таким чином, масив порід представлений габро-діабазом можна зруйнувати вибухом у шпурі (свердловині) зарядом димного порошу, іні-

ційованого в режимі звичайного горіння, тільки в тому разі, якщо він містить вільну, незафіксовану поверхню у вигляді розкритих мікротріщин і макротріщин або має близько розташовані крутоспадні поверхні оголеної породи.

Становить особливий інтерес робота шпурового (свердловинного) заряду димного порошу в режимі ініціювання малопотужним детонувальним шнуром (далі – ДШ) системи NONEL зі швидкістю 2000 м/с . Тоді початковий піковий тиск димного порошу можна визначити з виразу

$$P = \frac{\rho_{вп} D^2}{4}, \quad (15)$$

де $\rho_{вп}$ – щільність порошу 10^3 кг/м^3 ; D – швидкість вибухового розкладання порошу (2000 м/с).

А початковий середній тиск продуктів вибухового розкладання порошу визначимо за формулою

$$P = \frac{\rho_{вп} D^2}{8} \quad (16)$$

Тоді максимальний радіус шпур (свердловини) при вибуховому розкладанні порошу розраховують за формулою,

$$R_{\max} = R_0 (P / P_k)^{\frac{1}{6}}, \quad (17)$$

де P_k – критична величина тиску (200 МПа).

Для спрощення розрахунку величини тиску продуктів вибуху димного порошу, який змінюється залежно від швидкості його вибухового перетворення, побудовані номограми, представлені на рис. 2.

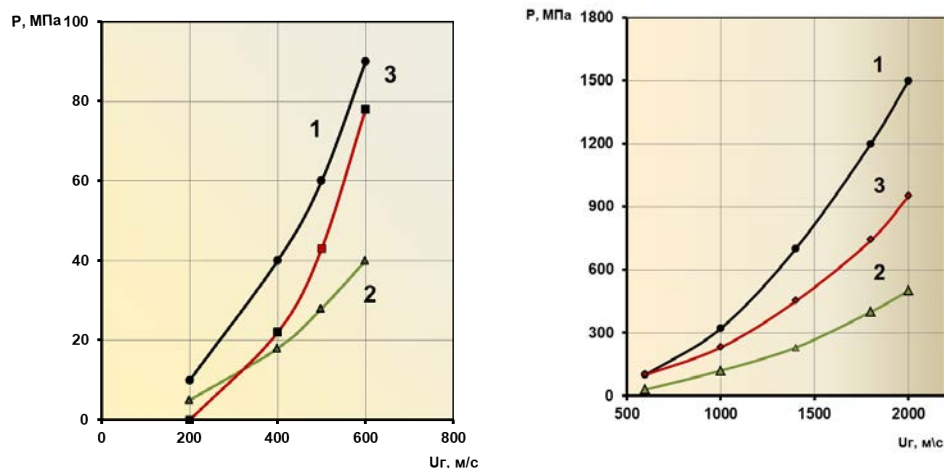


Рис. 2. Номограми для розрахунку показників тиску продуктів вибуху димного порошу в залежності від швидкості його горіння (вибухового розкладання) а) – швидкість горіння димного порошу від 0 до 600 м/с; б) – швидкість горіння димного порошу от 600 до 2000 м/с; 1 – тиск продуктів горіння димного порошу, розрахованого за формулою 1; 2 – початковий середній тиск продуктів вибухового розкладання димного порошу, розрахованого за формулою (16); 3 – початковий піковий тиск продуктів вибухового розкладання димного порошу, розрахованого за формулою (15)

Аналіз розрахунків, виконаних за наведеними формулами, дозволяє встановити, що максимальний радіус свердловини під час руйнування, наприклад габро-діабазів, під час вибуху заряду пороху в режимі вибухового перетворення становить 0,0654, а час розширення стінок свердловини до максимальних значень її радіусу має величину рівну $6,992 \cdot 10^{-4}$ с або 0,6992 мс. Відносна деформація стінок шпuru (свердловини) під час вибуху пороху в режимі вибухового розкладання дорівнює $\varepsilon = 0,308$.

Швидкість деформації стінок свердловини для цих умов підривання має величину $\dot{\varepsilon} = 440,5 \text{ с}^{-1}$. Звідси випливає, що при швидкості деформації стінок свердловини $440,5 \text{ с}^{-1}$ межа міцності, наприклад, габро-діабазу на стискання становить 3102,9 МПа. Отже, межа міцності габро-діабазу на розтягнення при швидкості деформації рівній $440,5 \text{ с}^{-1}$ складає приблизно 310, 29 МПа.

Таким чином, урахувавши результати розрахунків за вищенаведеними формулами (14) і (15) доведено, що величина тиску продуктів вибуху димного пороху, ініційованого в режимі вибухового розкладання, менше межі міцності габро-діабазу на одновісне стискання в розглянутих умовах навантаження. З огляду на це, можна стверджувати, що ініціювання шпурового (свердловинного) заряду пороху в режимі вибухової розкладання, яке здійснено в нижньому однорідному напівпросторі, представленому монолітним габро-діабазом, не розповсюджує дистракційного впливу під час руйнування породи. Цілком очевидно, що руйнування породи відбуватиметься тільки за рахунок розвитку радіальних тріщин.

Якщо врахувати те, що при наявності близько розташованої крутоспадної поверхні оголеної породи (наприклад, поздовжнього укусу уступу) тангенціальні напруження розтягання по лінії розташування шпурів (свердловин) має приблизно у 1,5–2,0 раза більшу величину, ніж у перпендикулярному напрямку [15], що не викликає сумнівів у відділенні моноліту габро-діабазу від масиву без появи в ньому порушеної структури, викликаного дією вибуху заряду димного пороху, ініційованого в режимі вибухової розкладання.

Отримані результати розрахунків дають підставу вважати, що наведені раніше висловлювання про деструктивний вплив вибухових навантажень на блоки-заготовки роп-ручейських габро-діабазів не відповідають дійсності незалежно від застосовуваного способу ініціювання шпурових (свердловинних) зарядів димного пороху.

Для обґрунтування режимів підривання і раціональні параметри нової ресурсозберігальної тех-

нології вибухового відділення моноліту природного каменю від скельного масиву з використанням комбінованого шпурового заряду димного пороху були проведені експерименти з розколювання піщано-цементних блоків у полігонних умовах [16]. Відповідно до методики досліджень блокові моделі виготовлялись прямокутної форми розміром 400x300x200 мм. Піщано-цементна суміш готувалась у такій пропорції: кварцовий пісок + цемент марки М400 = 1:1 з додаванням 10% води. Згідно з чинними ДСТУ були досліджені фізико-механічні властивості матеріалу моделей і після обробки результатів випробувань визначені середні їх показники, які мають такі значення: щільність – 1920 кг/м³, міцність на одновісне стискання – 20,6 МПа, швидкість подовженої хвилі – 3150 м/с, а також середньо квадратичне відхилення і коефіцієнт варіації величин, котрі не перевищили 10%.

У процесі формування моделей уздовж осі перетину в напрямку передбачуваного розколювання на рівній відстані одне від одного (40 мм) формувались вибухові порожнини – шпури діаметром 12 мм на глибину 2/3 висоти моделі, які змінювались залежно від фізико-механічних характеристик матеріалу моделі. При цьому решта масиву моделі повинні мати достатній опір вибуховим газам, що розширюються. У підготовлених вибухових порожнинах формувались комбіновані заряди димного пороху з використанням ДШ. Заряд димного пороху заповнювали в патрон спеціальної конструкції, який має подовжню кільцеву виїмку, в яку вкладали нитку ДШ діаметром 3 мм. Детонувальний шнур виготовляли з поліхлорвінілового хвилеводу з внутрішнім діаметром 2 мм з пресованим у його середині порошкового тону щільністю 1200 кг/м³. Загальна маса димного пороху в зарядах усіх серій експериментів становила 20,0 г. Для підриву зарядів пороху і ДШ формували бойовики з розміщенням у паперовій гільзі діаметром 3–2 мм чистого тону масою 80 мг з ініціатором, виготовленого з ніхромового містка з крапелькою високобризантного ВР (азиду свинцю) масою 10 мг. Ініціювання зарядів здійснювалось з уповільненням, починаючи з ДШ, а потім заряди димного пороху. Схема моделі і конструкція комбінованого заряду димного пороху наведені на рис. 3, а, б.

Результати експериментальних вибухів наведено на рис. 4. На ньому представлено зовнішній вигляд моделі, розколотої вищеописаним варіантом нового способу відділення монолітів природного каменю від скельного масиву.

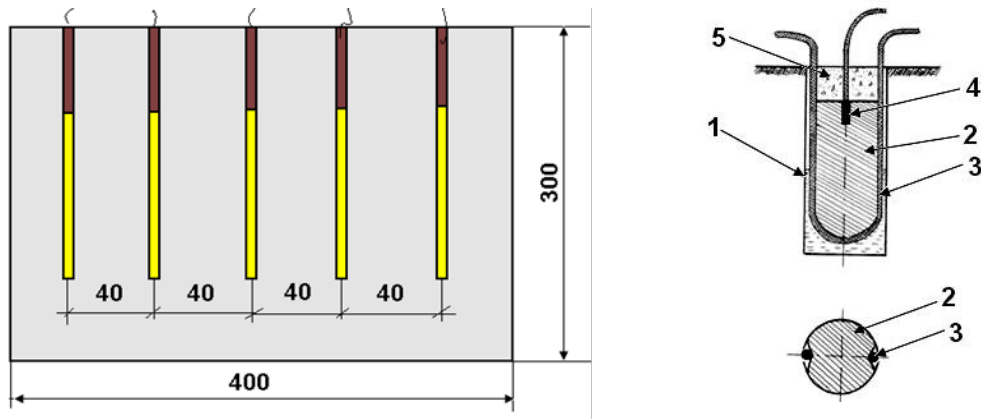


Рис. 3. Схема моделі і конструкція комбінованого шпурового заряду димного порошу
 а – схема моделі; б – конструкція заряду;
 1 – шпур; 2 – заряд димного порошу; 3 – ДШ; 4 – патрон-бойовик; 5 – набивка

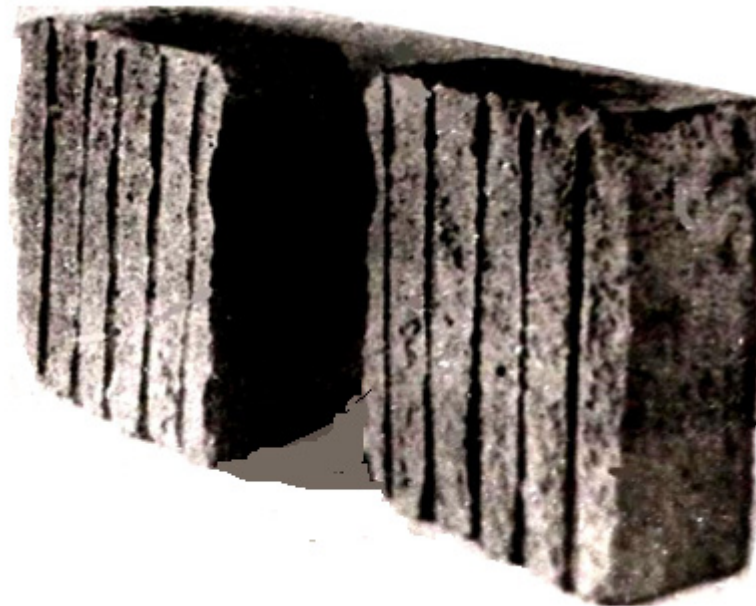


Рис. 4. Зовнішній вигляд піщано-цементного блоку, розколотого комбінованим зарядом димного порошу

Критерієм оцінки якості розколювання була взята шорсткість, яка характеризується середньою величиною всіх опуклостей і вм'ятин в обох новоутворених поверхнях. Шорсткість вимірювали за двома паралельними слідами утвореними шпурами, лініях, віддаленим від країв новоутвореної поверхні на відстані 50 мм.

Середнє значення цього показника для п'яти шпурів склало 2,9 мм, тобто істотних змін шорсткості не зафіксовано. Отже, результати експериментів підтвердили ефективність нової конструкції комбінованого заряду димного порошу для розколювання твердого середовища блокової будови.

Висновки. Результати експериментальних в полігонних умовах і теоретичних досліджень з обґрунтування раціональних параметрів розробленої ресурсозберігальної технології згідно зі способом відділення монолітів природного каменю від масиву для умов Янцевського родовища сірих гранітів (Запорізька обл.), Капустянського гранітного кар'єру блокового каменю (Кіровоградська обл.), Покостівського родовища гранодіоритів ПМП «Граніт» (Житомирська обл.) дозволили отримати такі результати:

– згідно з побудованою картограмою тріщинуватості фронтальної площини моноліту і виявлених слідів на його фронтальній (поздовжній) площині

встановлено напрямок системи тріщин і лінію їх падіння, що має мінімальну відстань між тріщинами, тобто максимально розповсюджені в масиві;

– за даними поширення систем тріщин у блоковому масиві проведено обґрунтування основних технологічних параметрів розробки: висоти уступу, геометричних параметрів моноліту згідно зі структурними особливостями гранітного масиву;

– відповідно до розробленої схеми та методики розрахунку визначена висота і довжина моноліту у вигляді чисельних значень кількості

пологоспадних і крутоспадних блокових структур, розділених системою тріщин, що дозволило розрахувати параметри скоригованої технології відділення моноліту від скельного масиву;

– відповідно до розробленого нового способу вибухового відділення моноліту від скельного масиву обґрунтовані режими підривання і технологічні параметри комбінованого шпурового (свердловинного) заряду з розколювання піщано-цементних блоків енергією вибуху в полігонних умовах.

Список літератури:

1. Поветкин В.В., Керимжанова М.Ф., Нурымов Е.К., Букаева А.З. Современное состояние добычи блочного строительного камня из крепких горных пород. *Сборник трудов XXIII международной научно-технической конференции «Машиностроение и техносфера XXI века»*. Донецк : МСМ, 2016. Том. 2. С. 90–95.
2. Мандринкевич В.Н., Морозова Т.В., Усик И.И. Разработка месторождений природного камня взрывным способом. *Строительство. Материаловедение. Машиностроение*. 2016. Вып. 92. С. 78–82.
3. Madjid YU, Emad M.Z., Rehman G., Arshad M. Influence of the methods of extraction of block stone in the Nevra quarry on the quality of the separated blocks. *Journal of Mining Science*. 2019. № 4. P. 105–121. DOI: 10.15372/FTPRPI20190412
4. Pershin G.D., Karaulov N.G., Ulyakov M.S. The research of high-strength dimension stone mining technological schemes in Russia and abroad. *Sbornik nauchnyih trudov SWorld*. Odessa : Kuprienko, 2013. Rel. 2. Tom 11. P. 64–73.
5. Pershin G.D., Karaulov N.G., Ulyakov M.S., SHarov V.N. Features of diamond-wire saws application for rock overburden re-removal at marble quarry construction. *Sbornik nauchnyih trudov SWorld*. Odessa : Kuprienko, 2013. Rel. 3. Tom 14. P. 39–42.
6. Першин Г.Д., Караулов Н.Г., Уляков М.С. Современные технологические схемы добычи блочного высокопрочного камня. *Вестник МГТУ им. Г.И. Носова*. 2015. № 3. С. 5–11.
7. Першин Г.Д., Уляков М.С. Повышение выходов блоков высокопрочного камня на месторождениях со сложным залеганием природных трещин в массиве. *ФТПРПИ*. 2015. № 2. С. 118–123.
8. Дубровский А.Б., Уляков М.С. Выбор оборудования при разработке Нижне-Санарского месторождения гранодиоритов. *Горный журнал*. 2011. № 5. С. 67–70.
9. Першин Г.Д., Уляков М.С. Обоснование комбинированного способа подготовки к выемке блочного высокопрочного камня. *Изв. вузов. Горн. журн.* 2013. № 4. С. 15–18.
10. Афонин В.Г., Гейман Л.М., Комир В.М. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве. Киев : Будівельник, 1974. 369 с.
11. Беляев А.Ф., Мазнеев С.Ф. Зависимость скорости горения дымного пороха от давления. *Доклады АН СССР*. 1960. Том 131. № 4. С. 887.
12. Физический энциклопедический словарь. М.: *Сов. энциклопедия*, 1965. Том 4. 592 с.
13. Белоконов В.П., Белоконов М.П., Ольховский А.К. (1974). Исследование влияния детонационных характеристик ВВ и физико-механических свойств горных пород на продолжительность волны сжатия. *Механика и разрушение горных пород*: Межвед. сб. науч. тр. Киев : Наук. думка. 1974. Вып. 2. С. 227–229.
14. Кутузов Б.Н., Тарасенко В.П. Физика разрушения горных пород. Москва : Изд-во МГУ. 1975. Часть 2. 190 с.
15. Ито И., Сасса К., Танимото Т. Механизм разрушения горных пород под действием взрыва. *Дзайрё*. 1973. Том. 20. С. 203–206.
16. Ищенко К.С., Кратковский И.Л. Исследование эффективности нового способа отделения монолитов от скального массива энергией взрыва. *Геотехническая механика*: Межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. Днепрпетровск, 2012. № 104. С. 31–41.

Konoval V.M., Ishchenko K.S. NEW APPROACHES TO REJECT MONOLITHIC BLOCKS OF NATURAL STONE FROM ROCK MASS

The results of the research allowed to offer new approaches to increase the yield of commodity blocks from the massif by minimizing technological losses of block products in deposits with complex natural block structures, limited by systems of steep and sloping cracks, which will increase productivity and reduce the cost of separation

of monoliths. substantiation of the optimal height of the extraction ledge. A method has been developed according to which theoretical research has been carried out to ensure the maximum output of commodity blocks from the array, the basic values of initial pressures and deformations from the action of blast (borehole) charge of smoke powder have been calculated. Experimentally in landfill conditions, the efficiency of the combined borehole charge of smoke powder for splitting sand-cement blocks was evaluated. Photoplanimetry methods in industrial conditions of Kapustyansky granite quarry, Novoukrainka, Kirovohrad region, obtained a fracture map of the frontal plane of the monolith, based on which the calculations of rational height and length of the monolith on the ledge of the block taking into account the location and characteristics of fracturing. Using the proposed scheme and calculation method, in which the height and length of the monolith is expressed as numerical values of the number of sloping and steeply descending blocks separated by a system of cracks, allowed to calculate their technological parameters, and obtained geometric equations in parametric form, connecting the initial linear parameters of the monolith with mining and geometric parameters of the fracture of the array. The use of reasonable parameters of the new adjusted technology of separation of blocks of natural stone from the array will increase the yield of usable marketable products by 40%.

Key words: well, borehole, explosion, combined charge of smoke powder, monolithic block, ledge surface, fracture.