

УДК 622.235:622.271

© А.А. Скачков, О.В. Шапурін, С.О. Жуков

УМОВИ ТА ОСОБЛИВОСТІ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ПІДРИВАННЯ ПОРІД СВЕРДЛОВИННИМИ ЗАРЯДАМИ, ВЗАЄМОДІЮЧИМИ З УКОСАМИ УСТУПІВ

© A. Skachkov, O. Shapurin, S. Zhukov

CONDITIONS AND PECULIARITIES OF EXPERIMENTAL DESTRUCTION OF ROCK BY EXPLOSION WITH BOREHOLE CHARGES INTERACTING WITH SLOPES OF LEDGES

Розглянуто руйнування порід зі зміною порядку підривання зарядів. У непарних рядах заряди формуються за нормальним енергонасиченням, а в парних – нижче на 30-45%. Починається ініціювання вибуху з зменшеного заряду в другому ряду, потім з затримкою найближчого повного заряду в першому, після чого – наступна пара і т.д. Потім ініціюються заряди наступних пар рядів: від зменшених зарядів – до повних.

Рассмотрено разрушение пород с изменением порядка подрывания зарядов. В нечетных рядах заряды формируются по нормальному энергонасыщению, а в четных – ниже на 30-45%. Начинается инициирование взрыва с уменьшенного заряда во втором ряду, затем с задержкой ближайшего полного заряда в первом, после чего – следующая пара и т.д. Затем инициируются заряды следующих пар рядов: от уменьшенных зарядов – к полным.

Постановка проблеми. Наукові дослідження та виробнича практика ведення вибухових робіт в кар'єрах свідчать про те, що уступ гірських порід найбільш нерівномірно руйнується в зоні, прилеглій до укусу, в результаті чого утворюється гірнична маса з найбільш неоднорідною кускуватістю [1]. Винятково складний напружено-деформований стан масиву в цій частині при взаємодії свердловинних зарядів, що підриваються в першому і другому рядах, є однією з головних причин неконтрольованого виходу негабаритної фракції при виконанні вибухових робіт, що негативно позначається на техніко-економічних показниках всього гірничодобувного виробництва, тому пошук шляхів вирішення даного завдання є вельми актуальним [2], так як у свою чергу сприяє **вирішенню проблеми** підвищення ефективності буропідричних робіт.

Як показує **аналіз останніх досліджень** з теорії вибухового руйнування кристалічних масивів і практики БВР [3-4], одним з **найменш досліджених теоретично і невирішених практично питань** є нерівномірний вплив на формування вибухом навантаження крайової частини уступу, оптимізувати що є можливим при цілеспрямованому використанні ефектів розвитку динамічної зони руйнування, створюваної силовими полями взаємодіючих зарядів ВР приконтурних рядів [4-5]. У зв'язку з цим **в дослідження закладалася ідея** можливості цільового використання динамічних ефектів, що проявляються при взаємодії вибуху свердловинних зарядів, для вирішення чого задачі досліджень формулювалися згідно з нею, а саме: заряди першого ряду свердловин ініціюються

тільки після проходження скрізь них прямої та відбитої від укосу уступа хвилі вибуху зарядів другого ряду, утворюючи завдяки сприятливій суперпозиції вибухових хвиль оптимальну динамічну зону відповідно до конкретних умов.

Викладення матеріалу досліджень. Відомо, що у випадку, коли метою вибухових робіт є подрібнення гірських порід з їх подальшою переробкою, суперпозиція хвиль напруження від спрацювання близько розташованих зарядів є явищем скоріше небажаним, оскільки призводить до екстремальних проявів дії вибуху, таких, як розкриття магістральних тріщин, або ж зон врівноваження напруг без очікуваних руйнацій в цих зонах. В той же час ставляться завдання: економного витрачання вибухових речовин, а також щодо шкідливого впливу вибухових робіт на різні об'єкти у кар'єрі й за його межами.

Виконання завдань, які супроводжуються виникненням ситуацій з протилежними проявами дії вибуху, може бути успішним у випадку детального вивчення характеру вибухових хвиль і властивостей гірських порід не взагалі, а конкретно до умов і завдань. Тому нами вивчалися швидкості розповсюдження вибухових хвиль в діючому кар'єрі, а також властивості гірських порід і швидкості хвиль в них на зразках в лабораторних умовах.

У будь-якій математичній моделі руйнування гірської породи свердловинним зарядом використовується показник швидкості поширення пружних коливань у гірській породі, тому що без цього показника неможливо розрахувати процес руйнування масиву та достовірну балістику процесу. Особливо це є актуальним для гірського масиву, розроблюваного кар'єром «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» ПАТ ММК ім. Ілліча, тому що він являє собою хаотичне поєднання глинистих порід різного літологічного складу, ціликових і зруйнованих скельних масивів, що утворилося в результаті обвалення фрагментів кар'єру та очисних гірничих вироблень на шахті «Гігант-Глибока».

Згідно розробленої методики проведення експерименту, запис сейсмічних коливань при масовому вибуху на кар'єрі «Північний» проводився методом багатоканального виміру коливань. Для запису інформації застосовувався електронний осцилограф TPS2014 фірми «Tektronix», який має вбудовану функцію самостійного запуску при підході сейсмічної хвилі, у комплекті з електродинамічними датчиками СВ-10Ц и СГ-10.

Для визначення швидкості поширення сейсмічної хвилі в породному масиві було розроблено два способи: прямим виміром; методом триангуляційного трикутника.

Прямий метод. У цьому випадку два сейсмодатчика розміщуються на деякій відстані один від одного таким чином, що з'єднуюча їх вісь розташована перпендикулярно фронту сейсмічної хвилі (рис. 1). За допомогою осцилографа TPS2014 визначається інтервал часу, за який відбувається послідовне проходження сейсмічної хвилі від одного сейсмодатчика до іншого.

Тоді швидкість поширення сейсмічної хвилі від заряду можна визначити як [4-5] $V = L/\Delta t$, де V – швидкість поширення сейсмічної хвилі в гірському масиві, м/с; L – відстань між датчиками, м; Δt – інтервал часу проходженням сейсмічної хвилі між двома сейсмодатчиками, с.

Даний метод – досить простий, але має один важливий недолік, що полягає в тому, що вісь датчиків повинна бути розташована строго перпендикулярно фронту поширення сейсмічної хвилі. Однак виконати таку вимогу в умовах кар'єру буває дуже непросто.

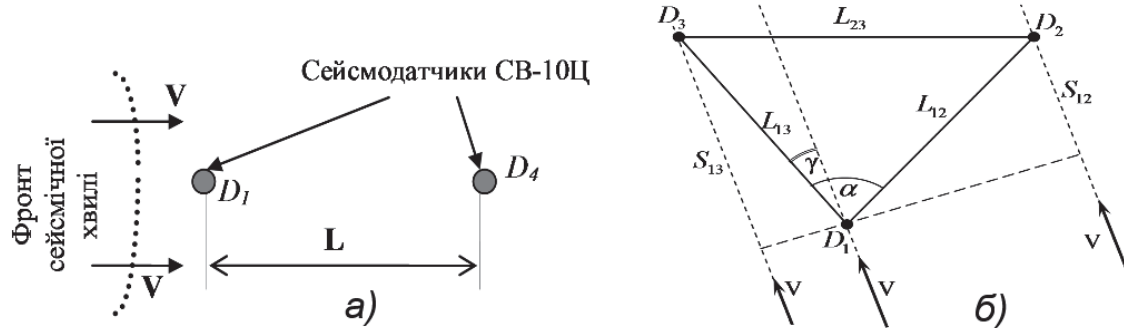


Рис. 1. Схеми визначення швидкості сейсмічної хвилі за допомогою методів: а – прямого виміру, б – триангуляційного трикутника

Метод триангуляційного трикутника. Даному методу було надано перевагу тому, що напрям підходу фронту сейсмічної хвилі до трьох сейсмодатчиків, розташованих у місці виміру, не впливає на одержувані результати.

Розташуємо сейсмодатчики D_1 , D_2 і D_3 одного типу у вигляді трикутника довільної форми, на відстані 1-2 метри один від одного (рис. 1) з метою реєстрації сейсмічних коливань в гірських породах. При цьому відстані L_{12} , L_{13} і L_{23} між кожною парою датчиків вимірюються рулеткою з точністю ± 1 см і фіксуються. Сейсмічна хвиля (вважаємо її фронт плоским) спочатку приходить до датчика D_1 , потім – D_2 і вже в останню чергу до D_3 . При цьому її напрям становить кут γ стосовно відрізка L_{13} . На сейсмограмі, яку фіксує осцилограф TPS2014 при проходженні сейсмічної хвилі через датчики, реєструються часові інтервали Δt_{12} і Δt_{13} – затримка, з якою хвиля приходить на датчики D_2 і D_3 відносно D_1 . Значення кута α (рис. 1), використовуючи теорему косинусів, може бути визначене з наступного виразу:

$$\alpha = \arccos \left(\frac{L_{12}^2 + L_{13}^2 - L_{23}^2}{2L_{12}L_{13}} \right), \quad (1)$$

Як видно з рис. 1, різниця відстаней, які проходить сейсмічна хвиля від датчика D_1 до датчиків D_2 і D_3 є відповідно рівною:

$$S_{12} = L_{12} \cos(\alpha - \gamma); \quad S_{13} = L_{13} \cos \gamma.$$

Тоді, вважаючи, що швидкість сейсмічної хвилі є постійною, можемо записати:

$$V = \frac{S_{12}}{t_{12}} = \frac{S_{13}}{t_{13}},$$

звідки одержуємо наступне співвідношення:

$$\frac{L_{12} \cos(\alpha - \gamma)}{t_{12}} = \frac{L_{13} \cos \gamma}{t_{13}}, \quad (2)$$

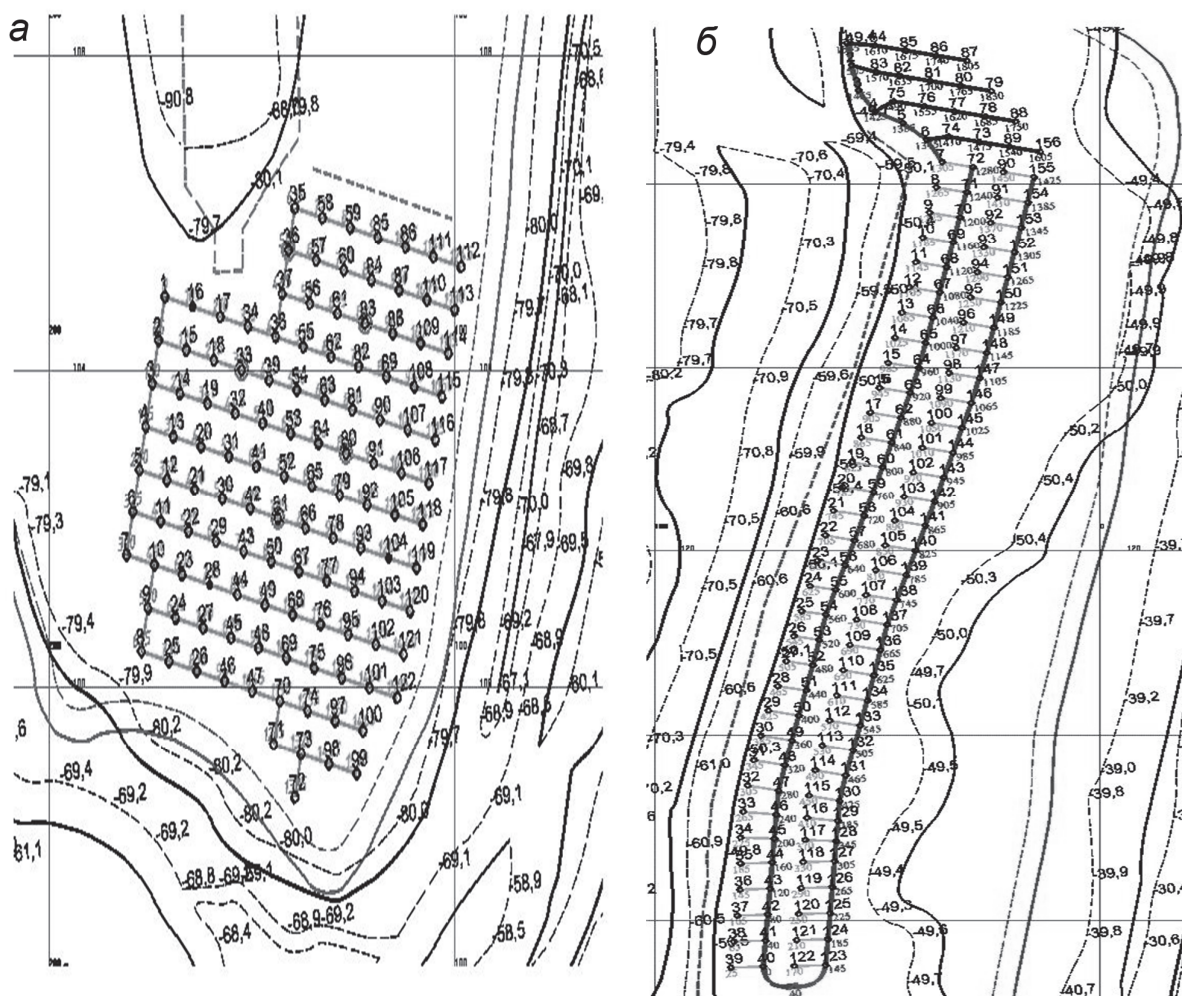
Після нескладних тригонометричних перетворень із виразу (2) одержимо:

$$\cos \gamma = \frac{\frac{L_{12}}{t_{12}} \sin \alpha}{\sqrt{\left(\frac{L_{13}}{t_{13}}\right)^2 + \left(\frac{L_{12}}{t_{12}}\right)^2 - 2 \frac{L_{13}}{t_{13}} \frac{L_{12}}{t_{12}} \cos \alpha}}, \quad (3)$$

Тоді шукана швидкість поширення сейсмічної хвилі буде дорівнювати:

$$V = \frac{S_{13}}{t_{13}} = \frac{L_{13} \cos \gamma}{t_{13}} = \frac{L_{12} L_{13} \sin \alpha}{\sqrt{(t_{12} L_{13})^2 + (t_{13} L_{12})^2 - 2 t_{12} t_{13} L_{12} L_{13} \cos \alpha}}. \quad (4)$$

Результати проведеного експерименту. Експеримент з визначення швидкості поширення сейсмічних хвиль у породному масиві кар'єру «Північний» відбувся 21 лютого 2013 року о 14-00, при здійсненні підриву блоку № 4 та перевірявся у подальшому на блоці № 28 (рис. 2).



Вибуховий блок № 4 розташовувався в м.о. 98-106, горизонт -90 м.

У межах блоку розвинені поклади четвертого залізного горизонту ($PR_1 sx^{4f}$) саксаганської свити криворізької серії нижнього протерозою, представлені гідрогетит-мартитовими кварцитами шаруватої текстури, міцністю $f=10-12$.

Тріщинуватість порід – сильна, розвинені по-різному орієнтовані тріщини кліважу, розламу, окремоостей. У західній частині блоку розвинені кварцити гематитові ($PR_1 sx^{5s}$) і джеспіліти мартитові п'ятого залізного горизонту ($PR_1 sx^{5f}$), по яких розвинені тріщини відколу.

У межах блоку суттєво розвинені камери й воронки обвалення від підземного відпрацювання, які заповнені техногенним і глинистим меланжем. Кут нахилу шаруватості порід – від 42° до 50° . Спостерігаються штокоподібні поклади гематит-мартитових руд. Ступінь зволоження гірських порід блоку – низька. Блок № 4 мав практично квадратну форму, розміром 70 м. На блоці пробурено 119 вибухових свердловин, з кутом нахилу 90° і глибиною перебуру 1 м. Сітка свердловин – 7×7 метрів. Блок був заряджений безтритиловою ВР типу Грануліт КМ на основі аміачної селітри. Загальна кількість ВР – 28,2 тонни. Вага заряду ВР, який припадав на ступінь уповільнення, становив 240-260 кг, що склало близько 46% від максимально дозволеної. В якості забивки використовувався відсів скельних порід.

Проектний рівень сейсмічних хвиль при підриванні блоку № 4 був меншим 2 балів за Міжнародною шкалою MKS-64.

Проектна тривалість підриву блоку рівнялася 1075 мс. Проектний вихід гірничої маси з 1 погонного метра бурової свердловини становить 44 м^3 . Блок № 4 підривався за допомогою неелектричної системи ініціювання «Імпульс».

У цілому всі гірничотехнічні параметри вибухового блоку відповідали єдиним правилам безпеки.

Вимірвальна апаратура розміщала на відстані 200 м до півночі від вибухового блоку №4 на дні кар'єру. При цьому швидкість сейсмічних хвиль визначалася двома описаними вище способами одночасно.

Вісь сейсмодатчиків D_1 і D_4 (відстань між якими $L_{14}=19,0$ м) була орієнтована перпендикулярно очікуваному напрямку поширення сейсмічної хвилі для визначення її швидкості прямим методом. Система датчиків D_1 , D_2 і D_3 утворювала триангуляційний трикутник для визначення швидкості сейсмічної хвилі другим способом (відстань між датчиками в трикутнику була рівною $L_{1-2}=1,42$; $L_{1-3}=1,88$; $L_{2-3}=1,78$ м). З урахуванням даних про фактичну відстань між датчиками, з виразу (1) визначено значення кута $\alpha=63,5^\circ$.

Копії осцилограм сейсмічних хвиль, записані осцилографом на точці виміру, наведено на рис. 3. Аналіз цих осцилограм дозволив установити часові інтервали проходження сейсмічних хвиль: між першим і другим сейсмодатчиками $t_{12}=0,0011$ с; між першим і третім сейсмодатчиками $t_{13}=0,0006$ с; між першим і четвертим сейсмодатчиками $t_{14}=0,0144$ с.

Використовуючи ці експериментально отримані дані, на підставі наведеної вище методики встановлено значення фактичної швидкості поширення сейсмічних хвиль при масових вибухах на кар'єрі «Північний» на підставі:

- формули (2): $V = \frac{L_{14}}{t_{14}} = \frac{19,0}{0,0144} \approx 1320 \text{ м/с}$;

- формули (7): $V = \frac{S_{13}}{t_{13}} = \frac{L_{13} \cos \gamma}{t_{13}} = \frac{1,88 \cdot 0,412}{0,0006} \approx 1291 \text{ м/с}$.

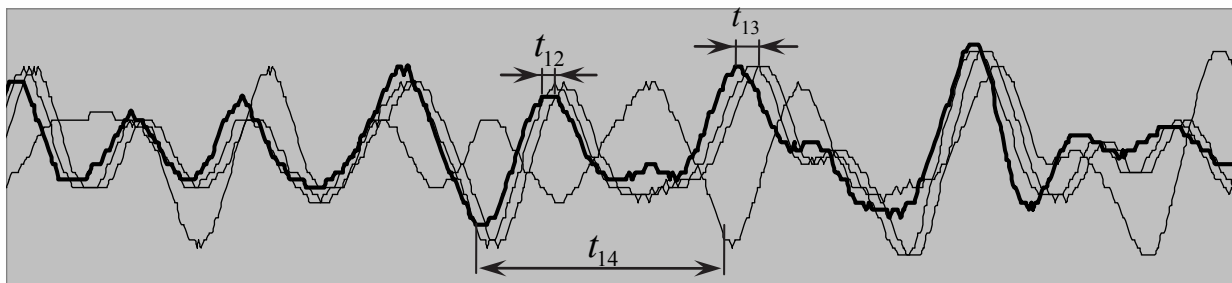


Рис. 3. Копії осцилограм сейсмічних хвиль на точці спостереження при підриві блоку № 4 у кар'єрі «Північний»

В результаті виконаних експериментальних досліджень встановлено, що швидкість поширення сейсмічних хвиль у типовому гірському масиві кар'єру «Північний» (ГЗК «Укрмеханобр») перебуває в межах $V=1291-1320$ м/с. Ці значення є на 12-14% меншими, ніж теоретичне значення швидкості сейсмічних хвиль ($V=1500$ м/с), яке використовувалося при проектуванні масових вибухів на цьому кар'єрі. Отримані значення швидкості поширення сейсмічних хвиль в переважаючому гірському масиві кар'єру «Північний» дозволяють уточнити параметри масових вибухів з метою зменшення, як питомої витрати ВР, так і рівня їх сейсмічного впливу на довколишні об'єкти та промислові споруди.

Також слід констатувати, що за умов значної відстані розташування датчиків, асиметрична форма вибухових хвиль трансформувалась у симетричну.

Успішне впровадження запропонованої технології БВР на кар'єрі «Північний» ГЗК «Укрмеханобр» в стало основою для розширення сфери її застосування. В цьому напрямку в 2013 р. на гор. -100 м кар'єру «Північний» було виконано підривання блоку № 13, що складався з 10 рядів свердловин, з яких було сформовано п'ять пар рядів (рис. 4). При цьому у свердловинах непарних рядів формували заряди з Грануліту КМ масою, що дорівнювала паспортним значенням, а саме – 252 кг. В той же час у свердловинах парних рядів застосовували заряди зменшеної маси – 156 кг. Загальна питома витрата ВР для умов застосування традиційної технології складала б $0,51 \text{ кг/м}^3$, а фактична, з урахуванням зменшених зарядів у парних рядах, – $0,41 \text{ кг/м}^3$ (табл. 1). Таким чином, загальне зменшення питомої витрати ВР становить 19,6%.

Схему монтажу вибухової мережі наведено на рис. 4. Якість подрібнення гірських порід у бл. № 13 задовольняла умовам виробництва.

Наведений прецедент застосування запропонованої технології диференційованого енергонасичення гірських порід в десяти рядах свердловин підтверджує правильність теоретичних основ запропонованої технології.

Таблиця 1

Проектні техніко-економічні показники вибухових робіт у блоці №13

Найменування	Од. вим.	За технологіями	
		традиційною	пропонованою
Всього	кг	37000	30000
Грануліт КМ	кг	37000	30000
Кількість свердловин	шт.	147	147
Обсяг бурових робіт	м	1640,5	1640,5
Об'єм г/маси загальний	куб.м	73000	73000
Об'єм г/маси Грануліт КМ	куб.м	73000	73000
Об'єм г/маси з 1п.м. свердловини	куб.м	44,50	44,50
Питома витрата ВР на блок	кг/куб.м	0,51	0,41
Кількість рукавів гідрозабивки	шт.	147	147
Кількість води	м ³	19,50	19,50
Ширина розвалу порід після вибуху	м	5-7	4,0
Якість проробки підосви уступу	—	без завищень	без завищень

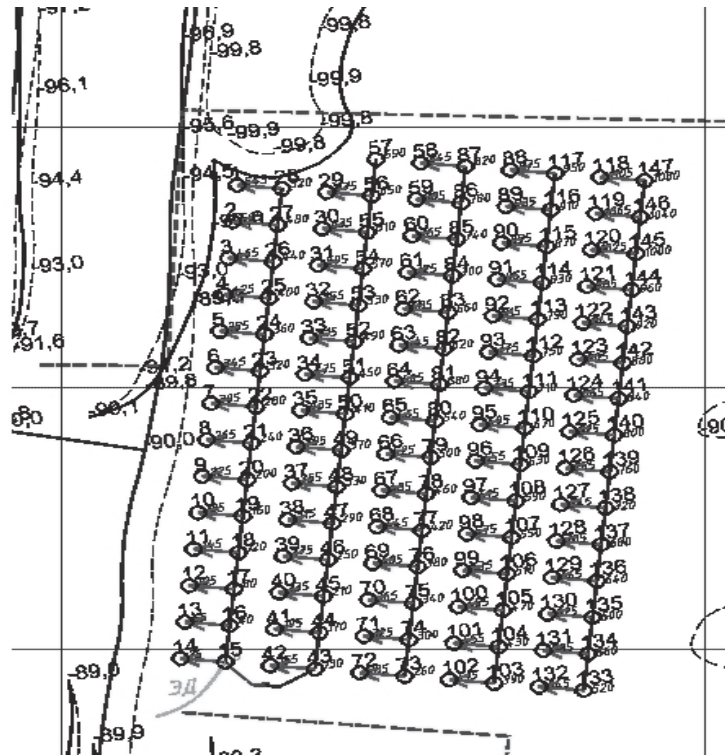


Рис. 4. Схема монтажу вибухової мережі в блоці № 13 гор. -90/-100 м кар'єру «Північний»

У табл. 2 наведено результати промислових вибухів, виконаних у 2011-2013 рр.

Таблиця 2

Показники впровадження технології диференційованого енергонасичення гірських порід при їх підриванні на кар'єрі «Північний» ГЗК «УКРМЕХАНОБР»

Дата вибуху	Горизонт	Витрати ВВ, кг, за:		Підірваної гірничої маси, м ³	Питома витрата ВР кг/м ³ , за:	
		відомою технологією	новою технологією		відомою технологією	новою технологією
27.01.11	-40 м	32830	29600	58800	0,56	0,49
10.03.11	-50 м	19640	15420	36836	0,54	0,42
14.04.11	-50 м	30700	26550	61200	0,50	0,43
26.05.11	-50 м	10340	8540	20107	0,51	0,42
14.07.11	-60 м	37200	30000	74000	0,50	0,41
28.07.11	-60 м	21500	16800	42300	0,51	0,40
30.09.11	-70 м	17400	14400	33500	0,52	0,43
10.11.11	-90 м	10700	8350	21550	0,50	0,39
23.11.11	-90 м	10150	7900	20420	0,50	0,39
05.01.12	-70 м	30000	25000	59700	0,50	0,42
15.01.12	-70 м	30500	25000	59700	0,50	0,42
07.06.12	-70 м	30000	24000	59000	0,51	0,41
26.06.12	-80 м	26900	23100	52000	0,52	0,44
12.08.12	-60 м	31300	25900	60300	0,52	0,43
15.06.13	-100 м	37000	30000	73000	0,51	0,41
Всього:		406160	334160	831923	0,488	0,402

Ефективність запропонованої технології диференційованого енергонасичення гірських порід буде змінюватись відповідно до умов використання. Подальше набуття досвіду цих робіт дозволить запропонувати виробництву більш детальні рекомендації щодо їх застосування.

З викладеного можна зробити наступні **висновки**:

Виконано експериментальні дослідження швидкості вибухових хвиль в гірських породах кар'єру «Північний» ГЗК «Укрмеханобр», а також широкі лабораторні дослідження різноманітних властивостей гірських порід в межах їх міцності $f=6-14$.

На основі теоретичних досліджень уперше запропоновано новий порядок ініціювання зарядів у вибуховому блоці, з початком його у середині блоку, з подальшим розвитком процесу руйнування до вільної поверхні укусу уступу.

Моделюванням процесу розповсюдження вибухових хвиль в уступах гірських порід різної міцності та їх взаємодії, встановлено значення ефективних інтервалів сповільнень для запропонованого способу підривання.

В кристалічних породах з вираженою системною тріщинуватістю при проектуванні БВР необхідно враховувати акустичну анізотропію середовища, що забезпечує додаткові можливості регулювання гранулометричного складу підірваної гірничої маси.

Запропонований комплекс новацій, які включають розподілення рядів на окремі групи, а в межах груп, свердловин – на серії, зі зменшенням маси зарядів в деяких свердловинах серій, регламентовані сповільнення між зарядами в серіях і поміж серіями зарядів, а також поміж групами рядів – все перераховане узгоджується у взаємодії, забезпечує економію ВР на підривання порід.

Процес керування суперпозицією хвиль напруження у вибуховому блоці складається з віддалення у просторі і часі спрацювання близько розташованих зарядів, за рахунок змінення порядку їх підривання і правильного розрахунку інтервалів сповільнення між ними.

Зменшення зайвих витрат енергії вибуху і збільшення його коефіцієнту корисної дії, досягається зміненням порядку підривання зарядів, розпочинаючи його з другого ряду з подальшим розвитком у першому ряді, а також паралельним зменшенням маси зарядів у другому ряді на 40-45%, крім того, дотриманням такого ж самого порядку спрацювання зарядів, при підриванні їх у четвертому і третьому рядах.

Раціональною організацією підривних робіт на уступах висотою 10 м є формування вибухових блоків парною кількістю рядів свердловин, зменшенням маси зарядів у парних рядах, формуванням груп рядів по два в групі, зі взаємопов'язаним підриванням зарядів в кожній групі (для чого вони розподілені на серії по два заряди) і спрямованим їх ініціюванням від зарядів в парних рядах, до зарядів у непарних.

Раціональною організацією підривних робіт на уступах висотою ≥ 11 м за умов застосування вертикальних свердловин є застосування додаткового ряду свердловин, який слід розташовувати між першим і другим рядами, але ближче до першого, із застосуванням у другому і додатковому рядах зарядів зменшеної маси, з розпочинанням ініціювання від зарядів у другому ряді і розвитком у додатковому, аж потім – у першому рядах. При можливості й необхідності мати більшу кількість рядів, розташованих за другим, формувати їх парами, а організацію робіт в них виконувати згідно попередньому порядку. Для означеного вище способу підривання гірських порід розраховано паспорти БВР у породах міцністю f : 6, 10, 14, 15, 16, 17, 19, 20.

Практика застосування диференційованого енергонасичення гірських порід при виконанні вибухових робіт довела, що слід інтервали сповільнень між зарядами ВР, які спрацьовують в одній серії, приймати в межах 15-40 мс, а поміж серіями зарядів в одній групі рядів – 40-65 мс, тоді як між окремими групами рядів – 120-180 мс.

Перечень ссылок

1. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. - М.: Горная книга, 2009. - 471 с.
2. Перегудов В.В., Жуков С.А. Пути повышения качества взрывных работ при разрушении горных пород сложной структуры. Монография. - Кривой Рог: Издательский дом, ISBN 966-7388-47-6. 2002. - 305 с.
3. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, 1977. - 259 с.
4. <http://industry-portal24.ru/razrushenie/2738-udarno-volnovaya-teoriya-vzryvnogo-razrusheniya.html>
5. Musgrave M.J.P. Crystal acoustics. Introduction to the study of elastic waves and vibrations in crystals, S.F., 1970.

ABSTRACT

Purpose. The main objective of the research is to determine the main factors influencing the properties of rocks on the spread of acoustic waves in them. And devoted to solving of an urgent issue, that is to reduce specific consumption of explosives for rock crushing by means of changing the order of work execution for one. This takes into account the anisotropy of explosive rocks.

The methods of research are to analyze of geological data on the iron-ore deposits of Kryvbass, project documentation, production data of the mining enterprises and open pits, scientific publications and their subsequent synthesis and formulation of the developed provisions.

Findings. In which the blasting block is formed by an even number of rows, furthermore, in all odd rows full-weight charges are formed according to data sheet values, while in even ones the charge weight is reduced by 30-45% and initiation of blasting is started with a reduced flank charge in the second row, then initiation passes on through delay to the nearest full charge in the first row, after that the following pair is involved in the process: reduced charge in second row - full charge in the front row, and so until all charges explode in the first two rows; meanwhile, charges from the next pair of rows are initiated: from a reduced charge in the fourth row to full charge in the third one, and this way until charges finish in this pair of rows, and if required, the number of pairs of rows can be increased. This is true for face height saving of 15-20% of explosives.

Conclusions. In case of blasting higher faces, an additional row appears with reduced charges located between the two main rows, but closer to the front one, while at first they are fired by three charges simultaneously: starting from a reduced charge in the second row and going further through a delay to the reduced charge in the additional row to finalize after a delay with a full charge in the front row, and so until charges finish in these three rows; charges in the fourth and third pairs of rows fired again in the depth of the block.

The originality is to determine the comprehensive approach in solution to the stated problem, and a number of the proprietary technical solutions.

Practical implications. Further development and manufacturing application of the research results will provide a significant reduction in the cost price of iron ore products by increasing the efficiency of drilling and blasting operations in the open pit.

Keywords: *ore, explosive destruction, open pit, acoustic waves, blasting, borehole charges.*