

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., В.В. ГУРА, аспірант  
Криворізький національний університет

## ДОСВІД КОРОТКОСПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ ЧАСТИН СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ В УМОВАХ КАР'ЄРІВ ПАТ «ПІВНГЗК»

Наведено результати експериментальних вибухів у Першотравневого та Ганнівського кар'єрах ПАТ «ПІВНГЗК», в яких застосовано розподілення свердловинних зарядів на дві частини і короткоуповільнене їх підривання одна відносно одної. Обґрунтовано конструктивні параметри свердловинних зарядів (верхнього і нижнього), забійки і інертного проміжку, таким чином, що весь 15 м уступ розподіляється на дві майже рівні частини. При цьому, забезпечується збереження цілісності газових пухирців у частині заряду, що підривається через сповільнення. Крім того, першочерговим вибухом верхнього заряду розвантажується нижня частина уступу від сил тяжіння, що створюються верхньою його частиною, чим покращується якість її подрібнення нижнім зарядом. Зроблено аналіз розповсюдження прямих і відбитих хвиль в тілі уступу після спрацювання верхньої частини заряду, яким обґрунтовано інтервал сповільнення між частинами видовженого заряду вибухової речовини, який охоплює терміни часу на проходження прямих хвиль до вільних поверхонь укосу і покрівлі уступу, відбитих хвиль до нижнього торця заряду, посування обох хвиль повз цей торець, а також, змінення розтягуючих напруг стискаючими. Лише по завершенню обумовленого процесу найдоцільніше підривати нижній заряд вибухової речовини. Наведено результати подрібнення гірських порід в експериментальних і контрольних дільницях вибухових блоків.

**Ключові слова:** експериментальні вибухи, свердловинні заряди, укос і покрівля, вибухові блоки.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** Досвід виконання буровибухових робіт в кар'єрах Північного ГЗК свідчить, що у в'язких крупноблочних гірських породах переважна більшість негабаритних шматків утворюється в районі неактивної частини заряду - там де розміщується забивочний матеріал. Навпроти, в породах великої міцності, але хрупких, в районі забивки, за рахунок віддзеркалення від покрівлі уступу вибухової хвилі, якість вибухового подрібнення є задовільною, тоді як на рівні підосви уступу, де до існуючої міцності додаються стискаючі напруження від налягаючих зверху шарів порід, часто виникають проблеми із пропрацюванням по підосві уступу.

Таким чином, за різних умов виконання вибухових робіт, ми спостерігаємо нерівномірність подрібнення гірських порід по висоті уступу. Ця нерівномірність формує виробничі ситуації різного ступеню складності, які за умов врахування причин, що їх породжують, можуть бути усунені під час виконання проектних робіт. Найбільш доцільним, за таких умов, вважаємо метод короткоуповільненого підривання частин свердловинних зарядів.

**Аналіз досліджень та постановка задачі.** У літературі зустрічається твердження, що метод, представлений розосередженою конструкцією свердловинного заряду у поєднанні з багаторазовим різночасовим ініціюванням окремих частин заряду, є ефективним засобом керування енергією вибуху при руйнуванні гірських порід, який отримав розповсюдження і на кар'єрах Криворіжжя. Значні результати у дослідженні використання підривання із внутрішньо свердловинним сповільненням, у тому числі і на кар'єрах Кривбасу, були проведені проф. Е.І. Єфремовим, М.Ф. Друкованим та ін.

Основною характерною відзнакою, що відрізняє вибухові роботи сучасності від досвіду викладеного в роботі [7], є використання емульсійної вибухової речовини Емоніт-Н із газовими пухирцями в ній, що виконують роль сенсibilізаторів у зарядах вибухових речовин. Стосовно пропонованого способу із розподіленням заряду на частини і їх підриванням із сповільненнями, особливої уваги потребує розмір інертного проміжку, який забезпечуватиме цілісність газових пухирців у тій частині заряду, що підривається пізніше. На відміну від даних у роботі [7], в нашому випадку цей параметр, з урахуванням конкретних особливостей Першотравневого та Ганнівського родовищ, краще приймати в межах 3,5-4 м. Таке технічне рішення одночасно зменшує довжину забивки над верхньою частиною заряду до 3,7-4,2 м, що знову ж таки відрізняється від досвіду, наведеного в науковій праці [7].

Тому основним завданням дослідження, що описане в даній статті, було встановлення раціональних конструкцій свердловинних зарядів та сітки їх розташування, за яких забезпечувалося б вдосконалення способу ведення буровибухових робіт та підвищення якості вибухового подрібнення порід в умовах Першотравневого кар'єру ПАТ «ПІВНГЗК».

**Викладення матеріалу та результати.** Наведені параметри інертного проміжку і забивки формують в свердловинах на уступах висотою 14-17 м. При цьому два підступи, що мають майже однакову висоту, підриваються зі сповільненнями у часі. Забивка над верхнім зарядом та інертний проміжок між зарядами близькі за розмірами.

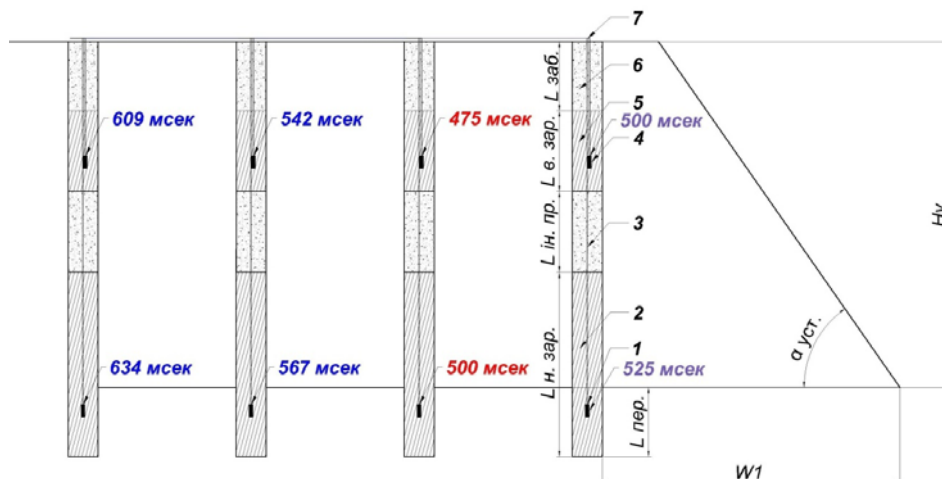
Задекларований спосіб короткоуповільненого підривання частин свердловинних зарядів одна відносно одної було використано саме з метою забезпечення рівномірності подрібнення гірських порід по всій висоті уступу на Першотравневому кар'єрі ПАТ «ПВНГЗК» на одній із частин експериментального блоку №78, розташованого на гор.+29/+17 м і підірваного 26.06.2014 р. На іншій (контрольній) ділянці вибухового блоку роботи виконували згідно паспорту ведення буровибухових робіт. У цій ділянці кар'єру було зареєстровано схильність до завищень по підшві уступу в межах 3,1-6,2 м. Навпроти, зі сторони фронтальної частини блоку і відкосу уступу, на рівні нижньої бровки спостерігались завищення по підшві в межах 1,0-2,0 м.

Блок складався кварцит-гематит-силікатними породами з міцністю за шкалою проф. Протод'яконова  $f=12-14$ . Водонасиченість свердловин південної частини блоку, в котру входив і експериментальний блок складала  $h_b=1-3$  м. В середньому по північній частині блоку, висота стовпа води згідно даних маркшейдерського виміру досягала  $h_b=5-9$  м. Загальна кількість свердловин на блоці складала 440 шт, серед яких кількість свердловин експериментального блоку складала 81 шт. Лінія опору по підшві для першого ряду свердловин (ЛОПП) досягала 7-25 м. Фактична глибина свердловин відповідно до маркшейдерського виміру для першого ряду свердловин складала  $h_{св}=18-21$  м, для наступних рядів -  $h_{св}=17-21$  м.

Виходячи з даних умов була застосована сітка розташування свердловин  $6 \times 6,5$  м. При цьому довжина верхньої частини заряду складала  $l_{з.в}=4,5$  м, маса відповідно  $Q_{з.в}=290$  кг. Цей заряд в змозі зруйнувати товщу гірських порід на всю висоту верхнього підступу. Згідно цьому, існує поняття «перебур» у даному випадку умовне.

Для означених умов глибина перебору приймалась  $l_{пер.в}=1,0$  м. Довжина забивки над верхнім зарядом складала 4,0 м, висота підступу який підривається верхнім зарядом складала:  $h_{в.під}=l_{заб.}+l_{з.в-пер.в}=7,5$  м.

Питома витрата за означених умов для верхнього підступу склала:  $q_{в.п}=0,99$  кг/м<sup>3</sup>. В даному випадку лінія опору по підшві для верхнього підступу для першого ряду склала  $W_{1в}=6$  м, для послідовних рядів -  $W_{2в}=6,5$  м. За паспортом, усереднена питома витрата вибухової речовини  $q$ , для даних гірничо-геологічних умов блоку, що складається з чотирьох рядів свердловин -  $q=1,3$  кг/м<sup>3</sup>. Виробничу ситуацію із розташуванням блоку зображено на рис. 1.



**Рис 1.** Розріз диспозиції експериментальної частини блоку: 1 - бойовик зі свердловинним капсулем-детонатором номіналом 500 мс; 2 - нижній заряд вибухової речовини Емоніт-Н; 3 - інертний проміжок із відсіву; 4 - бойовик зі свердловинним капсулем-детонатором номіналом 475 мс; 5 - верхній заряд вибухової речовини Емоніт-Н; 6 - матеріал забивки; 7 - хвилеводи

У якості матеріалу інертного проміжку між верхньою та нижньою частинами заряду використовувався породний відсів. Довжина проміжку становила 3,5 м.

При цьому, над верхнім зарядом виконувалась забивка, параметри якої встановлювали за формулою (1), м

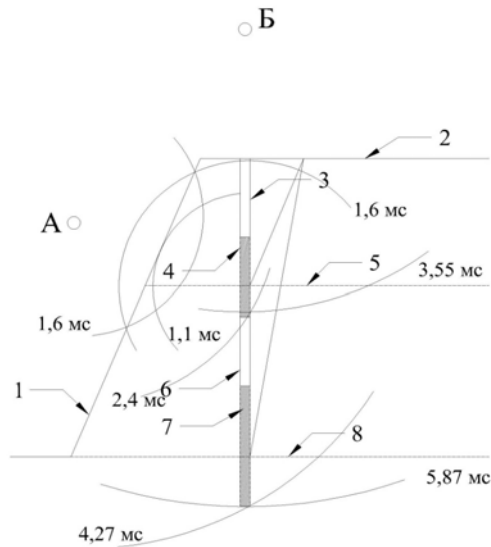
$$13 \times d_{\text{зар}} \leq L_{\text{заб}} \leq 24 \times d_{\text{зар}} \quad (1)$$

де  $L_{\text{заб}}$  - довжина забійки, фактично 4,0 м.

Схема комутації вибухового блоку була виконана з центральним врубом. Загальний час спрацювання блоку складав 4362 мс.

Верхній бойовик розташовували на рівні умовної підосви, тобто його відстань від підосви уступу складала - 7,5 м. На такій же відстані над покрівлею розташовували умовний ініціатор умовного заряду вибухової речовини, від якого формувалася відбита хвиля від покрівлі уступу.

Швидкість прямої, а отже і відбитої хвиль в цьому масиві гірських порід становить - 4,1 км/сек. Тоді до покрівлі хвиля дійде за 1,6 мс, а до укосу уступу за 1,1 мс. Умовне джерело хвилі, яка, віддзеркалившись, рухається від укосу уступу позначено літерою А, а умовне джерело для хвилі, яка рухатиметься віддзеркалившись від покрівлі уступу Б, рис. 2.



**Рис. 2.** Поперечний переріз уступу уздовж вибухової свердловини із нанесенням на ньому прямих і відображених вибухових хвиль, викликаних підриванням верхнього заряду: 1 - укіс уступу; 2 - покрівля уступу; 3 - частина свердловини із забійкою; 4 - частина свердловини із верхнім зарядом; 5 - умовна підосва, що формується верхнім зарядом; 6 - частина свердловини із інертним проміжком; 7 - частина свердловини із нижнім зарядом; 8 - підосва уступу. Позначені моменти часу підходу вибухових хвиль: прямої (1,1-1,6 мс) і відображених

Відбита хвиля, яка рухається від умовного джерела А, досягає торця верхнього заряду, через 2,4 мс, а торця нижнього заряду через 4,27 мс. У той же час відбита хвиля від покрівлі уступу досягне тих же меж відповідно через 3,55 мс і 5,87 мс відповідно. При виконанні даних розрахунків приймалися до уваги головні частини відбитих хвиль. Фактично ж хвиля має тіло, яке є асиметричним: швидке нарощування напруг і деформацій і повільне їх

сходження нанівець. Із зростанням відбита хвиля збільшує свою довжину. Більш повільне зменшення напруг і деформацій після досягнення їх максимуму пояснюється наявністю проявів пластичної хвилі [4,5]. На відстанях, означених на рис. 2: торці верхнього і нижнього зарядів, довжина тіла хвилі в аналогічних породах з урахуванням шляху прямої хвилі до віддзеркалення, згідно [4,5] складає відповідно біля 7-10 м. Під час досліджень нас більше цікавило останнє число, оскільки у відбитій хвилі напруги розтягуючі і необхідно дочекатися, коли вони зійдуть нанівець і зміняться стискаючими напругами, Лише після того найдоцільнішим буде підривати нижній заряд. Після вирахування часу головної частини відбитої хвилі від покрівлі уступу - 5,87 мс, додавався час - 2,44 мс необхідний для проходження тіла хвилі довжиною 10 м. У результаті було отримане значення часу, по досягненню котрого хвиля розтягнення буде змінюватися хвилею стиснення, а саме - 8,31 мс. Ця хвиля знову ж таки буде збільшувати свою довжину, при цьому зміна буде прямо пропорційна її асиметричності, створюючи більш сприятливі умови для підривання нижнього заряду. Прийняте нами сповільнення в 25 мс між підриванням двох частин свердловинного заряду добре відповідає умовам нашого експерименту. В даному контексті мається на увазі, що нижній заряд підривається в умовах стискаючих напруг.

Розраховуючи питому витрату вибухової речовини для нижнього заряду, відстань  $h_n$  від підосви уступу до умовної підосви, що відпрацьовується верхнім зарядом складає:  $h_n = H_y - h_b = 17 - 7,5 = 9,5$  м. Значення висоти уступу 17 м не є паспортним, а реальним, для блоку №78. Місцями це значення навіть зростало. Дільниця гірських порід, яка підлягає подрібненню, має форму трапеції, верхня основа якої у масштабі становить 5,5 м, а нижня - 9,5 м.

За умов відстані між свердловинами в ряду - 6 м, матимемо об'єм що підлягає подрібненню нижнім зарядом,  $m^3$

$$V_n = \left( \frac{5,5 + 9,5}{2} \right) \cdot 9,5 \cdot 6 = 427,5$$

За умов маси нижнього заряду - 400 кг, питома витрата вибухових речовин на весь уступ складала  $q = 0,958 \text{ кг/м}^3$ . Необхідно зазначити, що у відповідності до паспорту ведення буровибухових робіт для гірських порід міцністю  $f=12-14$ , питома витрата становить  $q=1,3 \text{ кг/м}^3$ , що підтверджує економічну ефективність результатів.

Паралельно з блоком у Першотравневому кар'єрі, було підірвано дільницю в Ганнівському кар'єрі ПАТ «ПВНГЗК» за тією ж схемою реалізації внутрішньосвердловинного сповільнення: зверху вниз. 23.10.2014 р. було підірвано експериментальний блок №106а, в якому було виділено дослідну дільницю для зарядів, розподілених на дві частини з підірванням зі сповільненнями: в першу чергу верхній заряд (475 мс), після чого нижній (500 мс). Блок був складений грубослоїстими магнетит-силікатними кварцитами з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. Протод'яконова  $f=16$ .

При цьому, проектна висота уступу складала - 15 м, фактична - 18,0 м. Середнє значення лінії опору по підшві - 12,65 м, а окремі значення досягали - 16 м, середня відстань між свердловинами в ряду - 6 м. Але переважали значення - 6,5 м (50 %), середня відстань між свердловинами - 5,9 м, серед них значення 6,0-6,5 м складала 59 %.

Середня глибина свердловин складала - 20,0 м. Згідно даних маркшейдерського виміру, свердловини характеризувались сильною обводненістю. Висота стовпа води коливалась в межах 9-14 м.

Варіація параметрів розташування свердловин призвела до варіації питомої витрати вибухової речовини, яка в наступних рядах змінювалась в межах  $1,0-1,56 \text{ кг/м}^3$ .

Середні значення для всіх рядів в експериментальній частині блоку склали -  $1,082 \text{ кг/м}^3$ , а в контрольній -  $1,177 \text{ кг/м}^3$ .

Результати вимірювання якості подрібнення наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Результати вимірювання якості подрібнення

Дільниця вибухового блоку	Коефіцієнт міцності, $f$	Вміст фракцій, % у межах крупності, мм					Розмір середнього куска, мм
		0-200	201-400	401-800	801-1200	>1200	
<b>Першотравневий кар'єр</b>							
Експериментальна	12-14	55,62	28,91	14,1	1,28	0,09	238
Контрольна	12-14	49,75	29,7	17,91	2,37	0,27	273
<b>Ганнівський кар'єр</b>							
Експериментальна	12-14	53,03	27,61	16,54	2,46	0,36	257
Контрольна	12-14	49,66	27,85	18,58	3,3	0,61	280

Фізичні процеси посування вибухових хвиль від частин свердловинних зарядів на експериментальній дільниці блоку №106а аналогічні тим, які розглядалися під час аналізу спрацювання зарядів в блоці №78 Першотравневого кар'єру. Аналіз результатів вимірювання кускуватості свідчить, що застосування методу внутрішньосвердловинних сповільнень при підірванні вибухових блоків є більш ефективним в породах з міцністю  $f=12-14$ , оскільки розмір середнього куска в них зменшився в експериментальних дільницях відносно контрольних на 14,7 %, тоді як у породах більш міцних ( $f=16$ ) - лише на 9 %. Така ж сама залежність спостерігається і під час вимірів вмісту негабариту.

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** Проведеними експериментальними вибухами на двох кар'єрах ПАТ «ПВНГЗК» доведено ефективність розподілення свердловинних зарядів на дві частини і короткоуповільнене їх підірвання з інтервалом сповільнення 25 мс. Наведено параметри розташування зарядів і результати вибухових робіт.

Покращення забезпечено: появою нової вільної поверхні на рівні торця верхньої частини заряду з наступним формуванням відбитої хвилі від неї після спрацювання нижньої частини заряду; розвантаженням нижньої частини уступу від тиску верхніх шарів гірських порід, які підняті у повітря верхньою частиною заряду.

Подальші дослідження планується спрямувати у напрямку розширення умов застосування запропонованого способу.

#### Список літератури

1. Купрін В.П., Коваленко І.Л. та ін. Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах України. – Дніпропетровськ:ДВНЗ УДХТУ, 2012. – 243 с.

2. **Биков К.С., Носов В.М.** та ін. Пат. 31419 Україна МПК7F42D1/02. Пристрій для розосередження заряду вибухової речовини в обводненій свердловині //опубл.10.04.2008, Бюл №7.
3. **Купрін В.П.** та ін. Оцінка детонаційних характеристик емульсійних вибухових речовин марки Україніт та Емоніт // Інформац. Бюл. – УСПВ. – 2012. – №1. – С. 6–12.
4. **Ефремов Э.И.** Выбор метода размещения и параметров промежуточных детонаторов при использовании скважинных зарядов / **Ефремов Э.И., Ищенко Н.И., Пономарев А.В.** // информационный бюллетень УСПВ, №1, 2011. – С. 2–6.
5. **Мельников Н.В.** Влияние конструкции зарядов на результаты взрывных работ, - В кн. Сборник докладов IV симпозиума в г. Ролла (США, 1961), Госгортехиздат, М., 1962.
6. **Марченко Л.Н.** Опыт применения зарядов с воздушными промежутками. Тезисы и материалы научно-технического семинара «Совершенствование буровзрывных работ на открытых разработках». Днепропетровск, «Промінь», 1963.
7. **Ефремов Э.И.** Взрывание с внутрискважинными замедлениями., «Наукова думка», Киев – 1971. – 167 с.
8. **Кук М.А.** Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. под. ред. **Г. П. Демидюка и Н.С. Бахаревич.** М., Недра, 1980. - 453 с. – Пер. изд.: США, 1974, с.382-385.
9. **uvall W.I/ and T.C. Atchison,** “Rock Brekage by Explosives”, RI 5356 (Bur. of Mines), Sept/ 1957; Missouri School of Mines and Metallurgy, Symposium of Mining Research, TS No/ 97, p. 100 (1959), L. Obert, Bur. of Mines RI 6053 (1962).
10. **Hino K.** Theory and Practice of Blasting, Nippon, Kayaku Co., Ltd., 1959.
11. **Johansson C.H. and P.A. Persson,** Detonics of High Explosives, Academic Press, New York, London, 1970; P.A. Persson, N. Lundborg, and C.H. Johansson, “The Basic Mechanisms in Rock Blasting”, Proceedings of the Second Congress of the International Society of Rock Blasting 5-3, Belgrade, Yugoslavia, 1970.

Рукопис подано дор редакції 17.03.16

УДК 622.27

**Н.И. СТУПНИК, В.А. КАЛИНИЧЕНКО,** доктори техн.наук, проф.,  
**С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, М.Б. ФЕДЬКО, И.О. МУЗЫКА,** кандидати техн. наук, доц.,  
**Е.В. КАЛИНИЧЕНКО,** магистр горного дела, канд. эконом. наук, доц.,  
 Криворожский национальный университет

## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНОЙ КАМЕРЫ ПАРАБОЛИЧЕСКОЙ ФОРМЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД В НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОДАХ**

В настоящее время отработка железных руд Криворожского железорудного бассейна подземным способом ведется на глубинах более 1300 м. Их отработка традиционными системами разработки в сложных горно-геологических условиях приводит к повышенным потерям и засорению добытой рудной массы. С целью повышения показателей извлечения, предложена идея с формированием очистной камеры параболической формы, которая позволит сохранить устойчивость на весь период отработки и предотвратит засорение рудной массы со стороны всякого бока в процессе выпуска. Устойчивость очистной камеры обеспечивается оптимальным соотношением высоты к ее ширине. Разработанная методика по определению параметров очистной камеры параболической формы, которая учитывает радиусы вертикального и горизонтального устойчивого обнажения позволяет определить устойчивые параметры камеры. В процессе исследований определена величина максимального разрушающего давления на контуре очистной камеры параболической формы. Было установлено, что разрушающее давление зависит от угла приложенной нагрузки к контуру очистной камеры и физико-механических свойств горных пород окружающих ее. Данная методика базируется на результатах лабораторных исследований выполненных для условий Криворожского железорудного бассейна.

**Ключевые слова:** железные руды, устойчивые параметры камеры, очистные камеры

**Проблема та ее связь с научными и практическими задачами.** В Криворожском железорудном бассейне сосредоточено значительное количество запасов природно-богатых и природно-бедных руд, которые в настоящее время разрабатываются открытым и подземным способами. Подземные горные работы в условиях отработки железных руд Криворожского бассейна приближаются к уровню предельной глубины подъема 1500-1700 м (первая ступень вскрытия), а открытые - к проектному контуру карьера. Для дальнейшего успешного функционирования горных предприятий с подземным способом разработки необходимо выполнить модернизацию и техническое переоснащение подъема, вентиляции, систем разработки.

С целью остаться на мировом рынке перед горнорудными предприятиями стоит вопрос о повышении содержания полезного компонента в добытой горной массе. В связи с этим, горные