

дель мгнового об'ємного взрива, в порівнянні з моделями горіння, дає занижені значення амплитуд.

Список літератури

1. **Гурін, А.О.** Дистанційний відбір проб повітря при проведенні виробок / **А.О. Гурін, В.А. Шаповалов, А.В. Давидов** // Вісник Криворізького національного університету.– 2012.– Вип. 31.– С. 126-128.
2. **Кудинов, Ю.В.** Развитие систем взрывозащиты угольных шахт / **Ю.В. Кудинов, О.И. Кашуба, Ю.В. Манжос** // Уголь Украины. – 2007. – № 9. – С. 17 – 20.
3. Методика визначення депресій вентиляційних ділянок шахтної мережі / **І.Б. Ошмянський, О.Є. Лапшин, О.О. Лапшин, А.А. Немченко** // Вісник Криворізького національного університету.– 2012.– Вип. 31.– С. 118-122.
4. Способы оценки состава газов в шахтной атмосфере при тяжелых техногенных авариях / **А.Г. Мнухин, А.М. Брюханов, В.Г. Агеев** [и др.] // Уголь Украины. – 2012. – № 8. – С. 23 – 30.
5. Сайт горноспасателей [Электронный ресурс] / РГКП «ЦШ ПВАСС» Республика Казахстан.– Режим доступа: <http://www.gornospass.ru/vzryv-ms.html>.– 18.03.2017 г. – Загл. с экрана.
6. Математическое моделирование нестационарных процессов вентиляции сети выработок угольной шахты / **И.М. Васенин, Э.Р. Шрагер, А.Ю. Крайнов** [и др.] // Компьютерные исследования и моделирование.– 2011.– Т.3 № 2.– С. 155-163.
7. **Агеев, В.Г.** Математическая модель формирования ударных волн в горных выработках при взрывах метана// Горноспасательное дело.– 2010.– Вып. 47.– С. 5–10;
8. Влияние места взрыва метановоздушной смеси на интенсивность ударной волны в горной выработке / **И.М. Васенин, А.Ю. Крайнов, Д.Ю. Палеев** [и др.] // Доклады VII Всероссийской научной конференции с участием иностранных ученых «Современные методы математического моделирования природных и антропогенных катастроф». Т.1. – Красноярск: Ин-т вычисл. моделир. СО РАН, 2003.– С. 64-65.
9. **Горев, В.А.** Влияние формы облака и места инициирования взрыва на характер взрывной волны / **В.А. Горев, Г.М. Медведев** // Пожаровзрывобезопасность.– 2012.– № 6.– С. 29-33.
10. **Поландов, Ю.Х.** Влияние места расположения источника воспламенения в помещении на развитие взрыва газа / **Ю.Х. Поландов, В.А. Бабанков** // Пожаровзрывобезопасность.– 2014.– № 3.– С. 68-74.
11. **Гельфанд, Б.Е.** Объемные взрывы: монография / **Б.Е. Гельфанд, М.В. Сильников**.– СПб.: Астерион, 2008.– 374 с.
12. **Зельдович, Я.Б.** Теория ударных волн и введение в газодинамику / **Я.Б. Зельдович** – Москва-Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика», 2004. – 188 с.
13. **Фролов, С.М.** Быстрый переход горения в детонацию / **С.М. Фролов** // Химическая физика.– 2008.– Т. 27.– № 6.– С. 32-46.
14. Физика взрыва / Под ред. **Л.П. Орленко**. – В 2 т. Т.1. – М.: Физматлит, 2002. – 832 с.
15. **Налисько, Н.Н.** Численный анализ влияния объемов загазирования горных выработок на импульс ударной воздушной волны / **Н.Н. Налисько** // Вісник Криворізького національного університету.– 2015.– Вип. 39.– С. 73-77.

Рукопись поступила в редакцію 21.03.17

УДК 622.235

О. В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет
А.А. СКАЧКОВ, Департамент технологій і планування виробництва
«ГДД МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ»

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ДЛЯ ЗДОЛАННЯ ОПОРУ ПО ПІДОШВІ ПЕРЕД ПЕРШИМ РЯДОМ ЗАРЯДІВ

Мета: Метою роботи є покращення і одночасно здешевлення буровибухових робіт, шляхом першочергового підривання зменшеного (на 30-50%) заряду ВР у другому ряду свердловин, а через розрахований інтервал сповільнення, ближнього повноцінного заряду у першому ряду. Така заміна черговості підривання зарядів відтермінує у просторі і часі взаємодію першої прямої вибухової хвилі з відображеними від вільних поверхонь укосу й покрівлі уступу, виключає утворення магістральних тріщин від такої взаємодії, продовжує час дії вибухових газів заряду у другому ряду, збільшує ККД вибуху, забезпечує, через двократність вибухових ударів по укосу уступу, покращення якості проробки підосви уступу.

Методи дослідження: Встановлення швидкості розповсюдження хвиль у досліджуваних породах, їх міцності, параметрів БВР і інтервалів сповільнення між сумісними зарядами у парі рядів, а також парами рядів.

Наукова новизна: Полягає в обґрунтованості розведення у просторі й часі взаємодії першої прямої вибухової хвилі з відображеними від вільних поверхонь укосу і покрівлі уступу, для уникнення утворення магістральних тріщин у ньому, продовження проростання радіальних тріщин навколо заряду у другому ряду, збільшення ККД вибуху.

Практична значимість. Полягає у покращенні якості проробки збільшених ЛОПП, за рахунок двократності хвильових вибухових ударів по укосу, зменшенні питомої витрати ВР.

Результати. Запропонована технологія виконання буровибухових робіт, яка передбачає початкове підривання зменшеного (на 30-50%) заряду у другому ряду вибухового блоку, а через розрахований інтервал сповільнення, ближнього із повноцінною масою, у першому ряду. Надалі, аналогічно, через сповільнення, підривають наступну пару зарядів у цих рядах і так продовжують, доки не скінчаться заряди у перших двох рядах. По мірі їх відпрацювання, накопичується сповільнення, і по досягненні його значень 120-180 мс, слід розпочинати підривання у наступній парі рядів: четвертому і третьому, аналогічним чином, як у другому й першому. Всі заряди у парних рядах матимуть зменшену масу, а у непарних повноцінно. За цією ознакою технологія отримала назву диференційованого насичення масиву гірських порід вибуховими енергіями. Кількість пар рядів, спрацьовуючих аналогічно, визначається технологічними умовами виробництва. Паралельно отримуються такі позитивні прояви: зменшення фонтанування пилу, газу через вустя свердловин, зменшення розмірів пилегазової хмари, зменшення загальної кількості отруйних газів у вибуховій хмарі.

Ключові слова: вибухові роботи у кар'єрі, пари зарядів, пари рядів, пряма вибухова хвиля від заряду ВР, відбиті вибухові хвилі від вільних поверхонь укосу і покрівлі уступу, отруйні вибухові газу.

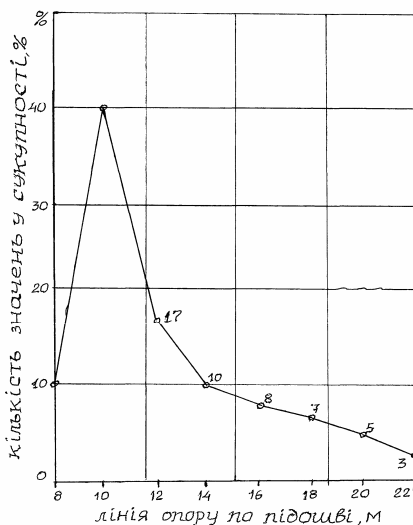
Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Довгі роки у кар'єрах Кривбасу турбує виробничників завищений опір по підшві перед свердловинами першого ряду ЛОПП (W_1), який формується, із двох причин:

а - зменшенням часу вибухової дії на масив від заряду у першому ряду, за рахунок утворення магістральних тріщин від взаємодії хвиль: прямої і відображених [2,5];

б - мінливістю структури порід уздовж фронту робіт, що непередбачено зменшує кут укосу, збільшуючи ЛОПП (W_1), сприяючи завищенню по підшві. Завищення ж по підшві - це збільшена висота уступу на нижче розташованому горизонті, додаткові витрати на бурові, вибухові роботи. При цьому, як правило, збільшується вміст у розвалі негабаритних шматків. Збільшується час на непродуктивні витрати виймання цих шматків із розвалу і відкидання їх в сторону для вторинного подрібнення [6,10].

На рис. 1 наведено діаграму розподілення значень ЛОПП у одному з кар'єрів Кривбасу для висоти уступу 15 м. Ця діаграма має характерний вигляд: недалеко від значення ЛОПП=10 м - максимальна кількість випадків ЛОПП, які трапляються у документації для розрахунку об'ємів порід на окремі свердловини, маси зарядів в них довжини перебуру.

Рис. 1. Діаграма розподілення значень ЛОПП



Невипадково у кар'єрі ПівдГЗК у паспортах на складання проектів на виконання буро-вибухових робіт $W_1 = 10,5$ м. У паспортах кар'єрів АрселорМіттал Кривий Ріг, для різних умов величина ЛОПП змінюється, але найчастіше зустрічається $W_1 = 9$ м. На діаграмі проти позначки $W_1 = 12$ м маємо 17 % цього параметра у документаціях, для $W_1 = 14$ м - 10 %. Далі 16 м - 8%; 18 м - 7%; 20 м - 5%; 22 м - 3%.

Аналіз значень ЛОПП, особливо в сторону більшу від проектних величин, окреслює коло наукових завдань по створенню методів здолання завищених значень ЛОПП, бажано із мінімальними витратами на реалізацію створених методів.

Аналіз досліджень та постановка задачі. В гірничо-технічній літературі чимало уваги приділяється методам здолання ЛОПП. Так, М.Ф. Друкований [1] вважає, що якість подрібнення гірської породи перед першим рядом свердловинних зарядів можна покращити, якщо привантажити укіс уступу підпірною стінкою із подрібненої вибухом гірської породи науково встановленої ширини. Мається на увазі що укіс уступу - то є вільна поверхня, на якій пряма вибухова хвиля трансформується у відбиту хвилю. Тріщини утворені останньою, з'єднуються із тріщинами, які формувались в тілі уступу при проходженні прямої хвилі від зарядної порожнини. Таке з'єднання розгерметизує зарядну ємність, сповнену розжарених газів вибуху - тиск вибухових газів швидко падає, подальше тріщиноутворення припиняється [3;4].

М. Ф. Друкованим пропонується продовжити квазістатичну фазу дії вибуху, зв'язати масив, припинити його швидке розпадання, дозволити розпадання, але вже після кращого подрібнення масиву вибухом перед підпірною стінкою. На рис. 2 наведено фото уступу скельових гірських

порід, який, незважаючи на жорсткість гірської породи, вигинається дугою під дією прямої і відображених хвиль. З'єднання тріщин від хвиль прямої і відображених уже сталося, бо ми спостерігаємо прорив вибухових газів в атмосферу як з боку верхньої площини уступу, так і з боку його укусу. Цей рисунок підтверджує теоретичні висновки М.Ф. Друкованого про необхідність на короткий термін притримати масив від розпадання. Ще одна важлива деталь: раніше невеличкий обсяг невідвантажених порід залишали перед укосом саме із викладених міркувань - притримати уступ від швидкого розпадання - і в ті часи питання завищених значень ЛОПП так гостро не стояло. Зараз усе підмітається щоб вкладені у вибуховий розвал гроші не лежали нереалізованими, щоб збільшити швидкість їх окупності. Як бачимо, обидві точки зору добре обгрунтовані: одна з позицій фізики твердого тіла, інша із фінансових міркувань. На рис. 3 наведено горизонтальний зріз уступу на рівні зарядної порожнини, з якої вибухові гази ще не почали витікати в атмосферу, тобто, бачимо вибух на невеличкий інтервал часу раніше, ніж це зображено на фото на рис. 2.

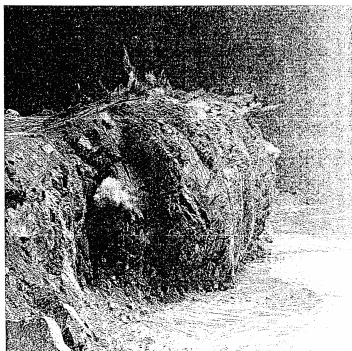


Рис. 2

Інша позиція - це створення методів, переважно буровибухових, для ліквідації сформованих завищених значень ЛОПП, які вже не укриваються підпірною стінкою. Найпростіший варіант, це застосування парнонаближених свердловин у першому ряду вибухового блоку [9;10]. В монографії «Совершенствование скважинной отбойки» А. В. Будько, та ін. розглядають варіанти розташування груп зарядів, які умовно вважаються уособленням однієї свердловини збільшеного діаметру. З цих позицій у Кривбасі мають місце часті випадки застосування парнонаближених свердловин і поодинокі випадки застосування у першому ряду груп із трьох зарядів, розташованих в кутах рівностороннього трикутника, або ж чотирьох зарядів, розташованих у кутах квадрата. До наведеного слід додати що А.В.Будько, та ін. творили в умовах застосування у кар'єрах ініціювання за допомогою ДШ, відстань у групі між свердловинами пропонувалась $(4-8)d_{зар}$. Для умов Кривбасу - це 1-2 м.

Зазначене передбачало одночасне спрацювання пари (групи) зарядів, які діють на масив ніби як один заряд за масою еквівалентного розміру, що дозволяє забезпечити здолання завищених значень ЛОПП. Слід занотувати, що відстані між свердловинами 1-2 м для застосування верстатів СБШ -250 є мало прийнятними за технологічних умов (розтікання шламу та ін.). Звичайно використовують 3 м. Окрім того, ДШ як засіб, що забезпечує одночасність спрацювання і сумарну хвильову дію на масив від групи зарядів, уже не застосовується [7;8].

Є надія, що ініціювання зарядів за допомогою хвилеводів низько енергетичного типу, з присутністю розкиду спрацювання існуючих засобів, забезпечує якусь сумарну дію на масив гірських порід, але все це є важко керованим процесом. Наведений аналіз має висновком необхідність створення різних способів для здолання змінних за величиною завищених значень ЛОПП на уступах гірських порід у кар'єрах.

Викладення матеріалів та результатів дослідження. В [1] табл. 7, наведено виміряні значення швидкості розвитку тріщин, виконані у кар'єрах Кривбасу, ДФДК, Балаклави, а також у гранітних кар'єрах України, які коливаються в межах 86- 940 м/с, але переважають значення: 200-500 м/с. Поряд із цією колонкою розташована інша колонка із виміряними значеннями швидкості руйнування гірських порід в тих же умовах. Ці останні в 1,3-4,6 разів перевершують попередні. Виникає думка, що ці збільшені швидкості руйнування у порівнянні із значеннями швидкості розвитку окремих тріщин, обумовлені з'єднанням двох тріщин (див. рис. 3): радіальної від зарядної порожнини і, сформованої відображеною хвилею від укусу уступу.

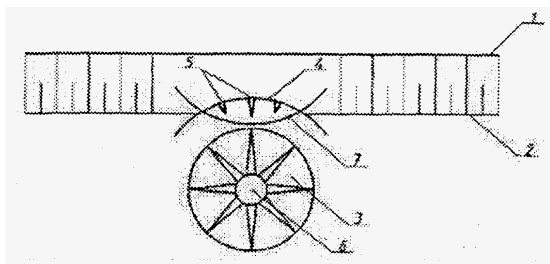


Рис. 3. Горизонтальний зріз уступу на рівні вибухової порожнини від спрацьованого заряду; 1- нижня бровка уступу; 2 - лінія перетину укусу уступу; 3 - зона розповсюдження радіальних тріщин навколо заряду; 4- вигинання вільної поверхні під впливом хвиль; 5 - проростаючі тріщини вглиб укусу уступу; 6 - зарядна порожнина; 7 - відбита хвиля в тілі уступу

Ця думка підтверджується інформацією із [1] стор. 19: «При испытаніях на блоках в центре его пробурился шпур, вокруг которого серебряной пастой наносились полукольца через 5-10 мм. Удельный расход аммонита В-3 составлял 600 г/м³. В результате исследований установлено, что общее время разрушения блока, т.е. интервал времени между разрывом первого и последнего кольца, значительно меньше, чем следовало бы ожидать, исходя из установленной скорости развития трещин. Это объясняется тем, что отдельные трещины образуются на различных расстояниях от заряда практически одновременно и каждая трещина проходит путь меньший, чем расстояние от заряда ВВ до свободной поверхности».

Все зрозуміло: *a* - випробування виконувались на негабаритних блоках обмежених розмірів; *b* - згідно рис. 3 і наведеному тексту із стор. 19 [1] в деякий момент часу у негабаритному блоці відбитою хвилею формувалась тріщина, яка рухалась назустріч тій, що від заряду, тому й виникло одночасне утворення тріщин на різних відстанях від заряду, а з'єднання цих різнонаправлених тріщин обумовлювало загальну велику швидкість руйнування блоку порівняно з вимірною швидкістю розвитку окремих тріщин.

Наведена логіка аналізу високоточних вимірювань швидкості розвитку окремих тріщин і загальної швидкості руйнування блоку породжує спосіб №1 здолання завищених значень ЛОПП: в першу чергу, треба підривати заряд у другому ряду, а через розрахований інтервал сповільнення - найближчий у першому. В цьому випадку відстань від заряду у другому ряду до вільної поверхні укосу уступу збільшується на параметр відстані між рядами свердловин (ВМР) у порівнянні із загальною практикою. Виконуємо рекомендацію М. Ф. Друкованого: зв'язати масив перед вибухаючим зарядом від розпадання, але робимо це не підпірною стінкою, а за допомогою відстані між рядами, другим, першочергово підриваємим, і зарядом у першому ряду - його підірвемо пізніше. Збільшена відстань формує збільшений час посування прямої хвилі до укосу, а вибухові гази спрацьованого заряду забезпечують тріщиноутворення навколо зарядної порожнини - доля енергії вибуху, що використана на подрібнення зростає. Щоб унеможливити пришвидшене тріщиноутворення у напрямку покрівлі уступу, зменшуємо масу заряду у другому ряду на 30-50 %, збільшивши довжину забивочного матеріалу. В результаті наведених трансформацій, пряма хвиля від заряду другого ряду підходить до укосу дещо ослабленою, але тріщини нею все одно формуються, оскільки міцність породи на розтягування в 10-15 разів менша ніж на стискання. Окрім цього, тріщини відбитою хвилею формуються за межами воронки дроблення заряду у другому ряду, з'єднання різнонаправлених тріщин віддаляється у часі, і можливо і не станеться, а продукти детонації цього заряду у другому ряду продовжують руйнацію гірських порід навколо себе.

Пропозицію із першочергового підривання заряду у другому ряду можна буде вважати завершеною після формування сповільнення між підриванням зарядів у другому і першому рядах. Ситуація підказує, що відбита хвиля всією своєю довжиною повинна пройти повз заряд у першому ряду, зона розтягування зміниться на стискання, це і є момент підривання заряду у першому ряду. Нижче у табл. 1 наведено розрахунок інтервалів сповільнення у трьох типах порід із коефіцієнтами міцності: 6; 10; 14.

У наведеній пропозиції всі заряди у другому ряду мають зменшену масу, тоді як у першому, за паспортом. Порядок підривання у двох розглянутих рядах: від одного флангу блоку до іншого. У вибуховому блоці може бути декілька пар рядів свердловин.

Початок відпрацювання наступної пари рядів після першої приймаємо згідно Шведського стандарту: 10 мс на 1 м ЛОПП для міцних порід; 30 мс на 1 м ЛОПП - для не міцних; 15 мс на 1 м ЛОПП - для всіх випадків.

Таблиця 1

Розрахунок інтервалів сповільнення

Коефіцієнт міцності	ЛОПП+ВМР, м	V_n - швидкість прямої хвилі, м/мс	t_1 - час проходження прямої хвилі, мс	Відстань руху відбитої хвилі до нижнього торця зарядів, м	Довжина відбитої хвилі, м	V_2 - швидкість відбитої хвилі, м/мс	t_2 - час руху відбитої хвилі, м	Σ/t_1+t_2 , м/с	Сповільнення на номінали, мс
6	14	1,3	10,77	8,0	15	1,3	17,69	28,39	40-42
10	13,5	3,89	3,47	8,0	10	3,89	4,63	8,7	15-25
14	13,5	4,26	3,17	8,0	8	4,26	3,76	6,93	15-25

Це означає, що із початком злагодженого спрацювання зарядів у другому і першому рядах, і з переміщенням відбитого ними у просторі - формується місце, згідно Шведському стандарту, для розташування відбитого зарядами у наступних рядах; четвертому і третьому.

Якщо ЛОПП у кар'єрі Північний - 7 м, то помноження цього числа на 15 дасть нам 105 мс. Саме такий інтервал сповільнення (або ж трохи більший) повинен бути між спрацюванням двох пар рядів зарядів.

У вибуховому блоці може бути декілька пар рядів свердловин, працюючих аналогічно. Запропонована технологія отримала назву: диференційоване насичення гірських порід енергією вибуху.

Представлений спосіб диференційованого енергонасичення гірських порід вибухом, за рахунок двократності ударів по укусу уступу, спочатку прямою хвилею від заряду у другому ряду, а потім більш потужним ударом від заряду у першому ряду, дозволяє долати завищені значення ЛОПП до 13 м.

За умов значень ЛОПП 14-18 м пропонується застосування додаткових свердловин із зменшеними зарядами у них розташованих між першим і другим рядом свердловин, із порядком їх підривання, заряди: у другому ряду, у додатковій свердловині, у першому ряду.

Таке рішення забезпечує потрібний удар по укусу уступу і здолання великих значень ЛОПП. Два запропоновані способи є безсумнівно новими, простими у реалізації і, згідно діаграмі 1, охоплюють біля 92 % існуючих завищених значень ЛОПП.

Те, що не охоплене, може бути відпрацьовано за допомогою похилих свердловин зарядів, розташованих у першому ряду, а також збільшенням маси зарядів на 30 % у свердловинах другого й додаткового рядів.

Висновки. 1. Завищені значення опору перед першим рядом свердловин і підшви уступу - нагальні проблеми БВР у кар'єрах, які є результатом взаємодії хвиль прямої і відображеної з утворенням магістральної тріщини при першочерговому спрацюванні заряду у першому ряду.

Застосування наближених свердловин і груп зарядів у першому ряду виявилось неефективним методом здолання завищених значень ЛОПП.

Запропоновано починати підривання у вибуховому блоці із зменшеного заряду у другому ряду, а через сповільнення - у першому паспортної маси, що забезпечує розмежування взаємодії хвиль прямої і відображеної у просторі і часі, виключає утворення магістральної тріщини, покращує здолання ЛОПП, за умов зменшеної витрати ВР.

Список літератури

1. Друкований М.Ф. Методи управління взрывом на карьерах. М.: Недра, 1973. - 416 с.
2. Фролов О.О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різномісних масивів гірських порід на кар'єрах / Автореф. дис. на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук. Київ. 2014.
3. Ефремов Э.И. Подготовка горной массы на карьерах. - М.: Недра, 1980. - 272 с.
4. Ефремов Э. И., Петренко В.Д., Пастухов А. И. Прогнозирование дробления горных массивов взрывом / Отв. ред. Комир В.М.; АН УССР // Ин-т геотехнической механики. - Киев: Наук. думка, 1990. - 120 с.
5. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела. Академия наук СССР, Сибирское отделение, Ин-т горного дела, Изд-во «Наука», Новосибирск, 1977. - 280 с.
6. Кутузов Б. Н., Рубцов Е. К. Физика взрывного разрушения горных пород / М., Учебн. пособие. - МГИ, 1973 рад. 1. - 120 с.
7. Кутузов Б. Н. Взрывные работы. - М.: Недра, 1988. - 392 с.
8. Кук М. А. Наука с промышленных взрывчатых веществах. - М.: Недра, 1980. - 453 с.9.
9. Бутько А. В. и др. Совершенствование скважинной отбойки. - М.: Недра, 1981. - 159 с.
10. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. - М.: Недра, 1982. -414 с.

Рукопис подано редакції 27.03.17