

Скачков А.А., гірничий інженер,  
ПАТ «Північний ГЗК»  
Тітов Д.А., студент, 2-й курс, гр. ЗГР-17-2  
Науковий керівник: Жуков С.О., д.т.н., проф.  
Криворізький національний університет

## УДОСКОНАЛЕННЯ КОНСТРУКЦІЙ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ ДЛЯ ОРІЄНТОВАНОГО РУЙНУВАННЯ МАСИВУ

Практика свідчить, що уступи, висотою до 10 м з вертикальними укосами, тривалий час (місяці та навіть роки) зберігають стійкий стан, але поблизу бровки створеного уступу при його наступному оббурюванні перший ряд свердловин доцільно проходити до повного прибирання розвалу підірваної маси, яка в даній ситуації слугує підпірною стінкою-контрфорсом.

Пропонуючи нові рішення щодо конструкцій свердловинних зарядів, призначених для орієнтованого руйнування масиву з попереднім його знеміцненням та диференційованим енергонасиченням, автори змушені були дослідити й можливі геомеханічні наслідки. Результати досліджень свідчать про те, що фактичний стан східного борту кар'єра «Північний» ПАТ ГЗК «Укрмеханобр» забезпечується нормативним коефіцієнтом запасу стійкості (КЗС). Виконані розрахунки показали, що його значення по характерним розрізам перевищують нормативне на 1,0÷4,2%, і запропоновані геометричні параметри цього борту (кути нахилу укосів, ширина берм) відповідають нормативним критеріям стійкості на термін 3÷10 років. Тому, з виходом борту на граничний контур, стає можливим здвоєння та потроєння неробочих уступів. Застосування вертикальних укосів уступів (крім контурних) у поєднанні з запропованою послідовністю підривання зарядів у згрупованих попарно рядах забезпечує уніфікацію свердловинних зарядів, та знижує на 5÷7% питому витрату ВР.

За цих умов в якості основного застосовувався заряд, розроблений й запатентований авторами, ц якому вибухова свердловина включає основний свердловинний заряд емульсійної вибухової речовини (ЕВР) з бойовиком, розташованим у нижній його частині. Від бойовика до поверхні уступу простягаються через основний свердловинний заряд ЕВР хвилеводи неелектричної системи ініціювання, де вони приєднуються до поверхневої вибухової мережі. Над основним зарядом розташовано забивний матеріал, у якому розміщено запираючий заряд (ЗЗ), що складається з ЕВР, розташованої у поліетиленовій оболонці, з бойовиком, виготовленим з патрону ЕВР, обмотаного двома нитками ДШ, які з нижнього торця опускаються в основний заряд для сприйняття імпульсу детонації від нього. При цьому, згідно з нормативами, для передачі імпульсу детонації до ДШ достатньо його довжини 20 см, ще 2 см надається на випадок витрушування тенової серцевини із кінців ДШ, а основна частина магістралі ДШ забезпечує обгін детонації по ДШ відносно основного заряду до запираючого з метою забезпечити його одночасне спрацювання із завершенням детонації в основному заряді або на кілька мілісекунд раніше. У процесі обгону детонації по ДШ необхідно зберегти від ушкодження ним пухирців в основному заряді ЕВР, які є джерелами зародження детонації в ньому. Для цього на ДШ одягнуто гофровану пластикову трубку, яка утримується від зісковзування з ДШ вантажем, закріпленим скотчем до ДШ на межі 22 см від його кінців. Він своєю масою утримує ДШ від скручування, бо в окремих експериментах без нього скручений ДШ часто розташовувався над свердловинним зарядом, що призводило до відмов детонації.

Конструкція ослабленого заряду парних рядів – для попереднього знеміцнення породи й утворення екрануючої щілини – також розроблялася авторами, але у різних варіантах для різних умов реалізації.

Незважаючи на візуальну складність, технологічно заряди формуються досить просто: авторами розроблено й успішно випробувано на практиці спосіб, за якого по довжині полімерного зарядного рукава розігрітим металевим полозом з двох боків проплавляються майбутні камери шлангового типу потрібного діаметра, після чого рукав вивертається навиворіт, привантажується в зав'язаний кінець кількома кілограмами породного дріб'язку й опускається орієнтовано відповідно лінії екрануючої щілини у свердловину. Бокові ж, вже внутрішні, ємності дуже просто і швидко заряджаються за допомогою звичайної шахтної пневмозарядної установки, а основний об'єм заповнюється – традиційно. Тріщиноутворюючі бокові лінійні заряди можуть формуватися й з патронованих ВР, а в особливо щільних і крихких породах з зовнішньої сторони зарядного рукава вздовж ліній його пропайки доцільно розташовувати джгути ДШ, примикаючі до стінок свердловини для утворення початкових лінійних концентраторів напружень. Фіксація ДШ здійснюється скотчем. Бокові лінійні високобризантні заряди, прилеглі до стінок свердловини, при підриванні створюють на них, або розвивають утворені ДШ початкові тріщини – концентратори напружень, які за декілька мілісекунд, розвиває основний заряд.

Передбачено також можливість формування кумулятивних жолобів у ВР, які після ущільнення здатні зберігати набуту форму. Для цього рукав після «пропайки» не вивертається, а щільно зав'язується з одного кінця, привантажується й орієнтовано опускається у свердловину, бокові трубки рукава заповнюються стиснутим повітрям від ресивера зарядної машини, після чого заповнюється зарядна порожнина.

Діаметр зарядного рукава визначається досить просто, а усі маніпуляції з ним легко виконуються за допомогою звичайного скотчу.

Конструкції та ВР основного й щілиноутворюючого зарядів визначаються, залежно від характеристик порід, критичних діаметрів ВР, співвідношення акустичної жорсткості порід зі швидкістю детонації ВР, а також від мети та вимог щодо результатів підривання масиву.

Промислові випробування диференційованого енергонасичення породних масивів вибухом базувалися на результатах передуючих їм теоретичних досліджень й експериментів. Узагальнення виконаних вишукувань дало

змогу уточнити механізм енергетично-просторового навантаження масиву та побудувати більш адекватну й узгоджену модель його руйнування.

Разом з тим, експериментальні вибухи з реєстрацією реальних деформацій та напружень в породному масиві навколо зарядів ВР виявили дещо нижчі показники, порівняно з розрахунковими. Дослідивши напружений стан та структуру масиву, ми встановили головну причину даного розходження – вплив системних макротріщин, які розділяють масив на окремі блоки. А виконавши компаративний аналіз значень названих відхилень зі значеннями розкриття тріщин, розробили спрощений метод компенсації його в розрахунках шляхом уведення відповідного коефіцієнту  $K_{cm}$ , який відрізняється від запропонованого раніше  $k_{cm}$ , тим, що враховує не тільки рівень заповнення тріщин мінеральним дріб'язком, але й досліджену окремо кінетику вибуху й інерційний фактор проходження пружною хвилею через макротріщину. Фізичний сенс даного коефіцієнту полягає в «сходінковому» зрізанні амплітуди пружної хвилі при її поширенні через блоки або шари породи у поєднанні з пластичними деформаціями приповерхневих зон макротріщин, зумовленими рухом породи при розгляді масиву як сукупності пружних стержнів. З урахуванням даних факторів ми пропонуємо визначати даний коефіцієнт в межах зон інтенсивних вибухових навантажень як

$$K_{mp} = \sqrt{f \cdot \rho_{mp}} \left( 1 - \frac{r_{\phi.x.} \cdot g_{mp}}{A} \right)^{(1-\rho_{mp})},$$

де  $f$  – міцність породи;  $\rho_{mp}$  – рівень заповненості тріщини породним дріб'язком, визначається відношенням об'єму заповнювача  $V_3$  до об'єму тріщини  $V_{mp}$  ( $\rho_{mp} = V_3/V_{mp}$ );  $r_{\phi.x.}$  – відстань від заряду до фронту хвилі;  $g_{mp}$  – показник питомої тріщинуватості масиву, визначається відношенням середньої ширини системних тріщин, нормальних напряму руху хвиль ( $g_{mp} = \delta_{mp}/l_{mp}$ ).

Уведення даного коефіцієнту значно покращує збіжність результатів теоретичних розрахунків й експериментальних реєстрацій щодо визначення взаємодії енергії вибуху з породним масивом.

Аналіз процесів виконувався стосовно зазначеного кар'єру «Північний», на якому велася реалізація диференційованого енергонасичення порід в умовах сухих свердловин найпростішою ВР – Грануліт КМ, для якої виміряні значення щільності заряджання і швидкості детонації складають відповідно 1020 кг/м<sup>3</sup> і 3850 м/с, а розрахункова теплота вибуху – 980 ккал/кг. Розрахункове для цих умов значення політропи ( $n$ ) становить 1,8, що є в межах, характерних для порошкоподібних ВР (1,5÷2,0). Масову швидкість у площині Чепмена-Жуге ( $\omega$ , м/с) обчислено за формулою:  $\omega = v/(n+1) = 3850/(1,8+1) = 1375$  м/с, а тиск детонаційної хвилі на площині  $P_2 = v \cdot \omega \cdot \Delta / g = (3850 \cdot 1020) / 9,81 = 5,504 \cdot 10^8$  Па. Відомо, що цей тиск – удвічі більший стаціонарного тиску у свердловині:  $P_{ce} = 5,504 \cdot 10^8 / 2 = 2,752 \cdot 10^8$  Па; оскільки довжина заряду – 4 м, а його діаметр – 0,25 м, то площа, що сприймає означений тиск, становить – 3,61 м<sup>2</sup>. Загальна площа хвилі з циліндричної частини і двох півкуль від торців заряду на момент виходу її на межу воронки дроблення складає 267,42 м<sup>2</sup>, що – у 74 рази більше початкової (3,61 м<sup>2</sup>). З урахуванням витрат енергії на руйнування порід (наприклад, 20%) отримаємо тиск – близько 3,0 МПа. В той же час, при підході хвилі до площини покривлі уступу, тиск в ній складе близько 0,5 МПа, а біля площини укосу уступу – ще менше.

Описане підтверджує, що для уступів, висотою до 11 м, зменшення маси зарядів в парних рядах, розподілення зарядів у групі на окремі серії і початок ініціювання в кожній серії саме зі зменшених за масою зарядів, змушує ці зменшені заряди віддавати більше енергії на утворення відбиваючої щілини, розвиток знемцнюючих породи мікротріщин, формування відбитих хвиль від вільних поверхонь, долання інерції масиву, що разом узятє полегшує роботу з подрібнення порід основним зарядам у непарних рядах, зменшує загальні витрати ВР, а відтак – збільшує ККД зарядів ВР.

Результати дослідження пройшли виробниче випробовування й упроваджені в кар'єрі «Північний» ПАТ ГЗК «Укрмеханобр» у 2011-2017 рр. із загальним об'ємом підірваної гірничої маси 831923 м<sup>3</sup>, при цьому економія ВР «Грануліт КМ» склала 72 т. Загальний економічний ефект склав 360 тис. грн.