

АНАЛІЗ ВПЛИВУ СТРУКТУРНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ТА ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ МАСИВУ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРОВЕДЕННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ

Удосконалення технології видобування гранітів, як основної сировини для виробництва щебеневої продукції, нерозривно пов'язане із ефективністю ведення буровибухових робіт (БВР), які є однією із найважливіших складових при підготовці гірничої маси до виймання. Витрати на зазначені роботи є досить значними (близько 15-25 %), тому проведення досліджень щодо підвищення ефективності БВР та зниження загальної вартості видобутку є актуальним завданням.

Вибір комплексу параметрів буровибухових робіт значною мірою визначається отриманою у результаті вибухової підготовки гірничої маси якістю її гранулометричного складу. До основних параметрів буровибухових робіт у цьому випадку, перш за все можна віднести: питомі витрати ВР, параметри сітки свердловин, тип ВР, конструкцію зарядів, схеми короткоуповільненого підривання. Вибір даних параметрів обумовлений наступними факторами: категорією міцності порід, блочністю, ступенем тріщинуватості та анізотропією порід.

Правильне врахування анізотропії, механічної міцності масиву порід, тріщинуватості має велике значення при виконанні буровибухових робіт, оскільки породи при підриванні руйнуються по ослабленим площинам. Наявність у масиві різного роду нашарувань, включень, мікро- та макротріщин призводить до незворотних поглинань і розсіювань енергії ударної хвилі. В результаті впливу цих факторів спостерігається сильне затухання енергії вибуху, що призводить до нерівномірності дроблення гірничої маси. Найбільш важливими характеристиками, які визначають зазначені фактори, є: геометричні параметри (глибина закладання заряду, розміри природних окремоностей), фізико-механічні властивості порід масиву, показники і знаки тензора напружень у масиві, що знаходиться у природній рівновазі (без впливу гірничих робіт).

До основних показників, які визначають енергоємність та ефективність ведення гірничих робіт, відносять: міцність та тріщинуватість, від яких залежать техніко-економічні показники буровибухових робіт; стійкість уступів та бортів кар'єрів; показники роботи виймально-навантажувальної та транспортної техніки.

Україна багата гранітними родовищами, основна частина яких сконцентрована в межах Українського кристалічного щита. Для гранітів кожного із родовищ, у залежності від вихідного стану мікроструктури породи, існує таке граничне значення амплітуди вибухового навантаження, при якому розпочинаються незворотні пластичні деформації в зернах кварцу та польового шпату. Накопичення дефектів відбувається переважно по межах зерен породоутворюючих мінералів.

Фізико-механічні властивості та структурні особливості гранітів різних родовищ дещо відрізняються і мають значний вплив на ступінь дроблення енергією вибуху. На загальний стан та ступінь руйнування порід суттєво впливають гірничотехнічні умови розробки родовища. Зменшення ширини робочих майданчиків на нижніх горизонтах кар'єру призводить до скорочення кількості рядів вибухових свердловин, що значно знижує ефективність багаторядного короткоуповільненого підривання та погіршення якості дроблення порід.

Загальноприйнятим критерієм для порівняльної характеристики гірських порід за міцністю є величина опору порід одновісному стисканню σ_{cm} . За шкалою проф. М.М. Протодьяконова міцність порід оцінюється коефіцієнтом f , який складає соту частку σ_{cm} . Проф. Л.І. Барон запропонував іншу залежність між коефіцієнтом міцності та значеннями σ_{cm} :

$$f_b = \frac{\sigma_{cm}}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{30}} \quad (1)$$

де показник f_b має кращий взаємозв'язок із емпіричними значеннями коефіцієнта міцності для міцних порід, ніж $\frac{\sigma_{cm}}{300}$. У даному випадку задача ставиться ширше: при збалансованому гранулометричному складі гірничої маси необхідно, за можливості, максимально розміцнити породу. Це призведе до зниження витрат енергії при подальшому механічному дробленні та подрібненні.

Руйнування гірських порід вибухом характеризується межею енергоємності якісного дроблення. Перевищення цієї межі за рахунок створення в руйнівному середовищі підвищеної щільності енергії призводить до того, що процес переходить із області дроблення в область викиду з погіршенням рівномірності дроблення за рахунок виходу одночасно переподрібненої породи, дроблення якої збільшує

вихід дрібних фракцій. Чим швидше протікає процес вибухового руйнування, тим більше диференціюється гранулометричний склад гірничої маси. Відповідно різко збільшується об'єм переподрібненої породи.

Як правило, при проведенні масових вибухів застосовуються суцільні свердловинні заряди із однорідної ВР. У цьому випадку якість вибуху в основному визначається питомими витратами та типом ВР. Питомі витрати ВР в залежності від категорії міцності порід визначаються по табличним даним із нормативної довідкової літератури і потім у практиці ведення вибухових робіт уточнюється шляхом аналізу результатів дослідних та промислових вибухів. Отримані емпіричні формули дають можливість виконувати розрахунок масового вибуху в залежності від категорії блочності породи. Найбільш відомою і простою є формула проф. М.М. Протодьяконова:

$$q = 0,27 \sqrt[3]{f}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}, \quad (2)$$

де q – питомі витрати ВР; f – коефіцієнт міцності за М.М. Протодьяконовим.

У представленому вигляді дана формула для гранітних кар'єрів забезпечує задовільне наближення розрахункових та експериментальних значень q для порід середньої блочності. Проте для порід різної блочності вводиться поправочний коефіцієнт, який враховує категорію блочності порід: для дрібноблочних порід $k_B = 0,8$; для середньоблочних порід $k_B = 1,0$; для крупноблочних порід $k_B = 1,2$.

Для різних типів ВР у формулу (2) вводиться перевідний коефіцієнт k_n . У кінцевому вигляді розрахунок питомих витрат ВР для порід різної блочності проводиться за наступним виразом:

$$q = 0,27 k_B k_n \sqrt[3]{f}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}. \quad (3)$$

У представленому виразі враховано залежність питомих витрат ВР від структури порід та їх міцності, але без врахування анізотропії міцнісних властивостей породи. Це пов'язано з тим, що змінювати значення питомих витрат ВР у залежності від напрямку вибухової відбійки менш зручніше, ніж керувати інтенсивністю вибухового навантаження шляхом зміни розмірів і форми сітки свердловин при $q = const$. Також у суцільному заряді із однорідної ВР поле напружень характеризується осью симетрією, тому в ньому ростуть, переважно, радіальні тріщини. Під час росту тріщин порода розвантажується і розміщення стає недостатньо ефективним. Розміри шматків відбитої гірничої маси ростуть пропорційно до відстані від заряду. На великій відстані від заряду з'являються негабаритні шматки породи. Для зменшення виходу негабариту питомі витрати ВР дещо завищують, що, в свою чергу, призводить до переподрібнення породи поблизу свердловини, а коефіцієнт корисної дії вибуху зменшується.

Відомо, що взаємозв'язок між розмірами сітки свердловин виражається через коефіцієнт зближення зарядів m :

$$m = \frac{a}{b}, \quad (4)$$

де a – відстань між свердловинами в ряду, b – відстань між рядами свердловин.

Гранітні масиви характеризуються просторовим орієнтуванням та ступенем анізотропії міцнісних властивостей, що підтверджується результатами дослідних вибухів одинарних шпурових зарядів на монолітних ділянках. Вирва вибуху в площині, перпендикулярній до осі заряду, має, як правило, форму еліпса, в якому співвідношення малої та великої осей складає 0,44-0,56. Асиметрію зони руйнування в числовому вираженні можна представити, використовуючи поняття коефіцієнту стиснення k_c .

З урахуванням анізотропії міцнісних властивостей породи коефіцієнт зближення зарядів складе:

$$m_1 = m k_1, \quad (5)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів без урахування анізотропії властивостей; k_1 – коефіцієнт взаєморозташування лінії вибою та більшої осі вирви руйнування.

Значення k_1 змінюється в межах від k_2 до $1/k_2$, а проміжні його значення визначаються із виразу:

$$k_1 = \sqrt{\frac{\cos^2 \alpha + k_2^2 \sin^2 \alpha}{\sin^2 \alpha + k_2^2 \cos^2 \alpha}} \quad (6)$$

де α – кут між лінією вибою та більшою віссю вирви вибуху.

Нове значення коефіцієнту зближення зарядів буде наступним:

$$m_1 = m \sqrt{\frac{\cos^2 \alpha + (B/A)^2 \sin^2 \alpha}{\sin^2 \alpha + (B/A)^2 \cos^2 \alpha}} \quad (7)$$

Врахування нового значення коефіцієнту зближення зарядів дає можливість більш раціонально пов'язати розташування свердловин та розподіл вибухового навантаження в масиві з його міцнісними властивостями.