

НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВІДБИВАННЯ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД НИЗЬКОЇ МІЦНОСТІ ТА СТІЙКОСТІ В СКЛАДНИХ ГЕОМЕХАНІЧНИХ УМОВАХ

В надрах України знаходиться численна кількість запасів залізних руд, основна частина яких сконцентрована на Українському кристалічному щиті в Криворізькому залізорудному басейні. Основна частина запасів багатих залізних руд знаходиться в Саксаганському рудному районі Кривбасу. У цьому районі здійснює розробку рудних покладів шахта «Родіна» ПрАТ «Криворізький залізорудний комбінат», яка є однією з найпотужніших у Кривому Розі за запасами товарної руди і високим відсотковим вмістом заліза. У полі шахти «Родіна» найбільшим є поклад «Основний – 95», в якому зосереджено 160,5 млн т високоякісної залізної руди, що складає 90% запасів родовища. Поклад «Основний – 95» характеризуються низькою міцністю (межа міцності на одновісне стискання становить 30 – 40 МПа) і стійкістю. Для розбурювання рудного масиву застосовується буровий верстат НКР-100МПа, який є малопродуктивним, але масштабне застосування самохідної бурової техніки, що є більш продуктивною, ускладнене гірничо-геологічними умовами. Вибухові свердловини у віялах пробурюються довжиною, яка перевищує 30 – 35 м, що сприяє значному їх відхиленню від проектної осі. При цьому значна частина з яких втрачається унаслідок дії на них напружено-деформованого стану масиву. Це призводить до неякісного подрібнення рудного масиву і, як наслідок, до погіршення якісних та кількісних показників вилучення у ході площинного випуску руди з очисних панелей.

Тому розробка раціональної технологічної схеми відбивання запасів багатих залізних руд низької міцності та стійкості на основі урахування напружено-деформованого стану, раціональної довжини свердловин та якості подрібнення рудної маси є актуальним науково-практичним завданням.

Вирішення поставленого завдання базувалося на дослідженні: існуючих схем відбивання рудного масиву у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт; залежності якості подрібнення руди від схем розташування свердловин, параметрів буропідричних робіт і порядку підривання свердловин; впливу напружено-деформованого стану рудного масиву і форм компенсаційних камер на ефективність його відбивання.

Аналіз теорії та практики у галузі технології руйнування гірських порід вибухом було встановлено, що конструювання раціональної технологічної схеми відбивання руди повинно забезпечувати: безпеку ведення гірничих робіт; мінімальні питомі витрати на технологічних процесах відбивання і випуску та доставки руди; зручні умови для високопродуктивної роботи при виконанні операцій з буріння і заряджання свердловин та комутації вибухової мережі. Зменшення шкідливого наслідку виходу негабариту від викривлення свердловин досягається завдяки зменшенню довжини кожної із свердловин; їх орієнтації якомога під більшим кутом до горизонталі; корегуванню значення лінії найменшого опору в залежності від кута закладання свердловини та наявності включень в рудному масиві гірських порід з більшою міцністю. Обсяг буріння свердловин необхідно узгоджувати з тріщинуватістю масиву, збільшуючи загальний об'єм буровибухових робіт у разі явно вираженої рідкої мережі тріщин таким чином, щоб мінімальне число рудних ділянок, відокремлених тріщинами, було в інтервалах між зарядами вибухових речовин. Ефективність відбивання гірських порід, які знаходяться в напружено-деформованому стані, залежить від взаємодії статичних і динамічних напружень, що виникають від гірничого тиску і вибуху заряду вибухових речовин та може бути забезпечена тільки у разі розташування зарядів вибухових речовин в межах зони розвантаження між поверхнею відслонення і межею поділу зон розвантаження та опорного тиску.

З аналізу публікацій у галузі геомеханічного обґрунтування конструктивних елементів систем розробки було встановлено, що при розробці покладу «Основний – 95» в залежності від розташування очисної панелі навхрест простягання рудного покладу від висячого до лежачого боку можна формувати різні об'єми компенсаційних камер. Таким чином у висячого боку можуть бути розташовані компенсаційні камери збільшеного об'єму 35% і 60%, у середній частині – звичайного об'єму 20 і 30%, у лежачого боку – малого об'єму 5 і 10% відповідно, коли панель має два і один контакти з обваленими пустими породами. Це дає можливість під висячим боком застосовувати камерний варіант технології підповерхового обвалення, в центральній частині покладу – технології підповерхового обвалення з відбійкою рудного масиву на похилий компенсаційний простір, а в лежачому боці – варіант підповерхового обвалення з відбиванням рудного масиву в затисненому середовищі, з одночасною підсічкою рудного масиву шляхом утворення приймальних воронок. Але такий підхід вирішення проблеми потребує зміни технологічних операцій по мірі віддалення фронту робіт від порід висячого боку рудного покладу, що є вельми нерациональним. А що стосується довжини свердловин, то значна їх частина також характеризується довжиною, яка перевищує 30 – 35 м.

Так як найбільш стійкими є похилі відслонення, то запропоновано застосовувати компенсаційну камеру у формі рівнобедреного трикутника (трикутної форми). На основі чого розроблена технологічна схема відбивання запасів очисних панелей у ході відпрацювання покладу «Основний – 95» у полі шахти «Родіна» (рис. 1).

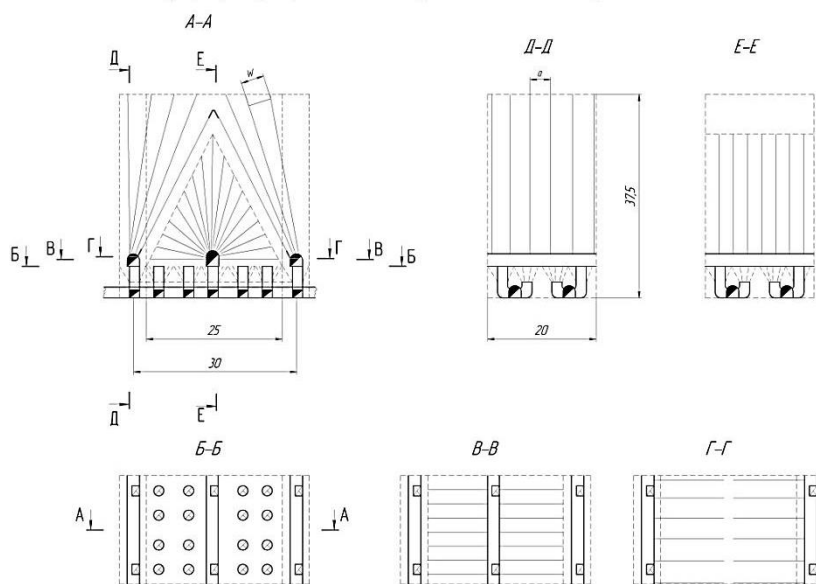


Рис. 1 – Схема відбивання запасів очисних панелей у процесі відпрацюванні покладу «Основний – 95» у полі шахти «Родіна» ПрАТ «Криворізький залізорудний комбінат»

Сутність розробленої технологічної схеми відбивання руди полягає в тому, що по центру очисної панелі, на висоті підсічного горизонту, проходять підсічну виробку, з якої пробурюють висхідні віяла глибоких свердловин або штангових шпурів. Після чого, в першу чергу, відбивають комплект віял глибоких свердловин або штангових шпурів на межі очисної панелі, з одночасним формуванням відповідних приймальних воронок. Після випуску відбитої руди через випускні дучки утворюється вертикальна відрізна щілина трикутної форми, на яку відбивають глибокі свердловини або штангові шпури, з розворотом відповідних воронок, для формування компенсаційної камери трикутної форми.

Розроблена схема дасть змогу без зміни технологічних рішень відпрацьовувати рудний поклад очисними панелями за потужністю, зменшуючи лише кут похилих відслонень компенсаційної камери трикутної форми при переміщенні фронту очисних робіт від висячого до лежачого боку рудного покладу. Утворення компенсаційної камери трикутної форми дозволяє, у порівнянні з похилою компенсаційною камерою, яка використовується в умовах шахти «Родіна», зменшити питомі витрати підсічних виробок завдяки скороченню обсягу проходки підсічних (компенсаційних) ортів, відрізного піднятцевого і бурової камери. Розбурювання основного запасу панелі при відбиванні руди на компенсаційну камеру трикутної форми з двох бурових виробок, які розташовані на межі контурів очисної панелі, дозволяє зменшити об'єм викривлення свердловин до 42% в залежності від розташування центру очисної панелі до порід висячого боку та кількості контактів з обваленими пустими породами при однакових витратах на проходку бурових виробок у порівнянні з технологією, яка застосовується в умовах шахти «Родіна».

У ході проведених досліджень встановлені залежності значень величин: кутів нахилу похилих відслонень компенсаційної камери трикутної форми, які змінюються за поліноміальною квадратичною залежністю, зменшуючись від $74,5^\circ$ до $30,1^\circ$ і від $66,3^\circ$ до $16,7^\circ$; коефіцієнту енергоємності відбивання руди на компенсаційну камеру трикутної форми, які змінюються за степеневою залежністю, зменшуючись від 0,8 до 0,63 і від 0,75 до 0,61; лінії найменшого опору при відбиванні основного запасу очисної панелі на компенсаційну камеру трикутної форми, які змінюються за поліноміальною квадратичною залежністю, зменшуючись від 5 м до 4,6 м і від 4,9 м до 4,5 м; питомих витрат вибухових речовин, які змінюються за поліноміальною квадратичною залежністю, збільшуючись від 0,199 кг/т до 0,214 кг/т і від 0,201 кг/т до 0,218 кг/т; економічної ефективності від впровадження на практиці розробленого технологічного рішення, які змінюються за поліноміальною квадратичною залежністю, зменшуючись від 18,0% до 9,8% і від 16,9% до 7,8% – відповідно при одному і двох контактах очисної панелі з обваленими породами, від відстані розташування центру очисної панелі до порід висячого боку навхрест простяганню рудного покладу.