

В.О. Калініченко, О.Л. Шепель

ТЕОРЕТИЧНІ ТА ПРАКТИЧНІ АСПЕКТИ ЗМЕНШЕННЯ ВТРАТ РУДИ НА ЛЕЖАЧОМУ БОЦІ ПОКЛАДІВ

V.O. Kalinichenko, O.L. Shepel

THEORETICAL AND PRACTICAL ASPECTS OF REDUCTION OF ORE LOSS ON BOTTOM LAYER OF DEPOSIT

Розроблено теоретичні та практичні заходи із зменшення втрат відбитої руди на лежачому боці покладів. Наведена вдосконалена методика розрахунку параметрів буропідричних робіт для умов відпрацювання лежачого боку покладів. Наведено основні формули для розрахунку відстані зміщення рудної маси з „мертвої“ зони лежачого боку покладу в зону випуску. Удосконалена технологія відпрацювання похилих покладів менше при кутах падіння $60-65^\circ$, яка дозволяє зменшити втрати руди та покращити показники її видобутку.

Ключові слова: зменшення втрат руди, лежачий бік, поклад, зміщення відбитої руди, „мертва“ зона, розрахунок буропідричних робіт

Постановка проблеми. Завданнями майбутніх систем розробки родовищ є покращення показників видобутку руди. Для цього треба вирішувати актуальну для наших днів проблему зниження втрат залізної руди в процесі видобутку. При системах розробки з обваленням руди і вміщувальних порід особливу увагу треба приділяти ефективному видобуванню запасів руди з „мертвої“ зони лежачого боку покладів, тому що саме вони становлять основні втрати руди по блоку.

Для покращення показників видобутку руди, на наш погляд, рекомендовано:

1) застосування найбільш ефективних удосконалених систем розробки та систем розробки, що відповідають гірничотехнічним і геологічним умовам того або іншого родовища;

2) встановлення оптимальних параметрів систем розробки;

3) дотримання заданого технологічного режиму процесу видобутку руди й недопущення порушень його ведення;

4) удосконалення технології ведення буропідричних робіт з метою досягнення якісного подрібнення масиву;

5) проведення повторної розробки родовищ;

6) застосування програмного забезпечення для обліку, аналізу і контролю на персональному комп'ютері показників видобутку руди;

7) дотримання належного напрямку очисного виїмання в межах блоку й покладу, а також порядку випуску обваленої руди;

8) дотримання достатнього оконтурення й випробування експлуатаційних блоків.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Існує підповерхова система розробки з обваленням руди і налягаючих порід, що містить проходку штреків, ортів, підняткових та інших підготовчо-нарізних виробок, розбурення масиву і підривання блоку та випуск відбитої розрихленої руди під налягаючими породами [1].

Недоліком системи розробки є те, що вона характеризується досить великими втратами руди в „мертвій“ зоні лежачого боку покладу.

Для зменшення втрат руди на лежачому боці існує декілька класичних способів випуску запасів відбитої руди з „мертвої“ зони лежачого боку покладів.

Недоліком цих способів є необхідність проведення додаткових підповерхових випускних виробок, або підривка порід лежачого боку покладу з наступним випуском пустих порід і відбитої руди. Наведені способи характеризуються підвищенням собівартості видобутку.

Існує метод відробки рудних родовищ, який містить проходку штреків, ортів, підняткових та інших підготовчо-нарізних виробок. Згідно з цим методом із бурового штреку, розташованого у лежачому боці покладу, виялами глибоких свердловин, розбурених у рудному масиві, виконують обвалення масиву і частковий випуск обваленої рудної маси. Після чого підривають паралельно-наближені свердловини, розташовані в лежачому боці покладу, на „затиснуте“ середовище відбитої руди. При цьому обваленою породою лежачого боку зміщують відбиту руду на лежачому боці покладу в зону випуску її з воронки і дучок [2].

Недоліками даного методу є те, що висадження свердловин відбувається в два цикли: 1) висадження віял глибоких свердловин, розбурених у рудному масиві; 2) підривання паралельно-наближених свердловин, розбурених по пустих породах лежачого боку покладу, на „затиснуте“ середовище. У випадку висадження свердловин на „затиснуте“ середовище зміщення відбитої руди в зону випуску становитиме 0,9–1,4 м [3], тобто роздільна відбіжка в два цикли не дозволяє значно змістити руду на лежачому боці покладу в зону потоку обваленої руди у випускні виробки. Таким чином, цей спосіб характеризується значними втратами обваленої руди в „мертвій“ зоні на лежачому боці покладу, а також великим засміченням відбитої рудної маси пустими породами лежачого боку, особливо при кутах падіння рудного покладу менше $60-65^\circ$.

Виділення невирішених раніше частин загальної проблеми. Таким чином, для покладів з кутами падіння менше 60° необхідно розробити спосіб зміщення рудної маси з „мертвої“ зони лежачого боку на відстань, яка б дозволяла відбитій руді зміститися в

зону випуску із заміщенням руди „мертвої“ зони обваленими пустими породами.

Метою досліджень є розробка теоретичних положень та вдосконалення технології відпрацювання похилих рудних покладів за рахунок створення достатнього зміщення рудної маси „мертвої“ зони на лежачому боці покладу (на 2,7–3,2 м) в активну зону випуску за один вибуховий цикл, з метою зниження втрат руди на лежачому боці покладу.

Основна частина. Значне зміщення рудної маси в „мертвій“ зоні на лежачому боці покладу на 2,7–3,2 м можливо досягти за рахунок найкращого результату добутку

$$W \times K_p,$$

де W – розрахункове значення лінії найменшого опору без урахування напружено-деформованого стану масиву; K_p – коефіцієнт розпушення.

Для розрахунку добутку $W \times K_p$ використаємо гірничо-геологічні властивості рудних покладів Криворізького басейну для ВАТ „Суша Балка“ ш. Ювілейна:

1. Руда маргітова, тому міцність руди становитиме $f = 9$ за шкалою проф. Протода'яконова.

2. Діаметр свердловин становитиме $d = 90$ мм.

3. Тип вибухової речовини – Зерногрануліт 79/21, тому щільність заряджання вибухової речовини дорівнюватиме $\Delta = 0,9$ та коефіцієнт відносної працездатності вибухової речовини дорівнюватиме $\delta = 1,0$.

4. $k_n = 0,9$ – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід.

Визначимо показник підриваємості гірських порід C_0

$$C_0 = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f},$$

де f – коефіцієнт міцності руди.

$$C_0 = 20 + 56 \cdot 0,165 = 29,24.$$

Розрахункове значення лінії найменшого опору без урахування напружено-деформованого стану масиву визначають за формулою, м

$$W = k_n \cdot C_0 \cdot d \cdot \sqrt{\Delta} \cdot \delta,$$

де k_n – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід; d – діаметр свердловин, м; Δ – щільність заряджання вибухової речовини, г/см³; δ – коефіцієнт відносної працездатності вибухової речовини.

$$W = 0,9 \cdot 29,24 \cdot 0,09 \cdot \sqrt{0,9} \cdot 1 = 2,25.$$

Добуток лінії найменшого опору та різного коефіцієнту розпушення становитиме

для $K_p = 1,2$ $W \times K_p = 2,25 \cdot 1,2 \approx 2,7$;

для $K_p = 1,25$ $W \times K_p = 2,25 \cdot 1,25 \approx 2,8$;

для $K_p = 1,3$ $W \times K_p = 2,25 \cdot 1,3 \approx 2,9$;

для $K_p = 1,35$ $W \times K_p = 2,25 \cdot 1,35 \approx 3,0$;

для $K_p = 1,4$ $W \times K_p = 2,25 \cdot 1,4 \approx 3,2$.

Диференційована величина коефіцієнту розпушення досягається за рахунок формування компенсаційних просторів відповідних об'ємів.

Результат добутку значення лінії найменшого опору та коефіцієнту розпушення повинен бути достатнім для зміщення рудної маси з „мертвої“ зони лежачого боку покладу в активну зону випуску з урахуванням кута нахилу рудного покладу.

Поставлене завдання вирішується методом підземної розробки похилих рудних покладів, який містить виймання руди очисними блоками, проходку відкатного штреку, ортів-заїздів та бурового штреку в породах лежачого боку покладу, а також утворення випускних виробок і горизонтального компенсаційного простору, виконання буропідривних робіт і випуск руди під налягаючими породами.

З бурового штреку, розташованого в породах лежачого боку покладу, розбурюють рудний масив віялами глибоких свердловин та вибурюють паралельно-наближені свердловини паралельно лежачому боку покладу. У другу чергу здійснюють короткосповільнене підривання свердловин за один вибуховий цикл, починаючи від компенсаційного простору до лежачого боку покладу. При цьому обвалені породи лежачого боку, відбиті паралельно-наближеними глибокими свердловинами, зміщують відбиту руду з „мертвої“ зони лежачого боку рудного покладу в активну зону випуску, після чого виконується випуск руди під налягаючими породами.

Одиночний вибуховий цикл коротко-сповільненого одночасного висадження віял глибоких свердловин рудного масиву та паралельно-наближених свердловин у породному масиві лежачого боку в підірваному стані масиву дозволяє досягти значного зміщення рудної маси (2,7–3,2 м) з лежачого боку в зону випуску з випускних виробок. Цей метод дозволяє зміщувати рудну масу на лежачому боці за межі „мертвої“ зони, при цьому збільшується видобуток чистої рудної маси та зменшуються втрати.

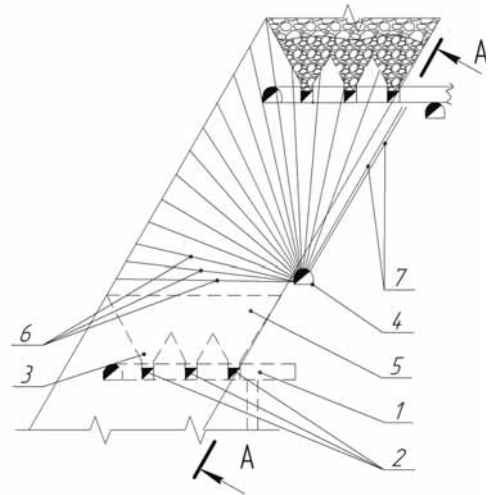


Рис. 1. Розріз вхрест простягання покладу при повному розбуренні рудного масиву та порід лежачого боку покладу

Запропонована технологія зменшення втрат руди зображена на рис. 1–4. На початковому етапі розробки рудного родовища виконують проходку відкратного штреку та ортів-заїздів із вентиляційними підняттями. Потім проходять наступні виробки в такому порядку: 1 – скреперні орти; 2 – дучки; 3 – випускні воронки; 4 – буровий штрек у лежачому боці покладу; 5 – горизонтальний компенсаційний простір.

Наступним етапом є вибурювання з бурового штреку віял глибоких свердловин 6 і паралельно-наближених свердловин 7 по породах лежачого боку покладу.

Потім відбувається одночасне коротко-сповільнене підривання за один вибуховий цикл віял глибоких свердловин та паралельно-наближених свердловин у лежачому боці і виведення рудної маси на лежачому боці за межі „мертвої“ зони покладу, що сприяє зменшенню втрат руди на лежачому боці в контурі 10. Зверху відбитої рудної маси 8 розташовується налягаюча порода 9. Після чого виконують випуск рудної маси.

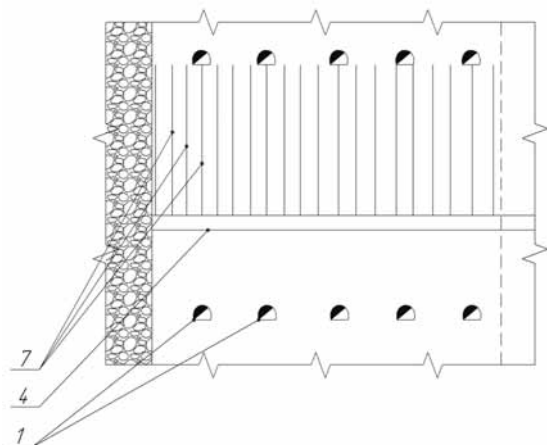


Рис. 2. Вертикальна проекція по розрізу А–А

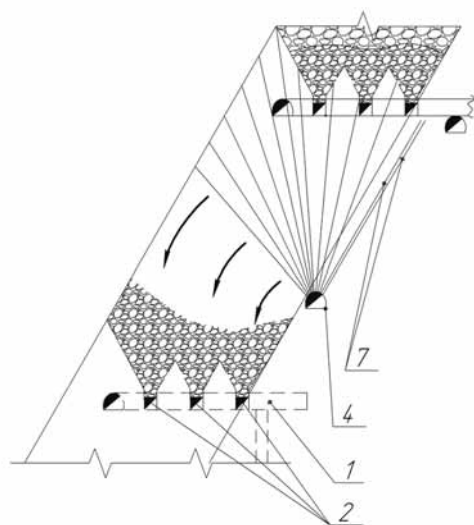


Рис. 3. Коротко-сповільнений підірваний стан масиву впоперек простягання покладу після висадження семи рядів глибоких свердловин

Висновки. Розроблені теоретичні та методичні положення розрахунку зміщення відбитої руди з „мертвої“ зони лежачого боку покладу в зону активного випуску, що дозволили вдосконалити технологію відпрацювання похилих покладів та покращити показники видобутку руди.

Напрямок подальших досліджень полягає у вдосконаленні технології відробки похилих рудних покладів з метою ефективного зменшення втрат у „мертвій“ зоні на лежачому боці покладів.

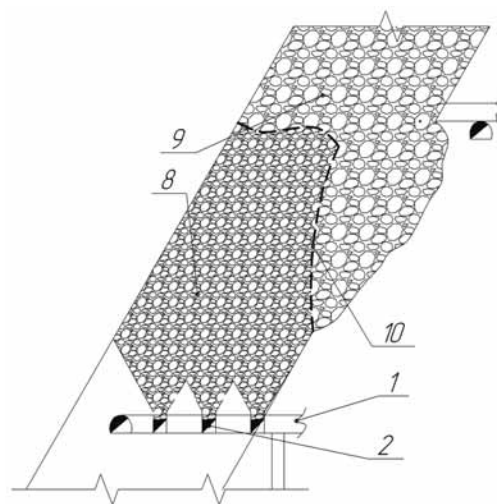


Рис. 4. Розріз вхрест простягання покладу після підривання глибоких свердловин у рудному масиві та паралельно-наближених свердловин у лежачому боці покладу

Список літератури

1. Чернокур В.Р. Добыча руд с поэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271 с.
2. Патент 18734 України на корисну модель, заявл. 31.05.2006, опубл. 15.11.2006.
3. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984.

Разработаны теоретические и практические мероприятия по уменьшению потерь отбитой руды на лежачем боку залежей. Представлена усовершенствованная методика расчёта параметров буровзрывных работ для условий отработки лежачего бока залежей. Приведены основные формулы для расчёта расстояния смещения рудной массы из „мёртвой“ зоны лежачего бока залежи в зону выпуска. Усовершенствована технология отработки наклонных залежей при углах падения меньше 60–65°, которая позволяет уменьшить потери руды и улучшить показатели ее добычи.

Ключевые слова: уменьшение потерь руды, лежачий бок, залежь, смещение отбитой руды, „мёртвая“ зона, расчёт буровзрывных работ,

Theoretical and practical measures for reduction of ore losses on the bottom layer of the deposit are developed. The advanced design procedure of parameters of drilling-and-blasting operations for conditions of working of the bottom

layer of the deposit is presented. Basic formulas for calculation of ore mass displacement distance from dead area of the bottom layer of the deposit in the zone of release are resulted. It has been improved the technology of working of deposits with inclination less than 60–65° which allows reducing ore losses and improving ore mining performance.

Keywords: *reduction of ore losses, bottom layer, deposit, displacement of broken ore, dead area, calculation of drilling-and-blasting operations*

Рекомендовано до публікації д.т.н. Б.М. Андреевим. Дата надходження рукопису 11.07.10

УДК 622.02: 622.831.3

© Палейчук Н.Н., 2010

Н.Н. Палейчук

О ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРАХ ВЫВАЛООБРАЗОВАНИЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ

N.N. Paleychuk

ON MINING AND GEOMETRICAL PARAMETERS OF INRUSHES IN DEVELOPMENT WORKINGS IN DEEP MINES

Приведены результаты шахтных натуральных исследований параметров вывалообразований в подготовительных выработках глубоких шахт Восточного Донбасса. Определено понятие интенсивно трещиноватой зоны. Определены параметры, необходимые для качественного геометрического анализа вывалообразований. Приведены общие уравнения для определения таких параметров как скорость и направление развития трещиноватости. Приведены эмпирические уравнения параметров вывалообразований в различных геомеханических условиях.

Ключевые слова: *подготовительные выработки, интенсивная трещиноватость, вывалообразования, параметры*

Введение. В настоящее время, как при проведении, так и в период эксплуатации выработок в однотипных горно-геологических и геомеханических условиях, горный массив может оказывать различное влияние на контур выработки. В одном случае выработка сохраняет свою устойчивость на протяжении всего срока эксплуатации, в другом происходят запредельные деформации, вывалы и выработка требует ремонта уже после проведения. В последнее время на шахтах Восточного Донбасса участились случаи вывалообразований вне зон влияния очистных и подготовительных выработок, горно-геологической нарушенности и других превалирующих факторов влияния. Одной из основных причин является интенсивное развитие технологической трещиноватости.

Анализ состояния проблемы. Сегодня существуют классификации вывалов по форме и углу наклона оси к горизонту [1, 2], однако на практике, кроме объема вывала (определяемого по количеству выданной породы) и высоты, другие параметры практически не определяются. В этой связи является актуальным проведение горно-геометрического анализа вывалообразований и определение дополнительных параметров, характеризующих интенсивно-трещиноватые зоны и вывалы.

Цель работы – исследование горно-геометрических параметров, характеризующих интенсивно-трещиноватые зоны и вывалы.

Основная часть. На первом этапе были проведены исследования в горизонтальных пластовых подготовительных выработках пластов h_8 и h_{10} шахт ГП „Антрацит“ и ГП „Ровенькиантрацит“. Вмещающие

породы представлены сланцами: глинистыми $m = 0,7–9,5$ м, $\sigma_c = 53,7–64,2$ МПа; песчано-глинистыми $m = 2,8–16,2$ м, $\sigma_c = 67,5–71$ МПа; песчаными $m = 7–24,2$ м, $\sigma_c = 73–85,3$ МПа и песчаниками $m = 5–38$ м, $\sigma_c = 135,7–178$ МПа. Углы напластования пород в исследуемых выработках составляют $\alpha = 2 \div 19^\circ$, а диапазон глубин $H = 750 \div 1115$ м.

При выполнении шахтных натуральных исследований изучалась степень и характер деформирования выработок. Состояние подготовительной выработки характеризуется показателями [3]

$$\omega_N = \frac{N - N_d}{N}, \quad (1)$$

где N – общее число рам крепи, шт; N_d – число деформированных рам крепи, шт.

$$\omega_S = \frac{S_{\min}}{S}, \quad (2)$$

где S_{\min} – наименьшая площадь поперечного сечения выработки, м²; S – проектная площадь поперечного сечения (в свету), м².

Так, как протяженность исследуемых выработок составляла от 460 до 2720 м, то общая их длина разбивалась на участки по 40 м и для данных участков определялись значения показателей (1) и (2). В общем случае устойчивость (соответственно и степень деформирования) выработки может быть выражена зависимостью