

УДК 622.274

Ступник Н. И. /д. т. н./,
Калиниченко В. А. /д. т. н./,
Колосов В. А. /д. т. н./,

Письменный С. В. /к. т. н./,
Федько М. Б. /к. т. н./

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

Отработка природно-бедных руд Криворожского железорудного бассейна с закладкой выработанного пространства

Представлены результаты моделирования существования очистных камер от их формы. Предложена технология отработки природно-бедных руд в непосредственной близости от дневной поверхности системой разработки с закладкой выработанного пространства очистными камерами сводчатой формы. Ил. 3. Табл. 1. Библиогр.: 8.

Ключевые слова: очистная камера, технология, время, сопротивление сжатию

The results of extraction chambers from their form existence modeling are given. The technology of natural low-grade ores mining in the vicinity of the day surface by development system with goaf stowing by arched shape extraction on chamber was proposed.

Keywords: extraction chambers, technology, time, resistance to compression

Введение

Месторождения железных руд Криворожского бассейна отрабатываются открытым и подземным способами. В настоящее время подземным способом отрабатывают залежи природно-богатых руд в интервале глубин 1135-1315 м. При современном уровне развития техники и технологии горных работ глубина вертикальных стволов первой ступени вскрытия достигнет предельной глубины подъема (1,5-1,7 км) через 10-30 лет. С глубиной ведения горных работ при существующих системах разработки будут увеличиваться потери и засорение добываемых природно-богатых руд, а также затраты на ее транспортирование и подъем на дневную поверхность.

Исследования [1] показывают, что успешное функционирование подземных горных работ возможно за счет вовлечения в добычу природно-бедных железных руд, залегающих в лежачем боку отработанных ранее богатых руд. В условиях действующих шахт Кривбасса природно-бедные руды (неокисленные магнетитовые кварциты) залегают с глубины 130-300 м и распространяются до 1,5 км (рис. 1).

Подсчитанные до глубины 1,5 км запасы природно-бедных руд составляют более 1,5 млрд т со средним содержанием железа в массиве $Fe_{\text{общ}} = 28-36\%$, а $Fe_{\text{магн}} = 22-26\%$ и более 6,5 млрд т с содержанием железа магнитного $Fe_{\text{магн}} = 10-16\%$ [1, 2]. Совместная разработка данных типов руд позволит поддерживать производственные мощности шахт Кривбасса и обеспечивать потребности черной металлургии страны.

Постановка задачи

В результате анализа подземной разработки месторождений Криворожского бассейна установлено, что при выемке запасов природно-богатых руд применяют системы разработки преимущественно с массовым обрушением руды и налегающих пород, а при отработке магнетитовых кварцитов – системы с открытым очистным пространством.

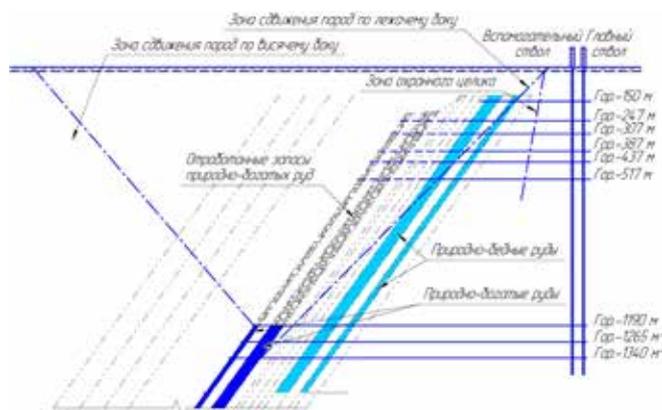


Рис. 1. Принципиальная схема вскрытия железорудных месторождений Криворожского бассейна

Применение систем разработки с массовым обрушением руды и налегающих пород при отработке магнетитовых кварцитов приведет к увеличению зоны сдвижения поверхности, за частую плотно застроенной промышленными зданиями и сооружениями, а камерных систем – к значительным потерям руды в целиках, достигающих 50 %. Таким образом, изыскание рациональной системы разработки природно-бедных руд в условиях действующих железорудных предприятий является актуальной задачей.

Результаты исследований

Из существующих систем разработки, позволяющих более полно извлекать запасы месторождения без увеличения зоны обрушения, являются системы с закладкой выработанного пространства [3]. При отработке месторождения системами с закладкой выработанного пространства очистные камеры традиционно формируют прямоугольной (шахты ПАО «Криворожский железорудный комбинат» и шахты ПАО «Евраз Сухая Балка» г. Кривой Рог) или ромбовидной (ш. «Эксплуатационная»

ПАО «Запорожский железорудный комбинат», г. Днепропетровский) форм.

Параметры очистных камер определяются по методике научно-исследовательского горнорудного института (НИГРИ), которая учитывает глубину ведения горных работ, крепость руд и вмещающих пород, пролет их обнажения, а также время существования камер и целиков [4]. Согласно технике безопасности и норм технологического проектирования при отработке запасов, находящихся в непосредственной близости от дневной поверхности, системами с открытым очистным пространством необходимо оставлять надэтажный целик толщиной не менее 300 м. Уменьшить толщину предохранительного целика до 200 м возможно, за счет применения систем разработки с открытым очистным пространством с камерами прямоугольной формы и дальнейшей закладкой выработанного пространства.

Создание очистной камеры сводчатой формы в верхней ее части, позволяет толщину надэтажного целика уменьшить до 100-150 м с сохранением устойчивости дневной поверхности. При этом следует учесть, что при отработке верхнего этажа необходимо оставлять между очистными камерами целик шириной равной $2B_k$ (B_k – ширина очистной камеры). Более полно отработать вышележащий горизонт, возможно, за счет применения твердеющей закладки. Однако необходимо определить максимальное время существования очистных камер до их заполнения твердеющим материалом.

С этой целью были выполнены лабораторные исследования в лаборатории «Комбинированной открыто-подземной разработки и горного давления» ГВУЗ «Криворожский национальный университет» на моделях в масштабе 1:100 с применением эквивалентных материалов. В результате лабораторных исследований было установлено, что первый этаж целесообразно обрабатывать очистными камерами со сводчатой формой верхней их части.

Радиус свода верхней части очистной камеры при моделировании определяется следующим образом

$$y = \pm \left(2\gamma H \cdot \sqrt[3]{\delta} \right) \cdot \sqrt[4]{ \left(1 - \frac{x^2}{4\gamma^2 H^2 \delta^2 \cdot \sqrt[3]{\delta}} \right)^3 },$$

где x, y – координаты точки свода устойчивого равновесия [5, 6]; y – объемная масса руды, т/м³; H – глубина ведения горных работ, м; δ – коэффициент бокового распора.

Лабораторными исследованиями времени устойчивости потолочины в зависимости от формы очистных камер до начала обрушения потолочин, при различных значениях сопротивления сжатия установлено, что очистные камеры со сводчатой формой потолочин позволяют обеспечить их устойчивость до 14 месяцев. Зависимости изменения временного сопротивления сжатия от времени существования камеры приведены на рис. 2.

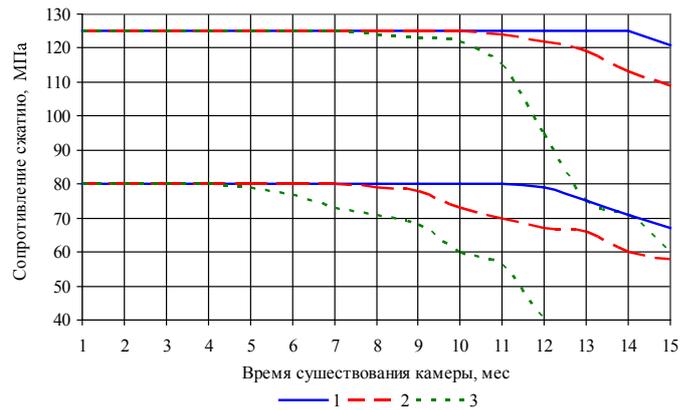


Рис. 2. Зависимости времени стояния очистных камер до начала обрушения потолочин в зависимости от первоначального сопротивления сжатию пород: 1, 2, 3 – потолочина соответственно сводчатой, ромбовидной и прямоугольной форм

Из графиков видно, что временное сопротивление сжатию со временем уменьшается в зависимости от формы очистных камер. Так при начальных значениях сопротивления сжатию 125 и 80 МПа, со временем под действием внешних сил, сопротивление сжатию в целике снижается соответственно до 120-60 МПа и 40-70 МПа, при различных формах очистных камер. Снижение сопротивления сжатию приводит к нарушению прочности целика и со временем он разрушается.

В результате моделирования установлено, что при снижении сопротивления сжатию более чем на 10-20 % происходит интенсивное вывалообразование по контуру очистной камеры и после 8 мес. камера вследствие снижения устойчивости разрушается.

Таким образом, физическим моделированием установлено, что при формировании очистных камер ромбовидной или сводчатой формами потолочин, возможно, обеспечить их устойчивость более чем 15 мес., при этом последняя сохраняет свою устойчивость в течение 20-24 мес.

При отработке природно-бедных руд, расположенных в непосредственной близости от дневной поверхности системами с открытым очистным пространством и последующей закладкой целесообразно применять камеры ромбовидной или сводчатой формами их потолочин в верхней части. Это позволит сохранить дневную поверхность на период очистной выемки, ведение закладочных работ и обеспечить необходимую скорость набора прочности твердеющей закладки без дополнительных упрочняющих компонентов для придания прочности закладки.

На основании полученных результатов исследований разработан вариант этажно-камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства со сводчатой формой ее потолочины (рис. 3).

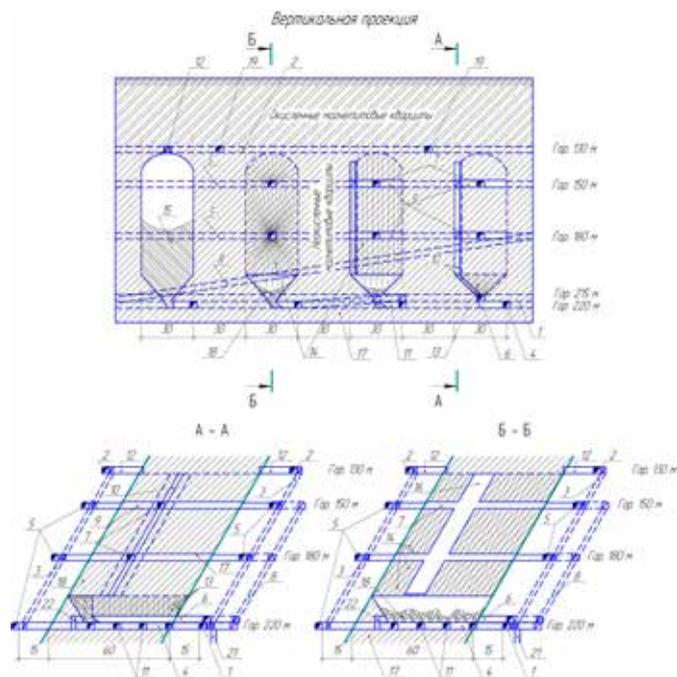


Рис. 3. Этажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства с применением самоходного оборудования для отработки природно-бедных руд, находящихся в близости от дневной поверхности

Сущность предлагаемого варианта системы разработки (см. рис. 3), заключается в следующем: месторождение делится на этажи высотой 75-90 м, а по простиранию на первичные и вторичные камеры шириной 20-30 м. Затем осуществляется подготовка месторождения к выемке запасов путем проходки откаточного (1) и закладочного (2) штреков. Далее проходятся вентиляционно-ходовой восстающий лежачего бока (3) и орты заезды (4). На каждый подэтаж с откаточного горизонта проходят наклонный съезд (8) и вентиляционные подэтажные штреки (5) с подэтажными ортами (6, 9 и 12).

В нижней части блока формируют траншейную подсечку путем разбуривания массива (17) скважинами (13) из орта (6). После образования траншейной подсечки приступают к формированию вертикальной компенсационной камеры путем разбуривания и взрывания восходящих и нисходящих вееров глубоких скважин (14) из отрезного штрека (7). Затем разбуривают рудный массив веерами глубоких скважин из бурового орта (7) самоходными буровыми установками фирм «Atlas Copco» или «Tamrock» [7, 8].

Выпуск и доставка обрушенной рудной массы осуществляется из погрузочных камер (11) самоходными погрузочно-доставочными машинами, которые доставляют и грузят руду в шахтные вагонетки.

После полного выпуска руды очистная камера заполняется твердеющей закладкой (15), которая транспортируется к камерам по закладочному штреку (2) и далее попадает в камеру по закладоч-

ному орту (12).

Отработав и заложив камеры первой очереди, через определенный период времени приступают к выемке аналогичным способом междукамерных целиков с последующим заполнением пустот твердеющей закладкой.

Технико-экономические показатели прямоугольной, ромбовидной и сводчатой форм в верхней части очистных камер, приведены в таблице.

Таблица. Технико-экономические показатели по очистным камерам различной их формы

Наименование показателей	Форма очистной камеры		
	прямоугольная	ромбовидная	сводчатая
Балансовый запас руды в блоке, тыс. т	525,0	380,0	450,0
Извлекаемый запас руды из блока, тыс. т	477,75	346,56	411,75
Удельные затраты подготовительно-нарезных выработок, м/тыс. т	4,7	3,9	3,9
Среднемесячная производительность блока, тыс. т	14,6	16,4	16,7
Время на проведение подготовительно-нарезных работ, мес.	5	4	4
Время на отработку блока, мес.	6	4	5
Содержание железа магнитного, %:			
а) в массиве	25,16	25,16	25,16
б) в добытой рудной массе	24,47	24,51	24,51
Потери руды, %	9,0	8,8	8,5
Засорение руды, %	5,0	4,7	4,7
Себестоимость добычи 1 т руды (франко-люк), USD/т	10,5	9,75	9,3

Из анализа таблицы видно, что из очистной камеры с прямоугольной формы потолочины по сравнению с очистными камерами ромбовидной и сводчатой ее формами извлекается больше балансовых запасов соответственно на 75 и 145 тыс. т. Однако, производительность труда по извлечению руды из камеры очистной камерой прямоугольной формы на 1,8-2,1 тыс. т/мес. меньше, а потери и засорение руды увеличиваются на 0,2-0,5 % и 0,3 % соответственно, при уменьшении содержания железа магнитного на 0,04 %. В результате чего, себестоимость добычи 1 т руды (аранко-люк) возрастает на 0,75-1,2 долл./т по сравнению с аналогичны-

ми показателями камер ромбовидной и сводчатой формами потолочин.

Выводы

При выемке природно-бедных руд, расположенных в непосредственной близости от дневной поверхности, целесообразно отрабатывать первый этаж системой с открытым очистным пространством со сводчатой формой и последующей закладкой, что позволит уменьшить потери руды и снизить затраты на добычу.

Библиографический список

1. Ступник Н. И., Письменный С. В. Физическое моделирование формы компенсационных камер при отработке блоков на больших глубинах / Н. И. Ступник, С. В. Письменный // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – 2012. – Вип. 31. – С. 3-7.
2. Комплексная разработка рудных месторождений. Под ред. А. Д. Черных. – К.: Техника, 2005. – 376 с.
3. Егорочкин А. А., Еженов А. Е. Совершенствование технологии очистной выемки руды с закладкой при отработке крутопадающих рудных тел в сложных горно-геологических условиях / А. А. Его-

рочкин, А. Е. Еженов // Повышение технического уровня горного производства: Труды ВНИИцветмета. Усть-Каменогорск. – 1988. – С. 109-122.

4. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд / Е. Бабець, В. Сакович, С. Сиротюк, В. Цариковський, В. Цариковський, Е. Яценко // Кривий Ріг: ГП НДГРІ, 2010. – 122 с.

5. Определение параметров компенсационной камеры сводчатой формы / С. В. Письменный, В. О. Хивренко, В. А. Сбитнев, Н. В. Полухина // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ. – 2002. – Вып. 79. – С. 48-52.

6. Ступник Н. И., Андреев Б. Н., Письменный С. В. Исследование формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений / Н. И. Ступник, Б. Н. Андреев, С. В. Письменный // Весник Криворожского национального университета. – Кривой Рог. – 2012. – Вып. 32. – С. 3-6.

7. <http://www.atlascopco.com>.

8. <http://www.tamrock.sandvik.com>.

Поступила 15.04.2014



Уважаемый читатель! Вашему вниманию представляется статья известного специалиста в области циклично-поточной технологии, применяемой на глубоких карьерах, Станиславского Леонида Яковлевича, **которому исполнилось 90 лет**. Циклично-поточная технология горных работ впервые была запущена в эксплуатацию в 1971 г. на карьере НКГОКа в соответствии с проектом, разработанным Станиславским Л. Я.

*И что сказать, тебе мой друг?
Ни премий, ни наград за дело не имеешь...
Такой порочный в мире круг...
Но дело ведь по жизни широко шагает!
И, может быть, и в этом счастье ...
И может Бог об этом знает.*

Четверик М. С. /д. т. н./

УДК 622.73: 622.272

Производство

Станиславский Л. Я. /к. т. н./

Эффективность работы дробильной фабрики при циклично-поточной технологии горных работ на глубоких карьерах

Исследовано влияние гранулометрического состава взорванной горной массы на производительность дробилок крупного дробления в карьере на основе анализа 46 взрывов на карьерах Кривбасса. Построены кривые характеристики крупности. Определены средние размеры кусков руды до и после дробления и работа, затрачиваемая в первой стадии дробления в зависимости от среднего размера кусков при различных типах дробилок. Ил. 2. Табл. 5. Библиогр.: 9 назв.

Ключевые слова: эффективность, работа, дробление, циклично-поточная технология

The influence of grain fineness of blasted mined rock on the capacity of preliminary crusher in the open-pit mine on the base of analysis of 46 blasts in open-pit mines of Krivbass is analyzed. Performance curves of coarseness are built. average dimensions of prill before and after crushing are determined. Work, expended on the first stage of crushing, depending on the average dimensions of prill at different types of crushers is estimated.

Keywords: effectiveness, work, crushing, cyclical-and-continuous method

На карьерах Кривбасса применяют циклично-поточную технологию как при добыче руды на глубоких горизонтах, так и для выемки вскрышных пород. На внутрикарьерных перегрузочных пунктах для дробления руды или скальных пород перед ее поступлением на конвейер устанавливают конусные дробилки крупного дробления ККД-1500/180. Производительность конусной дробилки составляет

4 тыс. т в час, а производительность конвейера, используемого в совместном комплексе – 6 тыс. т в час. Поэтому для повышения производительности комплекса при добыче руды по циклично-поточной технологии в корпусе крупного дробления, установленном на концентрационном горизонте, руда крупностью кусков менее 300-400 мм может отделяться на грохотах [1, 2]. Соответственно из-