

ОТРАБОТКА СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ БОГАТЫХ РУД КАМЕРНЫМИ СИСТЕМАМИ РАЗРАБОТКИ

Разработана классификация сложноструктурных залежей и методика расчета определения параметров целиков состоящих из безрудных включений при отработке блоков системами с открытым очистным пространством.

Проблема и ее связь с научной и практической задачей. Криворожский железорудный бассейн обрабатывает залежи богатых и бедных железных руд преимущественно системами разработки с открытым очистным пространством (55%) и с массовым обрушением (45%). Разработки природно-богатых руд осуществляется на глубинах 1135-1315 м, природно-бедных - не превышает 600 м. С понижением горных работ при отработке природно-богатых руд снижаются объемы добычи (1,5-2,5 млн т/год), а также эффективность применяемых систем разработки. Основными показателями эффективности систем разработки являются себестоимость добычи, уровень потерь и засорения руды, удельным объемом проведения нарезных выработок. При отработке железных руд уровень потерь и засорения составляет: при системах разработки с открытым очистным пространством соответственно 5-25% и 9-16%; при системах с обрушением - 14-18,0% и 16,5-18,0%. Качество добытой рудной массы с применением системы разработки с массовым обрушением снижается на 2-3% [1,2].

Анализ исследований и публикаций. Залежи природно-богатых железных руд представлены рудными телами Пятого и Шестого железистыми горизонтами площадью от 50 до 500 м² и мощностью от 20 до 150 м и более. Удельный вес крупных залежей составляет 80% от всей рудной площади в бассейне. Рудные тела месторождений вытянуты в северо-восточном направлении и залегают под углом от 20 до 80 град. с содержанием железа общего в массиве от 36 до 64%. Физико-механические свойства железных руд изменяются в широких пределах. Шахтные поля в основном сложены одной или двумя параллельными залежами, содержащими около 70% запасов всего шахтного поля, другие - более 20 отдельных рудных тел, имеют длину по простиранию от 150 до 500 м с содержанием полезного компонента в массиве от 58 до 64% [2].

Залежи железных руд по залеганию подразделяются на однородные и неоднородные [2,3]. В неоднородных залежах встречаются включения пустых безрудных участков или руды с более низким содержанием качества полезного компонента ($Fe_{общ.} = 6-25\%$). Мощность безрудных участков изменяется от 2-3 м до 6 м, на отдельных участках - 6-10 м. Удельная площадь безрудных участков в пределах этажа (подэтажа) составляет 10...15-18%. Залежи в которых встречаются безрудные участки, как правило, обрабатываются с валовой выемкой.

Постановка задачи. Валовая выемка природно-богатых руд приводит к снижению качества добываемой рудной массы на 3-10 %, что существенно сказывается на отпускной цене товарной продукции, увеличивает затраты на добычу, доставку, подъем добытой рудной массы и ее обогащение.

Таким образом, разработка технологии позволяющей увеличить качество добываемой рудной массы, при отработке залежей с включениями безрудных участков, является важной научно-технической задачей для горнорудных предприятий с подземным способом добычи.

Изложение материала и результаты. Рудные залежи в контексте их структурного строения можно подразделить на 5 классов: I - без включения безрудных участков; II, III и IV - рудный массив содержит наличие соответственно одиночных, двоянных и строенных участков безрудных включений; 5 - рудный массив имеет комбинированные включения безрудных участков, рис. 1.

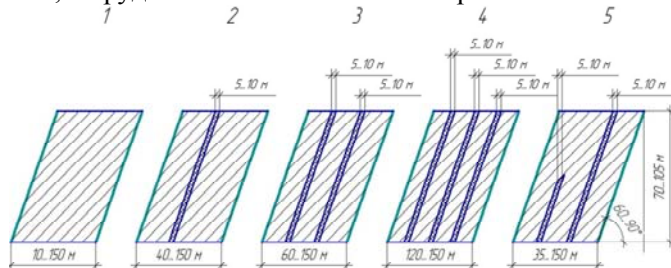


Рис. 1. Структура рудных залежей Криворожского железорудного бассейна

К I классу относятся все одиночные и параллельно-сближенные залежи, которые не содержат включений безрудных участков или мощность безрудных включений между рудными залежами более 15 м. При этом следует учесть,

что параллельно-сближенные залежи обрабатываются обособленно. Ко II классу относятся залежи, имеющие в рудном массиве одно выдержанное безрудное включение мощностью не более 10 м. В III и IV - рудные залежи содержат два и более безрудных включений, при этом расстояние между включениями безрудных участков изменяются от 15 до 35 м и более. V - рудные залежи содержат безрудные включения невыдержанной формы.

На основании выполненных исследований, предложена классификация рудных залежей для Криворожского железорудного бассейна, подлежащих отработке системами с открытым очистным пространством, табл. 1.

Таблица 1

Классификация сложноструктурных залежей Криворожского железорудного бассейна

Наименование	Без включения	Одиночные включения		Сдвоенные включения		Строенные включения	Комбинированные включения	
Класс залежи	I	II		III		IV	V	
Угол падения рудной залежи, град.	45-90	45-60	60-90	45-60	60-90	60-90	45-60	60-90
Мощность рудной залежи, м	10-150	60-150	40-150	80-150	60-150	120-150	35-150	35-150
Угол падения безрудных включений, град.	—	45-90	60-90	45-60	60-90	60-90	45-70	60-90
Мощность безрудных включений, м	—	5-8	5-10	5-8	5-10	5-10	5-8	5-10
Устойчивость рудного массива	+/-	+/-	+/-	+/-	+/-	+/-	+/-	+/-
Устойчивость пород всячего бока	+	+	+/-	+	+	+	+	+/-
Устойчивость пород лежачего бока	+	+/-	+	+/-	+	+	+/-	+
Устойчивость породных включений	—	+	+/-	+	+	+	+	+/-

Примечание: + устойчивые руды или породы; - неустойчивые руды или породы

Отработку железорудных месторождений содержащих включения безрудных участков (2-5 класс) целесообразно применять селективную выемку с оставлением в выработанном пространстве безрудных включений [3]. Это достигается применением камерных систем разработки. Их применение имеет ряд граничных условий, к которым относятся: минимально допустимая мощность безрудных участков и рудной залежи, количество выемочных панелей, толщина наклонного безрудного включения [4].

Минимальная допустимая мощность рудного тела, ограниченного безрудным включением, зависит от технологии подземных горных работ, высоты этажа (подэтажа) и определяется из неравенства

$$m_p \geq (0,1 \dots 0,3) \cdot h \geq 1,5 \cdot W, \quad (1)$$

где m_p - минимально-допустимая мощность рудного тела, расположенного вблизи безрудного включения, м; h - высота этажа, м.

Количество выемочных панелей в очистном блоке, ограниченных вкрест простириания включениями пустых пород, определяется по выражению

$$N = M/n + 1, \quad (2)$$

где N - количество выемочных участков очистного блока, ограниченных вкрест простириания включениями пустых пород; M - горизонтальная мощность рудной залежи, м; n - количество безрудных включений мощностью от 5 до 8...10 м.

Минимально допустимая мощность безрудного включения обуславливается обеспечением целостности наклонного целика, нормальных условий дробления рудного массива и определяется по формуле

$$m_n \geq (1,5 \dots 2,5) \cdot W, \quad (3)$$

где m_n - минимально-допустимая мощность безрудного включения, м; W - линия наименьшего сопротивления при скважинной отбойке, м.

Толщина наклонного безрудного включения, которая обеспечит его устойчивость на пери-

од отработки панели, определяется из условия действия продольных сжимающих усилий P_{np} , при которых не происходит нарушение его сплошности. Боковые усилия P_{δ} , направлены в сторону ранее отработанной камеры, заполненной обрушенными породами [4]. Расчетная формула для определения ширины наклонного междупанельного целика имеет вид

$$b = \frac{P_{i\delta} \cdot \hat{E}_a \cdot \xi \cdot \sqrt{\sigma_{\delta} \cdot h}}{n_{\delta} \cdot \sigma_{\text{нж}} \cdot \sqrt{\hat{E}_{\text{сдв}} \cdot \gamma}} \geq m_n, \quad (4)$$

где P_{np} - продольные сжимающие усилия действующие вдоль плоскости наклонного целика; K_{δ} - коэффициент зависящий от растягивающих напряжений и деформации горных пород; ξ - коэффициент ползучести горных пород; σ_p - предел прочности горных пород на разрыв, кПа; n_{δ} - количество продольных целиков, приходящихся на одну камеру; $\sigma_{сж}$ - предел прочности горных пород на сжатие; $K_{зан}$ - коэффициент запаса устойчивости наклонного целика; γ - объемная масса пород, слагающих наклонный целик, кг/м³.

В случае, когда в целике отсутствуют растягивающие напряжения и деформации то $K_{\delta} = 1,15 \dots 1,41$, если наклонный целик подвержен максимальным деформациям без нарушения его целостности то $K_{\delta} = 1,41 \dots 1,73$, при слоистом трещиноватом массиве с возможным или частичным обвалом целика $K_{\delta} = 1,63 \dots 2,0$, а при возникновении трещин с последующим обрушением $K_{\delta} = 2,0 \dots 2,44$ [5].

Ширина наклонного безрудного целика, определяемая по выражению (4), должна быть в 1,5-2,5 раза больше чем мощность включения безрудного участка. В результате выполненных исследований разработан вариант этажно-камерной системы разработки с обрушением целиков и потолочины.

Отличительной особенностью предлагаемого варианта камерной системы разработки, приведенной на рис.2, от традиционной заключается в следующем. Выемочный блок делится по мощности на выемочные панели. Первый блок ограничен породами висячего бока и висячим боком безрудного включения, последний - висячим боком безрудного включения и лежащим боком. Отработка блока производится выемочными панелями от висячего к лежащему боку.

Панели отрабатываются обособленно этажно-камерной системой разработки с формированием обособленного компенсационного пространства, буровых и приемных горизонтов. Между выемочными панелями оставляется наклонный целик, состоящий из безрудного включения. Наклонные междупанельные целики (безрудные включения) не отрабатываются, а остаются нетронутыми между отрабатываемыми панелями. Отработка рудных целиков и потолочин, производится по традиционной технологии. Результаты расчетов применения усовершенствованной системы разработки по сравнению с традиционными технологиями, приведены в табл.2.

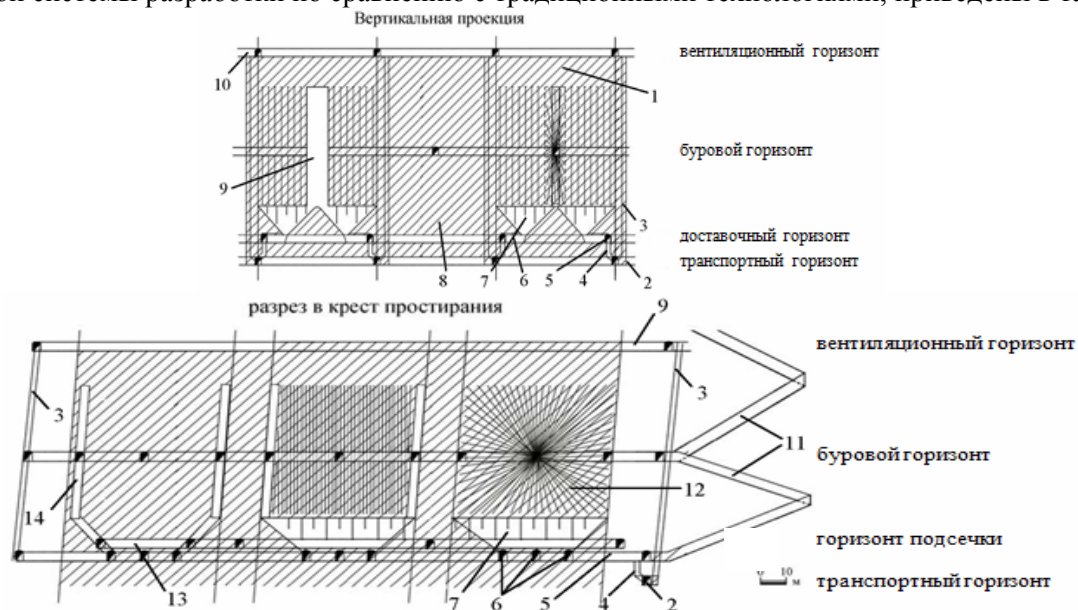


Рис.2. Этажно-камерная система разработки с оставлением безрудных включений в блоке

Этажно-камерная система разработки с оставлением безрудных включений в блоке: 1 - очистной блок I-й очереди (камера); 2 - откаточный штрек; 3,4 - восстающий, соответственно, вентиляционно-ходовой, рудоперепускной; 5,10 - доставочный штрек; 6 - погрузочные камеры; 7 - траншейная подсечка; 8 - очистной блок II -й очереди (междукамерный рудный целик); 9 – вертикальная компенсационная камера; 11 спиральный съезд; 12 веера глубоких скважин массового обрушения массива; 13 - отрезной траншейный орт; 14 - отрезной восстающий.

Таблица 2

Технико-экономические показатели систем разработки при отработке месторождений с включениями безрудных участков

Наименование показателей	Камерная система разработки без обрушения целиков	Система с обрушением руды и налегающих пород	Предлагаемый вариант камерной системы разработки
Запас рудной массы в блоке, тыс т	1206	1206	1008
- запас руды в блоке, тыс т	1008	1008	1008
- запас безрудных включений в блоке, тыс т	198	198	-
Количество безрудных включений, шт.	2	2	-
Количество обрабатываемых блоков (панелей), шт.	1	1	3
Содержание полезного компонента, %:			
- в руде	46,0	46,0	46,0
- в породе	24,0	24,0	24,0
- в включениях безрудных участков	16,0	16,0	-
- в выемочном блоке (панели), %	40,0	40,0	46,0
- в добытой рудной массе, %	38,9	37,6	44,5
Удельный расход подготовительно-нарезных работ, м/тыс т	2,8	3,6	3,8
Выход руды с 1 п м скважины, т/м	21	20	25
Производительность труда рабочего по системе, т/смену	136,2	154,8	155,72
Потери руды, %	10,0	16,0	10,0
Засорение руды, %	7,0	15,0	7,0
Количество добытой рудной массы, тыс т	1084,5	1191,8	975,5

Из табл.2 видно, что при отработке блока камерной системой разработки с отдельной выемкой качество добытой рудной массы повышается от 37,6-38,9 до 44,5%, при этом коэффициент извлечения составляет 0,97, что на 0,07 выше, чем при применении традиционных систем разработки.

Выводы и направление дальнейших исследований. В результате исследований установлено, что формирование целиков состоящих из включений безрудных участков, позволяет повысить содержание железа в добытой рудной массе с 37,6...38,9% до 44,5%, уменьшить затраты на бурение, выпуск и переработку полезного ископаемого. При этом, объем добычи рудной массы уменьшается на 10-18%, что существенно снижает затраты на переработку и транспортирование горной массы.

Список литературы

1. Хивренко В.О. Технологическая классификация сложноструктурных залежей / В.О.Хивренко, В.А.Щелканов // Разраб. рудн. месторожд. Кривой Рог: КТУ. – 2001. – Вып. 76. – С. 26-29.
2. Розробка технологічних схем розкриття, підготовки та очисного виймання для складно-структурних покладів при подальшому відпрацюванні запасів на великих глибинах: Звіт з НДР (заключний) № ГР 0109U002336 / ДВНЗ "Криворізький національний університет. - № 30-84-11. – ДВНЗ "КНУ", 2012. – 306 с.
3. Бизов В.Ф. Патент № 37982А Е 21 С41/16 UA “Спосіб розробки крутоспадних рудних тіл, що містять включення пустих пород”. Бизов В.Ф., Сторчак С.О., Сирічко В.О., Чередніченко О.Е., Гаркуша А.Ф., Вітряк В.О., Плотніков В.Ф., Репін О.Г., Хивренко О.Я., Щелканов В.О., Андреев Б.М., Хивренко В.О. Оpubл.

15.05.2001. Бюл. №4.

4. **Сторчак С.О.** Пат. 62168 UA, МКІ E21C41/06. Спосіб розробки крутоспадних родовищ корисних копалин/**С.О.Сторчак, В.О.Щелканов, Ф.І.Караманіц, Б.М.Андрєєв, В.А.Корж, С.В.Письменний** (Україна); Заявл. 02.01.2003; Опубл. 15.12.2003; Бюл. № 12.

5. **Слесарев В.Д.** Механика горных пород и рудничное крепление. – М.: Углездат, 1948. – 45 с.

Рукопись поступила в редакцию 03.02.14

УДК 622.235

Ю.С. МЕЦ, А.Ю. АНТОНОВ, доктора техн. наук, проф.
Криворожский национальный университет

ЭФФЕКТИВНЫЙ КОМПЛЕКС БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ УСТУПОВ УВЕЛИЧЕННОЙ ВЫСОТЫ

Показана эффективность перехода карьеров с глубиной на применение уступов увеличенной высоты 30-60 м. Разработаны параметры буровзрывных работ для существующего бурового оборудования. На основе созданной математической модели определены значения оптимальных диаметров скважин, удельных расходов ВВ для различных горнотехнических условий. Предложена оригинальная конструкция скважинного заряда.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Разработка железистых кварцитов карьерами Кривбасса в настоящее время ведется на глубине до 300-400 м. В то же время по мере увеличения глубины ведения горных работ происходит уменьшение забойного пространства, в результате чего мощное выемочно-погрузочное оборудование, при заниженных параметрах элементов систем разработки не реализует свои потенциальные технические возможности. Кроме того, относительно малая высота разрабатываемых уступов не позволяет повысить угол откоса рабочего борта карьера, что требует выполнения неоправданно завышенных объемов вскрышных работ. На ряде карьеров ширина рабочих площадок приведена близкой к минимальной (25-35 м), в результате чего резерв повышения угла откоса борта за счет данного фактора также практически исчерпан. Остается наиболее приемлемое решение - переход к ведению горных работ уступами увеличенной высоты.

Анализ исследований и публикаций. В начальный период строительства и эксплуатации карьеров до глубин 100-200 м получило широкое распространение взрывание двоярных и строенных уступов на неподобранный забой [1-7]. На карьерах ЮГОКа, НКГОКа, ЦГОКа, ИнГОКа таким способом отбито и отгружено десятки миллионов м³ горной массы. При этом сократился объем буровых работ, улучшилось качество дробления пород не только за счет оптимизации параметров буровзрывных работ, способов и средств взрывания, но и за счет исключения части массива уступа, где находится забойка, т.е. его «незаряжаемая» часть, являющаяся основным источником выхода негабарита.

При переходе на взрывание высоких уступов успешно решаются проблемы интенсификации выемки полезных ископаемых и создаются условия увеличения крутизны рабочего борта. Установлено также, что резервом повышения эффективности отбойки может служить переход на скважины оптимального диаметра со специальной конструкцией забоечного пространства скважины.

Выбор оптимального диаметра скважин всегда считался крайне важным и в научном, и, особенно, в практическом аспекте, так как с ним связаны задачи выбора оборудования при проектировании горных предприятий, направления конструкторских разработок новой буровой техники. На открытых работах прослеживается тенденция применения скважинных зарядов все больших диаметров - от 100 до 320 мм. На карьерах США и Канады используют скважинные заряды диаметром до 450 мм [8,9].

На карьере ЮГОКа в термобурильных породах бурили скважины термическим способом до 500 мм. Разнообразные применяемые диаметры зарядов чаще всего объясняется наличием оптимального диаметра заряда для конкретных условий, определяемого соответствующими минимальными денежными удельными затратами на разработку данной породы.