

4. Долгіх Л.В., Долгіх О.В. Дослідження методів маркшейдерського контролю обліку об'ємів видобутку корисної копалини і розкривних порід / Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг: КТУ. – Вип. 26, 2010. – С. 72-74.

5. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1988. – 112 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.01.13

УДК 622.275

Н.И. СТУПНИК, д-р техн. наук, проф., С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ПАРАМЕТРЫ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ ВЫЕМКИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ С НАКЛОННЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Приведены результаты исследований по конструированию этажно-камерной системы разработки с наклонными междукамерными целиками и заполнением камер обрушенными породами при подземной отработке железистых кварцитов.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Железные руды Криворожского бассейна представлены двумя типами: богатыми со средним содержанием железа 57,5-59,0% и бедными с содержанием железа 34-35%. Богатые руды добываются подземным способом и далее поступают на металлургические заводы без предварительного обогащения. Бедные руды, так называемые кварциты, добываются открытым способом - карьерами, где они подвергаются обогащению на обогатительных фабриках. До 1990 г. железистые кварциты отработывались подземным способом шахтами "Первомайская-1", "Первомайская-2" и "Гигант-Глубокая". Балансовые запасы железистых кварцитов в полях шахт до глубины 500 м составляют около 10,0 млрд т, а в междурудничных участках около 43,0 млрд т (при бортовом содержании железа магнетитового более 20%).

В полях действующих шахт магнетитовые и железистые кварциты залегают, в основном, в лежачем боку залежей богатых руд. Для добычи кварцитов в полях шахт, где имеются (или возникают) резервы подъемных возможностей, достаточно пройти дополнительно подготовительно-нарезные выработки и восстановить неиспользуемые квершлагги. В результате чего добыча кварцитов может быть начата ниже зоны окисления, т.е. с глубины 300...400 м, [1].

Таким образом, необходимо разработать технологические схемы и системы разработки, которые позволят эффективно добывать бедные руды (кварциты).

Анализ исследований и публикаций. Предложенные технологические схемы совместной разработки предусматривают применение высокопроизводительных систем разработки, минимальное засорение и потери [1-3]. Для отработки богатых руд наиболее перспективными являются системы с обрушением руды и налегающих пород, при которых обеспечивается максимальное извлечение и минимальные потери. Однако, применение систем с массовым обрушением при отработке бедных руд неизбежно приведет к значительному увеличению себестоимости добычи, в основном затраты возрастут на обогащении, а также на подъеме.

Большинство авторов предлагают решать данные вопросы по-разному: вести отработку совместно открытым и подземным способами (уменьшить затраты на транспортирование); применять этажно-камерные системы с закладкой (значительно уменьшив засорение и потери руды); использовать этажно-камерные системы с оставлением целиков (создание камер увеличенного объема сводчатой формы); применение подвижных ограждающих целиков ("плавающих" потолочин). Перечисленные системы разработки имеют как свои достоинства, так и недостатки при отработке кварцитов.

Постановка задачи. Для решения данной проблемы предлагается рассмотреть как вариант для совершенствования камерную систему разработки. Авторами [4], была предложена этажно-камерная система разработки с обрушением налегающих пород и оставлением междукамерных наклонных целиков. Данная система разработки частично лишена значительных потерь и засорения руды при добыче, но параметры ее (ширина наклонных целиков и потолочин) до сих пор не определены.

Изложение материала и результаты. Для увеличения удельного веса камерных запасов предлагается усовершенствованный вариант камерной системы с оставлением наклонных ограждающих междукамерных целиков и заполнением камер обрушенными (вскрышными) породами, рис. 1.

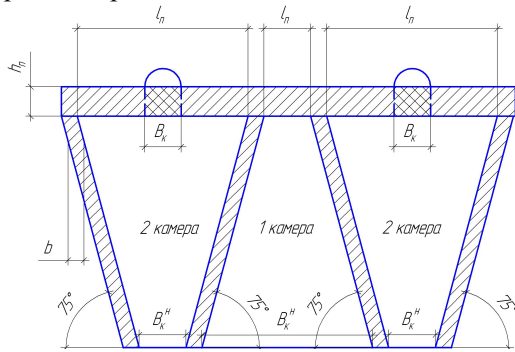


Рис. 1. Расчетная схема по определению целиков

стную камеру. Для увеличения удельного веса камерных запасов, извлекаемых практически без потерь и разубоживания, предлагается оставлять наклонные под углом 75° ограждающие междукамерные целики, предотвращающие попадание обрушенных пород из первичной камеры во вторичную. Безопасная толщина потолочины определяется из условия прочности

$$\sigma_i = M_i / W \leq [\sigma_p] = (100 \cdot f \cdot K_o) / K_{зап}, \quad (1)$$

где σ_i - максимальное напряжение в i сечении потолочины, т/м^2 ; M_i - изгибающий момент в i сечении потолочины; $W_i = h^2/6$ - момент сопротивления сечения, равный для ширины потолочины 1 м; $[\sigma_p]$ - допустимое напряжение пород на растяжение, т/м^2 ; 100 - коэффициент перевода напряжений в т/м^2 ; f - коэффициент крепости пород потолочины; K_o - коэффициент структурного ослабления пород сопротивлению разрыва; $K_{зап}$ - коэффициент запаса устойчивости потолочины.

После преобразования выражения (1) безопасная толщина потолочины определяется из выражения

$$h_{ni} = 0,1 \cdot \sqrt{(6 \cdot |M_i| \cdot K_{зап}) / (f \cdot K_o)}, \quad (2)$$

где h_{ni} - толщина потолочины в i точке, м.

Нахождение изгибающего момента производится по методу сил с учетом действующих нагрузок. Для статически неопределимой балки с жесткой заделкой концов изгибающий момент в общем виде запишется следующим образом:

при $0 \leq z \leq 0,5 \cdot l_n$

$$M_i = \frac{P}{8} (4z - l_n) + \frac{ql_n^2}{2} \left(\frac{z}{l_n} - \frac{z^2}{l_n^2} - \frac{1}{6} \right), \quad (3)$$

при $0,5 \cdot l_n \leq z \leq l_n$

$$M_i = \frac{P}{8} (3l_n - 4z) + \frac{ql_n^2}{2} \left(\frac{z}{l_n} - \frac{z^2}{l_n^2} - \frac{1}{6} \right), \quad (4)$$

где l_n - пролет обнажения потолочины (длина целика), м; P - удельный вес вышележащих пород действующих на потолочину, т/м^2 ; q - суммарная удельная нагрузка от вышележащих пород и веса потолочины, т/м^2 .

Для балки, лежащей на опорах, изгибающий момент в общем виде определится по формулам

при $0 \leq z \leq 0,5 \cdot l_n$

$$M_i = \frac{P}{2} z + \frac{ql_n^2}{2} \left(\frac{z}{l_n} - \frac{z^2}{l_n^2} \right), \quad (5)$$

при $0,5 \cdot l_n \leq z \leq l_n$

$$M_i = \frac{P}{2}(l_n - z) + \frac{ql_n^2}{2} \left(\frac{z}{l_n} - \frac{z^2}{l_n^2} \right). \quad (6)$$

В расчетах толщина балки, рассчитанная по максимальным растягивающим напряжениям, принимается одинаковой по всей длине. Эквивалентный пролет потолочины определяется по выражению [5], м

$$l_n = a \cdot b / \sqrt{a^2 + b^2}, \quad (7)$$

где a и b - длина и ширина камеры в верхней части блока.

Из теории горного давления, подтвержденной практикой горных работ известно, что обрушение породного массива над выработанным пространством вне зависимости от условий закрепления потолочины чаще всего наблюдается над центральной его частью и имеет сводообразную форму.

В качестве нагрузки, действующей на потолочину, приняты: распределенная нагрузка от собственного веса потолочины q_1 и вышележащих налегающих пород P . Суммарная распределенная нагрузка q , действующая на потолочину запишется в виде, т/м²

$$q = q_1 + P = H_{нор} \cdot \gamma_n + h_n \cdot \gamma_p, \quad (8)$$

где $H_{нор}$ - высота налегающих пород или высота свода динамического равновесия, м; $\gamma_{нор}$ и γ_p - соответственно объемный вес разрыхленных вышележащих пород и непосредственно потолочины, т/м³.

Учитывая что в средней части потолочины возникают максимальные растягивающие напряжения, разрушающие потолочину, расчет опасного пролета обнажения в верхней части потолочины определяем по теории проф. Слесарева В.Д. из выражения, м

$$B_k = K_\delta \cdot \xi \sqrt{\sigma_p \cdot h_n / \gamma}, \quad (9)$$

где K_δ - коэффициент зависящий от растягивающих напряжений и деформации; ξ - коэффициент ползучести; σ_p - предел прочности пород на разрыв, кПа; γ - объемный вес породы слагающего целик, кг/м³.

В случае, когда в потолочине отсутствуют растягивающие напряжения и деформации то $K_\delta = 1,15-1,41$, если потолочина подвержена максимальным деформациям без нарушения ее целостности то $K_\delta = 1,41-1,73$, при слоистом трещиноватом массиве с возможным или частичным обвалом потолочины $K_\delta = 1,63-2,0$, а при возникновении трещин с последующим обрушением $K_\delta = 2,0-2,44$, [6]. С целью повышения надежности существования потолочины, введем в уравнение (1) коэффициент запаса прочности $K_{зан}$. После этого уравнение (9) принимает вид, м

$$B_k = K_\delta \cdot \xi \sqrt{(\sigma_p \cdot h) / (K_{зан} \cdot \gamma)}, \quad (10)$$

В соответствии с уравнением (10) были выполнены расчеты по определению пролета обнажения потолочины для железных руд с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М.Протодяконова $f = 8 \dots 14$ при изменении толщины потолочины от 15 до 31 м с коэффициентом запаса прочности $K_{зан} = 2$. Угол наклона боковых стенок камер β_n принят в расчетах равным 75°. Результаты расчетов представлены на рис. 2.



Рис. 2. Зависимость изменения ширины опасного пролета обнажения от толщины потолочины и коэффициента крепости пород

Из графика приведенного на рис.2 видно, что с увеличением толщины потолочины от 15 до 31 м максимальный опасный пролет обнажения в потолочине увеличивается от 3,7 до 7,2 м, тем самым увеличивая вероятность ее разрушения.

Толщина МКЦ определялась из условия выдерживания продольных сжимающих усилий $P_{пр}$, без нарушения сплошности целика, и боковых усилий P_δ , без деформаций целика в направлении ранее отработанных камер, заполненных пустыми породами. Расчетная формула для определения ширины продольных междукамерных целиков имеет вид

$$b = \left(P_{пр} \cdot K_\delta \cdot \xi \sqrt{(\sigma_p \cdot h) / (K_{зан} \cdot \gamma)} \right) / (n_y \cdot \sigma_{сж}), \quad (11)$$

где P_{np} - продольные сжимающие усилия действующие вдоль плоскости целика, n_u - количество продольных целиков, приходящихся на одну камеру, $\sigma_{сж}$ - предел прочности горных пород на сжатие.

Допустимая боковая нагрузка P_b на междукамерные целики определялась из условия, чтобы она не превышала бокового отпора на эти же целики со стороны обрушенных пород, заполняющих камеры 1^й очереди. В этом случае боковая нагрузка P_b может рассматриваться, как сжимающая нагрузка $\sigma_{сж}$, которая может быть приложена к сыпучему материалу, заполняющему камеры первой очереди, в случае разрушения МКЦ и их смещения от нагрузки P_b в сторону засыпки. Расчетные значения нагрузки на МКЦ приведены ниже.

H , м	P , кПа	P_{np} , кПа	P_b , кПа
1300	390	336,5	100,75
1400	420	362,3	108,5
1500	450	388,2	116,25
1600	480	414,1	124,0
1700	510	440,0	131,75
1800	540	465,9	139,5

Из таблицы видно, что с увеличением глубины разработки вертикальные напряжения увеличиваются прямопропорционально. Необходимая величина боковой нагрузки, способная привести к уплотнению материала засыпки камер первой очереди и уменьшению его коэффициента разрыхления $k_{pд}$ под влиянием давления, может быть определена из уравнения (12), увязывающего между собою коэффициент разрыхления, силы давления и физические свойства материала засыпки, доли ед.

$$k_{pд} = k_{p,сmp} - a_f \lg(\sigma_{сж} / \sigma_{сmp}), \quad (12)$$

где $k_{p,сmp}$ - коэффициент разрыхления при нагрузке, соответствующей структурной прочности $\sigma_{сmp}$ сыпучего материала; $\sigma_{сж}$ - сжимающая нагрузка, приложенная к сыпучему материалу; a_f - коэффициент сжимаемости, характеризует уплотняемость обрушенной руды под влиянием приложенной нагрузки

Следует учесть, что коэффициент разрыхления пород $k_{pд}$, которыми заполнены камеры первой очереди, не превышает на момент засыпки значений 1,5-1,6. Со временем плотность засыпки пород в камере увеличивается, а коэффициент разрыхления соответственно снижается до 1,35-1,45. Как показывают расчеты даже при максимально разрыхленной породе засыпки крепостью $f = 8$ для ее уплотнения давление $\sigma_{сж}$ должно быть не менее 128,5 кг/см², что примерно равно расчетному максимальному боковому давлению P_b на МКЦ. Следовательно, силы бокового распора пород засыпки не будут препятствовать даже самому малейшему боковому смещению МКЦ и тем самым, не будут препятствовать его разрушению.

Таким образом, ширину целиков определяется по выражению (11) при этом минимально допустимая ширина целиков из условия сохранения их целостности при скважинной отбойке руды в камерах второй очереди должна быть больше, м

$$B_u \geq 1,5 \cdot W_\sigma \cdot K_{зан}, \quad (13)$$

где W_σ - линия наименьшего сопротивления при скважинной отбойке с учетом действующих напряжений в массиве, м.

Таким образом, в методике, используя методы сопротивления материалов для расчета толщины потолочины над камерами, определяющими величинами ее толщины в сечениях приняты: на краях - значения полученные при расчете потолочины как балки, защемленной по торцам; в средней части пролета - значения полученные при расчете потолочины как балки лежащей на двух опорах.

Выводы и направление дальнейших исследований. В результате выполненных исследований установлено, что применение наклонных целиков позволяет уменьшить их ширину на 20-35%, тем самым увеличить количество добываемой рудной массы без значительных потерь и засорения.

Список литературы

1. Ступнік М.І. Комбіновані способи подальшої розробки залізорудних родовищ Криворізького басейну / М.І.Ступнік, С.В.Письменний// Гірничий вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 95(1). – С. 3-7.

2. Андреев Б.Н. Технические решения по строительству и эксплуатации подземного рудника в условиях Анновского карьера ОАО «СевГОК»/ Б.Н.Андреев, С.В.Письменный, Н.Б.Андреев, И.А.Письменный, С.Е.Сергиенко, И.Г.Калапуц, А.И.Ваховский // Разраб. рудн. месторожд. Кривой Рог: КТУ. – 2006. – Вып. 88. – С. 66-72.

3. Письменный С.В. Обработка крутопадающих месторождений железистых кварцитов подземным способом под внутренними отвалами большой емкости / С.В.Письменный // Збірник наукових праць «Школа підземної розробки». – Дніпропетровськ: НГУ, 2007. – С. 285-291.

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. Цариковский В.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки рудниках Кривбасса / В.В.Цариковский, В.В.Сакович, А.В.Недзвецкий и др.// Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 76 с.

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

Рукопись поступила в редакцию 16.04.13

УДК 622.235: 622.271

В.М. ЗДЕЩИЦ, В.Д. СИДОРЕНКО, доктори техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЯВЛЕННЯ ПІДЗЕМНИХ ПОРОЖНЕЧ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНОГО СЕЙСМІЧНОГО ПРОФІЛЮВАННЯ

Розглянутий метод спектрального сейсмічного профілювання, який дозволяє визначити неоднорідності та порожнечі в гірському масиві. Наведено результати вимірювань стану гірського масиву під автодорогою.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Упродовж понад двох століть із надр міста Кривий Ріг (Україна) було «вийнято» близько трьох мільярдів тонн багаті руди і в десятки разів більше залістистих кварцитів. Порівняно з минулим темпи видобування корисних копалин виросли в рази. Лише за останні десятиріччя підприємства горно-металургійного комплексу міста переробили близько 500 млн т.

Природно, що внаслідок промислової діяльності регіон отримав низку серйозних екологічних проблем. За час видобування відбулися істотні зміни геологічних та гідрологічних станів навколишнього середовища. Причин безліч: шахти, кар'єри, відвали і шламосховища.

Крім того, Криворізька структура належить до зони так званого Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, який практично досягає мантиї Землі. Ця геологічна система має вельми складну будову, зумовлену різними тектонічними процесами. Що стосується безпосередньо Кривого Рогу: місто побудоване на шести плитах жорстких кристалічних порід, які у свою чергу розбиті тріщинами на дрібніші брили, «пов'язані» між собою вельми відносно. Кожна брила являє собою окреме фізичне тіло, здатне рухатися у всіх напрямках самостійно. На сьогодні зміщення, що відбуваються в надрах криворізької геологічної структури, складають декілька міліметрів на рік. Єдине, що зв'язує брили разом, це своєрідні заціпи. Незначні коливання земної кори в будь-який момент можуть їх розірвати, генеруя порожнечі.

На фоні тектонічних процесів набирають активності інші небезпечні приповерхові геологічні процеси, наприклад, провали або обвали ґрунту. У центрі міста, щонайменше, є три небезпечні ділянки, які у будь-який момент можуть обвалитися.

Є всі підстави вважати, що цей процес продовжиться, адже старі шахтні тунелі під містом провокують обвали.

Побічно створюючи відвали (навколо Кривого Рогу за весь час видобутку руди нагромадилося близько 7 млрд т «пустої» породи), ставки-накопичувачі, шламосховища, які у свою чергу мільярдотонно давлять на геологічну структуру, ми маємо повну невизначеність щодо місцезнаходження порожнин. Витік води з ставків-накопичувачів і шламосховищ спричиняє утворення нових карстових пустот.

Необхідно підкреслити, що запобігти новим провалам складно, оскільки залишається невідомим, скільки ще старих шахтних тунелів знаходиться під землею. Доведеться, по-перше, скласти карту всіх шахт, що існували в регіоні, тобто детально вивчити історичні архіви.