

УДК 622.2.001.57: 622.268.8

Н.И. СТУПНИК, С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, кандидаты техн.наук, доц.,
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФОРМЫ КОМПЕНСАЦИОННЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ БЛОКОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Выполнено физическое моделирование компенсационных камер различной формы при подземной разработке залежей в Криворожском железорудном бассейне в сложных горно-геологический условиях на больших глубинах, в результате которого получены зависимости изменения деформаций вокруг камер от приложенной внешней нагрузки.

Проблема и ее связь с научной и практической задачей. Общие запасы железных руд в Украине составляют примерно 23,2 млрд т, из них порядка 60-70 % приходится на долю Криворожского региона. В Криворожском железорудном бассейне удельный вес природно богатых железных руд с содержанием железа до 60-62 % составляет около 40-50 % от общих запасов. Железные руды расположены в породной толще шириной 1-2 км, вытянутой в северо-восточном направлении на 100 км. На начало 2012 г. в Криворожском бассейне действует восемь шахт с подземной добычей железных руд. Из общего объема добычи сырой руды в Украине на долю Кривбасса приходится более 80 % при этом подземным способом добывается более 30 %.

При отработке железных руд Криворожского бассейна подземные горные работы приближаются к уровню предельной глубины подъема 1500-1800 м, однако запасы разведанны до глубины 2 км и более, табл.1 [1].

Таблица 1

Глубина ведения горных работ на железорудных предприятиях с подземным способом добычи

Название предприятия	Шахта	Глубина ведения горных работ, м	Разведанные запасы до глубины, м	Применяемые системы разработки
ПАО "Евраз Сухая Балка"	Юбилейная	1260	2060	п/э обрушение, камерные с обрушением целиков
	им. Фрунзе	1135	1500	
ПАО "Кривбассжелезрудком"	Родина	1315	1765	п/э обрушение
	Октябрьская	1190	2015	п/э обрушение, камерные с обрушением целиков
	им. Ленина	1275	1955	камерная с обрушением руды и налегающих пород
	Гвардейская	1270	1990	
ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог"	им. Артем-1	1135	-	п/э обрушение

Согласно данных геологоразведки, значительная часть запасов, как бедных, так и богатых руд, залегает до глубины 2500 м. Отработка этих запасов возможна лишь многоступенчатым подъемом. Переход на многоступенчатый подъем неизбежно приведет к увеличению затрат на добычу полезного ископаемого, что может существенно снизить конкурентоспособность добываемого сырья. Разработка эффективной технологии добычи полезного ископаемого на больших глубинах и повышение качественных показателей добываемой рудной массы во время очистных работ является первоочередной проблемой.

Анализ исследований и публикаций. Изменение горнотехнических условий подземной разработки приводит к ухудшению условий очистной выемки, а также к перераспределению напряжений и увеличению горного давления по отдельным выемочным участкам. Интенсивность проявлений горного давления зависит главным образом от глубины разработки и от объема вовлекаемых в обрушение пород. Наиболее интенсивно проявляется горное давление в центральной части рудных залежей, где формируется зона концентрации повышенных напряжений [2-4]. Перенапряжение пород приводит к смятию рудного массива, а также к разрушению пройденных в нем выработок, усложняются условия выпуска и доставки руды, [5]. Рост напряженности горного массива приводит к снижению его устойчивости. Нередко наблюдается скалывание и сдвигание рудного массива на границах с отработываемым и отработанным участками месторождения, что усложняет подготовку блока и отработку новых панелей.

Вследствие этого качество дробления обрушенной руды ухудшается, неравномерность дробления увеличивается, потери и засорение руды при выпуске возрастают [6].

Потери руды при подземной разработке наносят невосполнимый ущерб всей отрасли уменьшая подготовленные к выемке запасы, увеличивая затраты на разведку месторождения, строительство и подготовку новых горизонтов, поддержание выработок, разбуривание и обрушение рудного массива. Засорение руды снижает ее металлургическую ценность, что является чрезвычайно нежелательным в условиях рыночных отношений, увеличивает дополнительную загрузку транспорта, за счет перевозки засоряющих пород, повышает затраты на обогащение и металлургический передел, а так же снижается объем добытой чистой руды.

Рядом авторов [7,8] прогнозируются значительные проявления горного давления, на шахтах Криворожского железорудного бассейна на глубинах свыше 1600 м, при этом не исключаются динамические удары. Разработка теоретических основ оптимизации процессов выпуска обрушенной руды в условиях значительных проявлений горного давления является крупной научно-технической проблемой при подземном освоении запасов.

Постановка задачи. Эффективный выпуск обрушенной руды зависит от ряда влияющих факторов: способ отбойки, режим выпуска, параметры и расположение компенсационных камер (отрезных щелей), системы разработки. Исследованиями [1] было установлено, что увеличение параметров компенсационной камеры приводит к увеличению объема чистой руды, что, соответственно, улучшает качество добываемой рудной массы.

При отбойке массива широкое применение нашли вертикальные, горизонтальные и наклонные компенсационные камеры, однако их устойчивость не всегда обеспечивается при больших обнажениях. Уменьшение объема компенсационных камер обеспечивает их устойчивость, но тем самым ухудшает показатели выпуска руды. Формирование компенсационной камеры сводчатой формы позволяет, увеличив объем, обеспечить ее устойчивость, а также улучшить общие показатели выпуска за счет более качественного дробления.

Изложение материала и результаты. Для определения устойчивости компенсационных камер в условиях проявлений горного давления были проведены лабораторные эксперименты с использованием эквивалентных материалов. Подбор эквивалентных материалов выполнялся на основании теории подобия. При моделировании процессов деформаций и напряженного состояния пород, вызванных этими деформациями, определяющими критериями подобия при подборе эквивалентных материалов являлись: предел прочности на сжатие; объемный вес; модуль упругости; коэффициент Пуассона и модуль сдвига.

Временное сопротивление исследуемых образцов на сжатие выполняли в соответствии с принятым международным стандартом на определение прочности пород при одноосном сжатии. Устанавливали изготовленный и обработанный образец и к нему прикладывали нагрузку, непрерывно повышая ее до момента разрушения образца. Определение упругих свойств эквивалентного материала производилось статическим методом на образцах с размерами 50×50×100

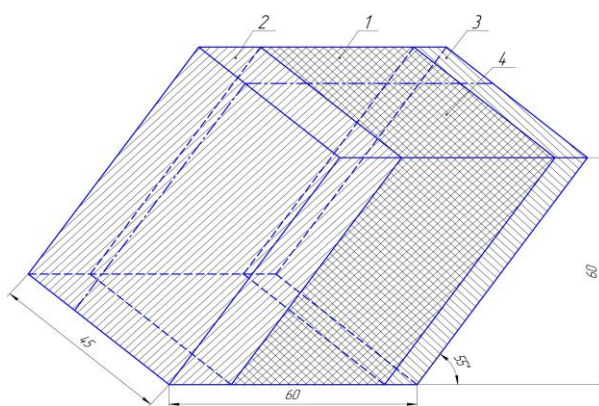


Рис. 1. Общий вид объемной модели: 1,2,3 – эквивалентный материал имитирующий физические свойства соответственно богатой руды и пустых пород всячего и лежащего боков

мм. Отношение высоты образца к длине ребра основания должно быть не менее 2, поскольку при таком соотношении в средней части образца формируется равномерное одноосное напряженное состояние. Измерение деформаций образцов для вычисления показателей его деформируемости производят с помощью тензометрических устройств.

Модуль упругости E и коэффициент поперечных деформаций μ вычисляли по формулам, кг/см²

$$E = (KP)/(\xi_1 S), \quad \mu = \xi_2 / \xi_1,$$

где K - коэффициент тарирования тензометров; P - нагрузка на образец, кг; S - площадь образца; ξ_1, ξ_2 - продольные и поперечные относительные деформации образца.

Модуль сдвига определяли расчетным

путем по выражению, кг/см²

$$G = E/2(1 + \mu).$$

Для определения наиболее устойчивой формы компенсационной камеры были смоделированы компенсационные камеры трех типов: горизонтальная, вертикальная и сводчатая.

Моделирование проводилось следующим образом. В деревянный ящик длиной 60 см шириной 45 см и высотой 60 см закатывался слоями эквивалентный материал с физико-механическими характеристиками руды и породы, см.рис. 1. Передняя стенка модели выполнена из стекла. От рудной залежи с висячего и лежачего бока формировали пустые породы, с крепостью пород в натуре соответственно 8 и 14 по шкале профессора М.М. Протодяконова.

После того, как материал застывал и набирал необходимый предел прочности, в моделируемом рудном массиве вырезались соответствующие компенсационные камеры, рис.2*а,г,ж*. Параметры камер, приведены в табл. 2.

Таблица 2

Исходные данные для моделируемого объекта

Компенсационная камера	Объем компенсационной камеры, м ³	Параметры компенсационной камеры, м			Коэффициент крепости		Устойчивость	Моделируемая глубина разработки, м
		длина	ширина	высота	руды	породы		
Горизонтальная	6125	35	30	7	10	8/14	средняя	1500
Вертикальная	6125	35	7	30				
Сводчатая	6125	35	17	23				

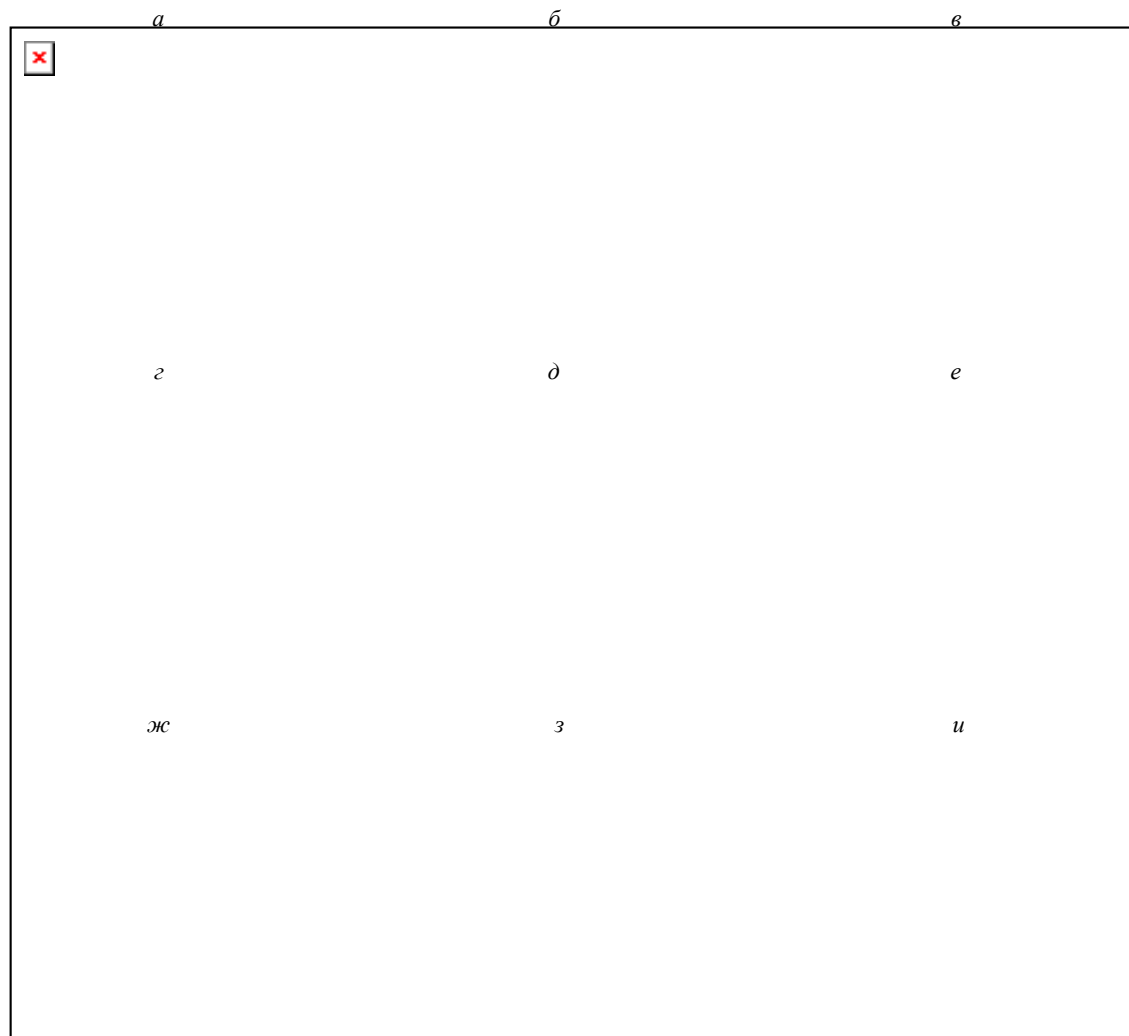


Рис. 2. Стадии моделирования устойчивости компенсационных камер: *а, б, в, г, д, е, ж, з, и* - стадии моделирования; *1* - компенсационная камера; *2* - контур проектируемого блока; *3* - модель; *4* - эквивалентный материал; *5* - граница контура зоны пониженного и повышенного напряжения; *6* - обрушенный эквивалентный материал

Основным количественным параметром, влияющим на устойчивость камер принимали их объем, который был равен в трех моделируемых вариантах. Устойчивость компенсационных

камер уточняли по методике НИГРИ [9].

Объем компенсационной камеры сводчатой формы определяем по интегральному выражению, м³

$$V = \pm L \int \left(2\sqrt[3]{P_z P_e^2} \right) 4 \sqrt{\left(1 - x^2 / 4\sqrt[3]{P_z^2 P_e} \right)^3},$$

где L - длина компенсационной камеры, равная длине блока по простиранию, м; P_r, P_v - радиусы горизонтального и вертикального максимально допустимых обнажений компенсационной камеры; x - текущая координата свода.

В процессе моделирования модель нагружали внешней нагрузкой с помощью установки УММ-50, фиксировали ее в течение 1 месяца и определяли с помощью тензодатчиков деформации происходящие в эквивалентном материале вокруг компенсационных камер.

Эксперимент выполнялся по следующей схеме: образец сверху изначально нагружали массой 3000 кг (0,8 кг/см²) затем увеличивали нагрузку на 1000 кг (0,28 кг/см²) через 3-5 дней до тех пор, пока не начинался процесс деформации в массиве. Полученные в результате лабораторных экспериментов изменения деформаций в процессе нагружения массива приведены на графике, рис.3.

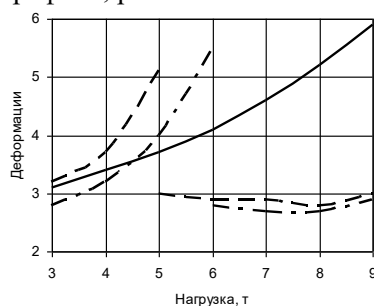


Рис. 3. Зависимость изменения деформаций от увеличения внешней нагрузки на модель вокруг компенсационных камер при их существовании 3 мес.: сплошная линия - сводчатой формы, пунктирная - горизонтальной; штрихпунктирная - вертикальной

Из графика, приведенного на рис. 3, видно, что с увеличением нагрузки деформации увеличиваются до предельной величины. После разрушения массива, деформации над компенсационной камерой стабилизируются.

В процессе увеличения нагрузки, визуально наблюдалось скалывание материала по контуру камеры. Разрушение происходило в зонах пониженных действующих напряжений вокруг камер. При увеличении нагрузки в 1,5-2,0 раза деформации достигали максимальных значений $5,1 \dots 5,6 \cdot 10^{-2}$ мм соответственно при горизонтальной и вертикальной компенсационных камерах, после чего эквивалентный материал вокруг камер разрушался образуя свод устойчивого равновесия, см.рис. 2б,д,з. С дальнейшим увеличением нагрузки с 5000...6000 до 9000 кг деформации составляют $2,7 \dots 3,0 \cdot 10^{-2}$ мм, при этом наблюдались частые сколы материала вокруг вертикальной и горизонтальной компенсационных камер.

Моделирование сводчатой формы компенсационной камеры показало, что с увеличением нагрузки в 2,5-3,0 раза ее устойчивость сохраняется, при этом более активно увеличивается зона деформаций по контуру камеры, частично изменяя ее форму. Так, при плавном увеличении нагрузки до 9000 кг, деформации достигли $5,9 \cdot 10^{-2}$ мм, а частичное разрушение камеры происходило в средней части компенсационной камеры.

Разрушение компенсационной камеры сводчатой формы происходит после увеличения массы приложенной на модель в размере 12000 кг. Как показало моделирование на компенсационную камеру возможно воздействие данной нагрузки после 6-8 месяцев существования обнажения. Учитывая, что срок службы компенсационной камеры обычно до 2-3 месяцев, вероятность возникновения данных нагрузок вокруг камеры невелика. Однако, данные нагрузки могут возникать при динамическом ударе.

При моделировании динамического удара модель нагружали до значений 800 г/см² и давали ей отстояться 7 дней, после чего резко увеличивали внешнюю приложенную нагрузку в 1,5-2,0 раза и возвращали внешнюю нагрузку в исходное нагружение 800 г/см². При резком увеличении внешней нагрузки на модель в 1,5-2,0 раза горизонтальная и вертикальная компенсационные камеры были полностью разрушены, при этом деформации массива распространились за пределы проектируемого (отрабатываемого) участка, рис. 2в,е. В реальных же условиях, глубокие скважины вблизи компенсационных камер были бы разрушены и потеряны. Выпуск горной массы сопровождался бы с большими затратами на вторичное дробление, а доработка блока осуществлялась бы с увеличенной себестоимостью добычи.

В случае моделирования горного удара с компенсационной камерой сводчатой формы,

наблюдалось незначительное скалывание горного массива с боков выработки, при этом в верхней части свода камера и массив остались не деформированными, рис. 2и.

Выводы и направление дальнейших исследований. Формирование компенсационных камер сводчатой формы, позволит успешно отрабатывать месторождения в условиях горных ударов. Однако, учитывая, что компенсационная камера претерпела изменений, необходимо определить более устойчивую форму камеры, при которой затраты на ее формирование не будут превышать затрат при формировании существующих компенсационных камер.

Список литературы

1. **Ступник Н.И., Письменный С.В.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды / **Н.И.Ступник, С.В.Письменный** // Вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 30. – С. 3-7.
2. **Булат А.Ф., Курносоев А.Т.** Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов / **А.Ф.Булат, А.Т.Курносоев** // – К.: Наукова думка, 1987. – 200 с.
3. **Баклашов И.В., Картозия Б.А.** Механические процессы в породных массивах / **И.В.Баклашов, Б.А.Картозия** // М.: Недра, 1986. – 272 с.
4. **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** Добыча богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт Криворожского бассейна / **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** // Горный журнал, 1986. – №11. – С. 20-25.
5. **Цариковский В.В., Булат А.Ф., Приходченко В.П.** Контроль процессов разрушения руд Кривбасса геофизическими методами для повышения эффективности их отработки / **В.В.Цариковский, А.Ф.Булат, В.П.Приходченко** // Сб. научн. трудов НИГРИ. – Кривой Рог: НИГРИ, 1998. – С. 21-24.
6. **Хомяков В.И., Петек В.В., Вольдман Д.И.** Пути снижения потерь и разубоживания руды при подэтажном обрушении / **В.И.Хомяков, В.В.Петек, Д.И.Вольдман** // Горный журнал, 1988. – №1. – С. 35-37.
7. **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** Уровень удароопасности пород на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / **В.Ф.Лавриненко, В.И.Лысак** // Разраб. руд. месторожд. - К.: Техніка, 1991. - Вып. 52. – С. 30-36.
8. **Усаченко Б.М.** Свойства горных пород и устойчивость горных выработок / **Б.М.Усаченко** // – К.: Наукова думка, 1997. – 116 с.
9. **Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзвецкий А.В.** Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса / **В.В.Цариковский, В.В.Сакович, А.В.Недзвецкий и др.** – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 76 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.01.12

УДК 622.271

В.Г. БЛИЗНЮКОВ, д-р техн. наук, проф., И.В. БАРАНОВ, ассистент,
А.В. САВИЦКИЙ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИСКЛЮЧЕНИЕ СУБЪЕКТИВНЫХ ФАКТОРОВ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ В СОСТАВЕ ГОКОВ

Доказано влияние договорных факторов на цену товарной продукции, что делает неточным применение существующих методов определения конечных контуров карьеров, разработана методика, которая позволяет привести цены по стоимости одного процента железа в тонне концентрата и избежать влияния субъективных факторов при определении границ открытых горных работ.

После перехода горнодобывающих предприятий с государственной формы собственности в частную перед новым владельцем возникает постоянная необходимость оценки возможностей сырьевой базы для дальнейшего развития предприятия. Поэтому исследования, направленные на определение перспективных контуров карьера сохраняют свою актуальность. Одним из основных параметров при проектировании открытых горных работ являются границы карьера. Экономическая эффективность и срок работы предприятия, полнота использования запасов полезных ископаемых и объемы инвестиций прямо зависят от границ открытых горных работ. Цена товарной руды (продукции), которая зависит от ее качества всегда определяла границы открытых горных работ. Однако на различных горнодобывающих предприятиях товарная продукция одного и того же качества может иметь различную цену реализации, что в свою очередь может внести ошибку при определении конечных контуров карьеров.

Поэтому необходима разработка эффективного метода определения конечных контуров железорудных карьеров, находящихся в составе ГОКов, который позволит избежать влияния, субъективного фактора на цену концентрата.

Значительные достижения в отечественной теории проектирования границ открытых горных работ принадлежат В.В. Ржевскому, В.С. Хохрякову, А.И. Арсентьеву и В.Г. Ближнему