

УДК 622.274.53

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

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВАРИАНТЫ ДАЛЬНЕЙШЕЙ ОТРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИСТЕМАМИ С МАССОВЫМ ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ

Предложена технология подземной разработки железорудных месторождений Криворожского железорудного бассейна в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах.

Для производителей стали в Восточной Европе железорудное сырье Украины считается традиционным. Если в недавнем прошлом потребности удовлетворялись за счет внутреннего производства и импорта из Швеции и бывшего СССР, то в настоящее время этот рынок все больше завоевывается рудой из Бразилии, в которой намечается существенное расширение мощностей. Наибольшие проблемы со сбытом будут иметь экспортеры из стран СНГ, предлагающие сырье соответствующего качества по более высоким ценам [1].

Количество добываемой подземным способом железной руды по горнорудным предприятиям Днепропетровского региона приведено на рис. 1.



Рис. 1. Удельный вес добычи железной руды в зависимости от применяемой системы разработки приведены в табл. 2.

В Криворожском железорудном бассейне добывается около 70 % товарной железной руды Украины.

Затраты на добычу железорудного сырья в Криворожском бассейне с каждым годом увеличиваются. В основном это связано с увеличением глубины разработки месторождений, а также с применением традиционных систем разработок, табл. 1. Их недостатком являются значительные: удельные затраты на проходку и поддержание подземных горных выработок, потери и засорение руды, табл. 2.

Основными технологическими показателями эффективности горного производства являются качество добываемой рудной массы, уровень потерь руды и ее засорения пустыми породами, а также удельный объем проходки подготовительных и нарезных выработок. Потери и засорение руды при добыче подземным

Таблица 1

Глубина ведения и производственная мощность железорудных предприятий с подземным способом добычи

Название предприятия	Шахта	Глубина, м		Годовая производительность шахты, млн т	Система разработки
		разработки	разведанных запасов		
ПАО "Евраз Сухая Балка"	Юбилейная	1260-1180	2060	3,33	подэтажное обрушение, камерные с обрушением целиков
	им. Фрунзе	1135-1060	1500		
ПАО "Кривбассжелезрудком"	Родина	1315-1240	1765	5,57	подэтажное обрушение этажно-камерная, подэтажно-камерная камерная и с обрушением руды и налегающих пород
	Октябрьская	1190-1115	2015		
	им. Ленина	1275-1200	1955		
	Гвардейская	1270-1190	1990		
ПАО "ЦГОК"	им. Орджоникидзе	527	-	1,60	камерная
Арселор-Миттал	им. Артем-1	1135-1060	-	1,33	подэтажное обрушение
ПАО "ЗЖРК"	Эксплуатационная	640-740, 740-840	1600	4,50	этажно-камерная с закладкой

Из табл. 2 следует, что отчетные показатели потерь и засорения руды составляют соответственно 15-17 % и 10-14 %. Повышенные потери и значительное разубоживание приводят к

досрочной отработки горизонтов и увеличению удельного объема горно-капитальных работ по подготовке новых горизонтов, а также к снижению отпускной цены.

Таблица 2

Технико-экономические показатели систем разработок применяемых в Кривбассе

Наименование показателей	Этажно-камерная система				Подэтажно-камерная система	Подэтажное обрушение
	итого	в том числе				
		камерный запас	МКЦ	потолочины		
Удельный вес в годовом объеме, %	35,0	-	-	-	20,0	45,0
Удельный объем подготовительно-нарезных выработок, м/т.т	1,9 - 3,0	-	-	-	2,5 - 4,5	3,0 - 5,0
Потери руды, %	16,4	4,0	27,9	42,9	15,9	14,7
Засорение руды, %	13,0	9,6	23,0	11,2	11,4	6,5

В Криворожском бассейне до глубины 2000 м балансовые запасы богатых железных руд превышают 1 млрд т. Свыше 50 % общих запасов сосредоточено в залежах мощностью от 20 до 100 м. Рудные тела залегают под углом от 45 до 65°.

Физико-механические свойства богатых руд изменяются в широких пределах. Запасы руд с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f=3\div 4$ составляют 24,6 %, $f=5\div 6$ - 51,1 %, $f=7\div 10$ - 16,6 % и с $f=11$ и выше - 7,7 %. С глубиной крепость богатых руд существенно уменьшается, что приводит к ухудшению условий ведения горных работ на больших глубинах.

Отработка месторождений производится, как правило, различными вариантами камерных систем разработки и подэтажного обрушения (см. табл. 1). Они характеризуются повышенными потерями руды у лежачего бока, значительным засорением руды со стороны неустойчивого висячего бока (см. табл. 2).

Проблемой снижения потерь и засорения руды при подземной разработке занимались на протяжении многих лет большое количество ученых. Однако на данном этапе развития горнодобывающей промышленности до сих пор остается нерешенной.

Было установлено [2], что при понижении горных работ свыше 1500 м при разработке месторождений традиционными системами разработки возможны горные удары. В связи с этим, научно-техническая задача по совершенствованию технологии отработки мощных залежей богатых железных руд на больших глубинах с углом падения залежи 45-60°, обеспечивающей снижение потерь, трудоемкости работ и повышения качества добытой рудной массы является актуальной проблемой.

При разработке железорудных месторождений подземным способом для снижения потерь руды и повышения качества в добытой рудной массе были предложены различные варианты систем разработки: камерные, с формированием подвижных монолитных перекрытий, бесцеликовая выемка, селективная выемка. При этом отработка блоков производится в две и более очереди, что снижает интенсивность отработки месторождения, увеличивает сроки существования обнажений. Данные варианты систем разработок позволяют в значительной мере снизить потери и засорение обрушенной руды, однако себестоимость добычи полезного ископаемого, затраты на поддержание горных выработок увеличиваются.

Для снижения потерь и засорения руды был предложен вариант системы подэтажного принудительного обрушения с защитным слоем переизмельченной руды на контакте с обрушенными породами, рис. 2.

Сущность данной системы разработки заключается в следующем. Обрабатываемый блок делится на два технологических участка: *I* - предназначенный для массового обрушения рудного массива; *II* - создание защитного слоя из переизмельченной руды.

На контакте обрушаемой руды и вмещающими породами (у висячего бока рудной залежи) проходится дополнительно буровой штрек *1*, служащий для создания защитного слоя. Со стороны лежачего бока защитный слой переизмельченной руды создается путем разбуривания массива руды у висячего бока залежи веерами глубоких скважин *2*. Для создания защитного слоя над основным запасом рудного массива в верхней части блока, используются ранее пройденные выработки вышележащих горизонтов *3,4*.

Обрушение основного запаса рудного массива производится на сформированную компен-

сационную камеру в центре блока, после чего, с замедлением взрывают веера глубоких скважин у всячего бока и над обрушенным блоком.

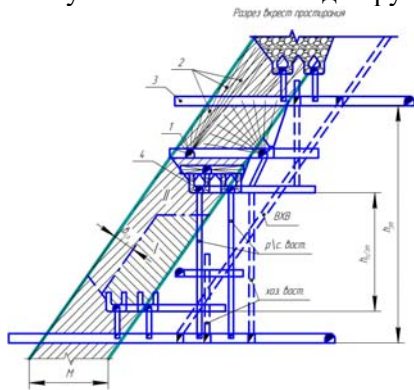


Рис. 2. Система разработки подэтажного принудительного обрушения с применением защитного слоя обрушенной руды: 1 - буровой штрек; веера глубоких скважин для создания переуплотненного слоя руды; 3 - ортзаезд вышележащего горизонта; 4 - горизонт скреперования

При этом следует учитывать, что при отбойке массива на зажатую среду, основополагающим параметром является оптимальная мощность отбиваемого слоя.

Выполненными исследованиями установлено, что смещение зажимающего материала после взрыва первого ряда скважин составляет 2,0-2,5 м и достигает 3,0 м при взрывании 4-5 рядов скважин [3]. При средней крепости руды и мощных залежах уплотнение массива происходит на ширину до 5-10 м.

Для формирования защитного слоя параметры буровзрывных работ (линию наименьшего сопротивления и расстояние между концами скважин) необходимо уменьшить на 15-20 % по сравнению с таковыми при массовой отбойке основного массива. Перенасыщение взрывчатим веществом рудного массива периферийной зоны блока неизбежно приведет к дополнительному уплотнению первоначально отбитой рудной массы на 3-5 м. Мощность отбиваемого слоя руды у всячего бока и в верхней части обрушенного массива зависит от коэффициента первичного разрыхления основного массива и коэффициента его уплотнения [5]. Таким образом, мощность защитного слоя руды после ее отбойки с учетом подвижки зажимающей части основного массива определяется из выражения, м

$$l_{сл} = b_{сл} + \Delta t = b_{сл} \left(2 - K_{р1} / K_p \right), \quad (1)$$

где $b_{сл}$ - мощность отбиваемого слоя руды, м; Δt - толщина слоя подвижки основной части отбитого массива; $K_{р1}$ - коэффициент первичного разрыхления для переуплотненного слоя (принимается 1,2).

Выпуск обрушенной руды начинает производиться с первого ряда выпускных отверстий, расположенных у лежачего бока, и продолжается до тех пор, пока эллипсоид разрыхления не внедрится в защитный слой обрушенной руды (что составляет 15-20 % от основного запаса выемочного блока). При выпуске руды в обрушенном массиве формирование зоны разрыхления происходит по известным теориям выпуска [4]. После того, как эллипсоид разрыхления начнет внедряться в защитный переизмельченный слой руды, малая полуось эллипсоида разрыхления будет увеличиваться. Это приводит к уменьшению потерь руды в мертвой зоне у лежачего бока и увеличит общую зону выпуска. После этого выпуск обрушенной руды производится равномерно-последовательно из последующих пар дучек.

Исследования показали, что разубоживание зависит в основном от соотношения крупности пустых пород, толщины защитного слоя, а также коэффициента первичного разрыхления руды и почти не зависит от высоты выпускаемого слоя. При равном соотношении диаметра куса переуплотненного слоя разубоживание начинается уже после выпуска 32 % чистой руды и достигает 59 % при извлечении 74 % рудной массы. При увеличении соотношения диаметра среднего куса до 0,5 разубоживание начинается после выпуска 89 и 96 % чистой руды, при этом разубоживание составляет соответственно 9 и 4 %.

Однако недостатком данной технологии является большое количество выработок и повышением трудоемкости работ при создании горизонтальной подсечки, а так же ухудшается дробление основного массива руды. Наиболее оптимальным является создание вертикальной компенсационной камеры, но на больших глубинах (свыше 1500 м) в условиях проявления горных ударов удержать ее будет довольно сложно.

Для этого предлагается формировать компенсационную камеру сводчатой формы, которая максимально приближена к гранично-допустимому устойчивому контуру свода естественного равновесия параболической формы [6]. Создание компенсационной сводчатой формы позволяет увеличить объем компенсации на 10-20 % с устойчивыми ее параметрами, а соответственно и объем чистой руды, извлекаемой без дополнительного засорения, рис. 3.

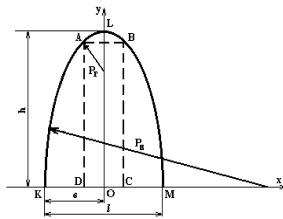


Рис. 3. Схема для определения параметров компенсационной камеры сводчатой формы

Определение устойчивых параметров компенсационной камеры базируется на показателях устойчивости массива P_v и P_h , являющихся радиусами кривизны вертикального и горизонтального сводов устойчивого равновесия. Контур компенсационной камеры описывается двумя сочлененными кривыми, соответственно с радиусами P_v и P_h , центры которых находятся на ее вертикальной и горизонтальной осях, (см. рис. 3).

Параметры компенсационной камеры сводчатой параболической формы определяются системой уравнений

$$\begin{cases} e = 2\sqrt[3]{P_v^2 P_h}, \\ h = 2\sqrt[3]{P_v P_h^2}, \end{cases}$$

где h и e - вертикальная и горизонтальная полуоси кривой, максимально приближенной к контуру свода устойчивого равновесия параболической формы, м; P_v, P_h - радиусы горизонтального и вертикального максимально допустимого обнажений компенсационной камеры параболической формы, м.

Исходя из того, что свод имеет параболическую форму, то переменные x и y (высота и половина ширины параболы, см. рис. 3) определяются по выражению

$$\begin{cases} x^2 = -2P_v(y - h), \\ y^2 = -2P_h(x - h). \end{cases}$$

Исходя из этого, объем компенсационной камеры сводчатой формы в диапазоне $-e < x < e$ из условия устойчивости определяют по интегральному выражению, м³

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

где L - длина компенсационной камеры, равная мощности месторождения, м; P_v, P_h - радиусы горизонтального и вертикального максимально допустимых обнажений компенсационной камеры; x - текущая координата параболы.

В результате сравнения технологий были получены следующие технико-экономические показатели по вариантам систем разработки, табл. 3.

Таблица 3

Технико-экономические показатели по вариантам систем разработки

Наименование показателей	Система разработки подэтажного обрушения		
	традиционная	с защитным слоем	
		горизонтальной подсечкой	компенсационной камерой сводчатой формы
Балансовый запас руды в блоке, т	420746	420746	420746
Количество добытой рудной массы из блока, т	410961	398577	401538
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м/т.т	4,3	4,9	4,5
Выход руды с 1 м скважины:			
а) при образовании компенсационного пространства, т	12,9	12,9	14,3
б) при массовом обрушении массива, т	18,4	18,4	19,5
в) при формировании переуплотненного слоя, т	-	10,2	10,2
Производительность труда, т/смену:			
а) на отбойке руды	1052	973	1032
б) на доставке руды	509	492	509
в) по системе разработке	52,1	49,9	51,7
Содержание железа, %:			
а) в массиве	62,0	62,0	62,0
б) в добытой рудной массе	59,20	60,03	60,40
Потери руды, %	16,0	14,60	12,2
Засорение рудной массы, %	14,0	9,85	8,0
Себестоимость добычи 1 т руды по системе, грн.	21,56	22,04	21,67

Таким образом, за счет изменения технологических факторов можно снизить потери и повысить качество извлекаемой рудной массы, а также устойчивость компенсационной камеры.

При этом параметры сводчатой компенсационной камеры на больших глубинах требуют более детального исследования. Как видно из табл. 3, наиболее предпочтительным является вариант системы разработки с защитным слоем переизмельченной руды у всячего бока и верхней части блока, позволяющий увеличить качество добытой рудной массы по сравнению с традиционной системой разработки на 0,83 % при горизонтальной подсечке и на 1,2 % при компенсационной камере сводчатой форме.

Список литературы

1. **Гири́н В.С., Кравцов Н.К., Витряк В.А.** Пути совершенствования качества металлургического сырья на шахтах Кривбасса / В.С.Гири́н, Н.К.Кравцов, В.А.Витряк // Разраб.руд.месторожд. - Кривой Рог: КТУ. - Вып. 70, 2000. - С. 10-13.
2. **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. - Вып.52, 1991. - С. 30-36.
3. **Чернокур В.Р., Шкробко Г.С., Шелегеда В.И.** Добыча руд с поэтажным обрушением / В.Р. Чернокур, Г.С. Шкробко, В.И. Шелегеда. - М.: Недра, 1992. - 271 с.
4. **Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д.** Теория и практика обрушенной руды / Г.М. Малахов, В.Р. Безух, П.Д. Петренко. - М.: Недра, 1968. - 311 с.
5. **Ступник Н.И.** Система поэтажного обрушения с переуплотненным слоем руды / Н.И. Ступник // Сб.науч.тр. - Кривой Рог: ГП "НИГРИ", 2011. - С.51-56.
6. **Сторчак С.А., Письменный С.В., Сбитнев В.А.** Повышение качества рудной массы при поэтажном обрушении, за счет технологических факторов / С.А.Сторчак, С.В.Письменный, В.А.Сбитнев // Качество минерального сырья. Сб.науч.трудов. - Кривой Рог, 2002. - С.70-74.

Рукопись поступила в редакцию 17.10.11

УДК 621

В.М. ПОРЕВ, канд. техн. наук, Інститут зелевпорядкування та інформаційних технологій, Київ

ДЕЯКІ ОЦІНКИ МОДЕЛІ РОЗПОВСЮДЖЕННЯ НА ОСНОВІ КЛІТИННИХ АВТОМАТІВ

Виконано аналіз моделі розповсюдження на основі клітинних автоматів для опису процесів забруднення навколишнього середовища.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Забруднення навколишнього середовища є однією з основних проблем сучасного існування людства. Моделювання розповсюдження різноманітних забруднень у просторі, яке дає можливість оцінити рівень небезпеки, є актуальним і вимагає постійного вдосконалення науково-практичних методик.

Аналіз досліджень та публікацій. Відомі методики опису та розрахунків розповсюдження забруднень [2,4,5,6,8]. В них описуються моделі оцінки концентрацій забруднень або розмірів зон забруднень. Наприклад, у методиці РД 52.04.253-90 описуються розрахунки розмірів зони небезпечного забруднення після вибуху, форма та розміри зони залежить від швидкості вітру і окреслюється як коло, напівколо або круговий сектор [5]. У методиці ОНД-86 надані оціночні формули на основі експоненційного розподілу і зони окреслюються еліпсами [6]. Одним з перспективних напрямків моделювання процесів розповсюдження (дифузії, переносу) є метод кінцевих елементів, і зокрема, клітинні автомати [1,7,9].

Постановка завдання. Визначити та проаналізувати характеристики моделі розповсюдження на основі метода кінцевих елементів і апарату клітинних автоматів.

Викладення матеріалу. Розповсюдження забруднення у просторі можна представити як перенос часток речовини від одних елементів дискретного об'єму до інших. Моделювання може виконуватися в об'ємі або на площині. Введемо поняття кубу та матриці розсіювання (рис. 1,2).

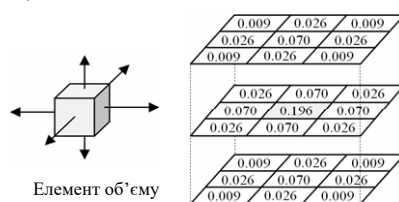


Рис. 1. Куб розсіювання 3×3×3

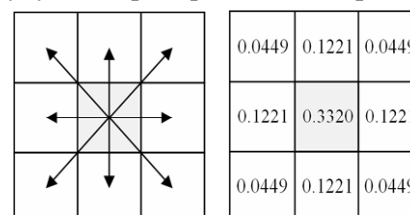


Рис. 2. Матриця розсіювання 3×3