

УДК 622.2

Н.И.СТУПНИК, д-р техн. наук, проф., С.В.ПИСЬМЕННЫЙ, канд. техн. наук, доцент

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

## **ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

*Приведены результаты исследований изменения качества железной руды в добытой рудной массе при отработке сложноструктурных залежей подземным способом.*

*Наведено результати досліджень якості залізної руди в рудній масі, що видобувається підземним способом при розробці складноструктурних покладів.*

*The research results of iron ore quality changes in the produced ore mass at mining of complex structural deposits using underground methods have been shown.*

В Криворожском железорудном бассейне сосредоточено более 32,2 млрд. т железистых кварцитов, которые в настоящее время разрабатываются открытым и подземным способами. Открытым способом отработываются залежи природно-бедных руд (магнетитовых кварцитов), а подземным природно-богатых руд (железные руды). Месторождения железистых кварцитов представлены одиночными, параллельно-сближенными, крупноблочными рудными телами состоящие из сложноструктурных залежей на отдельных участках.

### **Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.**

Применительно к горно-геологическим условиям Криворожского железорудного бассейна мы можем определить сложноструктурные залежи как залежи железных руд с невыдержанным контуром рудного тела различной структуры и текстуры, содержащие безрудные или рудные включения, которые технологически и экономически не целесообразны для отработки подземным способом по сравнению с основным рудным массивом.

Анализ проектно-технической документации показал, что запасы в сложноструктурных залежах составляют 5-12% от общего объема запасов железных руд.

Сложноструктурные залежи, как и основные рудные тела, отработываются буровзрывным способом. На открытых горных работах управление качеством обрушенной горной массы при разработке сложноструктурных залежей достигается разделением природно-бедной руды и пустой породы непосредственно в забое. На подземных работах выполнить в блоке разделение богатой и бедной руды при выпуске технологически

невозможно. Это неизбежно приводит к добыче горной массы с пониженным содержанием полезного компонента, вследствие чего увеличиваются затраты на добычу и переработку полезного ископаемого, а в ряде случаев отработка сложноструктурных залежей становится нецелесообразной.

Таким образом, совершенствование технологии отработки сложноструктурных залежей железных руд подземным способом, позволяющей повысить содержание железа в добытой горной массе без последующего ее обогащения, является одной из главных научно-технических задач при разработке месторождений Криворожского железорудного бассейна.

**Анализ исследований и публикаций.** В многочисленных исследованиях технологии подземной отработки месторождений Криворожского железорудного бассейна, выполненными Малаховым Г.М., Капленко Ю.П., Щелкановым В.А., Лавриненко В.Ф., Дедюлиным В.В., Рымарчуком Б.И., Андреевым Б.Н., Цариковским В.В., Калининченко В.О., Хивренко О.Я. и др., было предложено большое количество технологических решений, разработаны методики по определению показателей извлечения, параметров конструктивных элементов систем разработки, режимов выпуска руды, доставки, отбойки [1-8]. Однако, технологии отработки сложноструктурных залежей исследовались недостаточно.

Повысить эффективность отработки сложноструктурных залежей железных руд, возможно за счет применения высокоэффективных ресурсосберегающих технологий с использованием самоходного оборудования и селективной отработки запасов, которые в комплексе позволят улучшить количественные и качественные показатели добычи.

Щелканов В.А. и Хивренко О.Я. предложили вариант селективной отработки сложноструктурных рудных залежей системой с обрушением руды и налегающих пород [9-11]. Сущность варианта заключалась в поэтапной отработке рудной залежи: I – отбойка запасов руды, расположенной между висячим боком и безрудным включением с дальнейшим ее выпуском; II – разбуривание безрудного включения и перемещение его в сторону висячего бока силой взрыва; III – отбойка и выпуск оставшейся руды, находящейся у лежащего бока.

Расчеты показывают, что такое технологическое решение повышает содержание железа в добытой рудной массе на 1,5%, увеличивает потери руды до 3%, удельный расход взрывчатых веществ на отбойку на 0,2-0,5 кг/т.

**Постановка задачи.** Изложенное выше обуславливает необходимость разработки технологии подземной отработки сложноструктурных залежей, обеспечивающей в проектных контурах блока улучшение качественных и количественных показателей добытой рудной массы в процессе очистных работ.

**Изложение материала и результаты.** Для разработки эффективного варианта системы разработки необходимо классифицировать сложноструктурные залежи Криворожского железорудного бассейна.

Нами была предложена классификация сложноструктурных залежей Криворожского железорудного бассейна, которая позволила в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий разработать следующие варианты систем разработки: этажно-камерная с оставлением целиков, подэтажное принудительное обрушение руды и налегающих пород с формированием очистной камеры параболической формы [12, 13].

Если сложноструктурная рудная залежь включает в себя пропласток устойчивых пород с мощностью 7-12 м, для отработки основного запаса предложен вариант этажно-камерной системы с оставлением целиков (рис. 1).

Отработка блока осуществляется от висячего к лежащему боку в две очереди. В первую очередь отрабатываются запасы у висячего бока, а во вторую очередь – у лежащего.

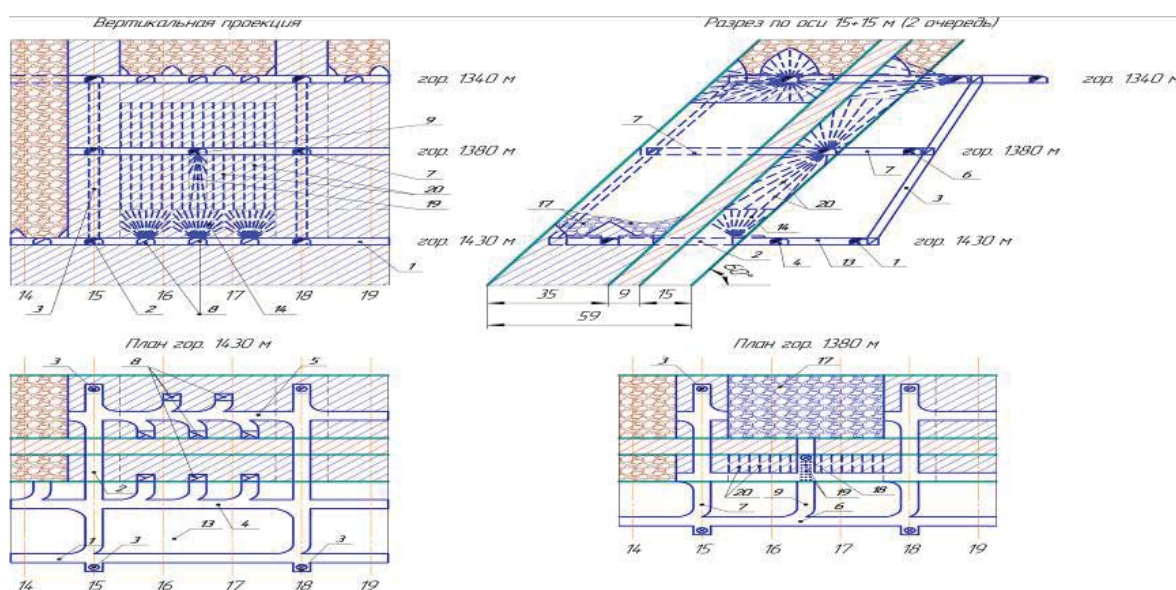


Рис. 1. Этажно-камерная система разработки с оставлением целиков

Месторождение по простиранию делят на очистные блоки шириной 50-100 м. Подготовка блока первой очереди отработки выполняется с применением самоходного оборудования и включает проходку откаточного орта 2 и вентиляционных восстающих 3 (см. рис.1). Из откаточного орта 2 проходят погрузочные штреки 4 и 5, откаточный штрек 1 с погрузочным штреком 4 соединяют сбойкой 13.

На горизонте 1380 м производится проходка вентиляционных выработок: штрек 6 и орты 7, которые сбиваются с вентиляционными восстающими 3 у висячего бока. На откаточном (гор. 1430 м) и буровом (гор. 1380 м) горизонтах параллельно выполняются проходческие работы по формированию погрузочных камер 8, отрезного орта 9 и бурового штрека 10. У висячего бока формируют отрезную камеру 11 и отрезной восстающий 12.

По центру блока 1-й очереди отработки выполняют разворот воронок на гор. 1430 м путем разбуривания и взрывания глубоких скважин 14. По-

сле образования подсечки формируют компенсационную камеру шириной 10 м путем поочередного взрывания глубоких скважин 15 на отрезной восстающей и выпуском отбитой руды через погрузочные камеры 8.

Взорванная горная масса отгружается в подземные автосамосвалы или думпкары и далее транспортируется к стволу. После выпуска обрушенной руды 17 приступают к отработке запасов у лежащего бока рудной залежи.

Проходка горных выработок и погрузка отбитой горной массы производится самоходным оборудованием фирм "Atlas Copco" или "Tamrock".

Технология отработки запасов блока камер 2-й очереди существенно не отличается от отработки камеры 1-й очереди. Однако, в случае, когда мощность очистного блока меньше 15 м, вместо компенсационной камеры формируют в средней части блока отрезную щель шириной 4-7 м.

Для условий, когда горизонтальная мощность безрудного включения изменяется от 4 до 7 м и породы неустойчивые, разработан вариант системы с массовым обрушением руды и налегающих пород (рис. 2).

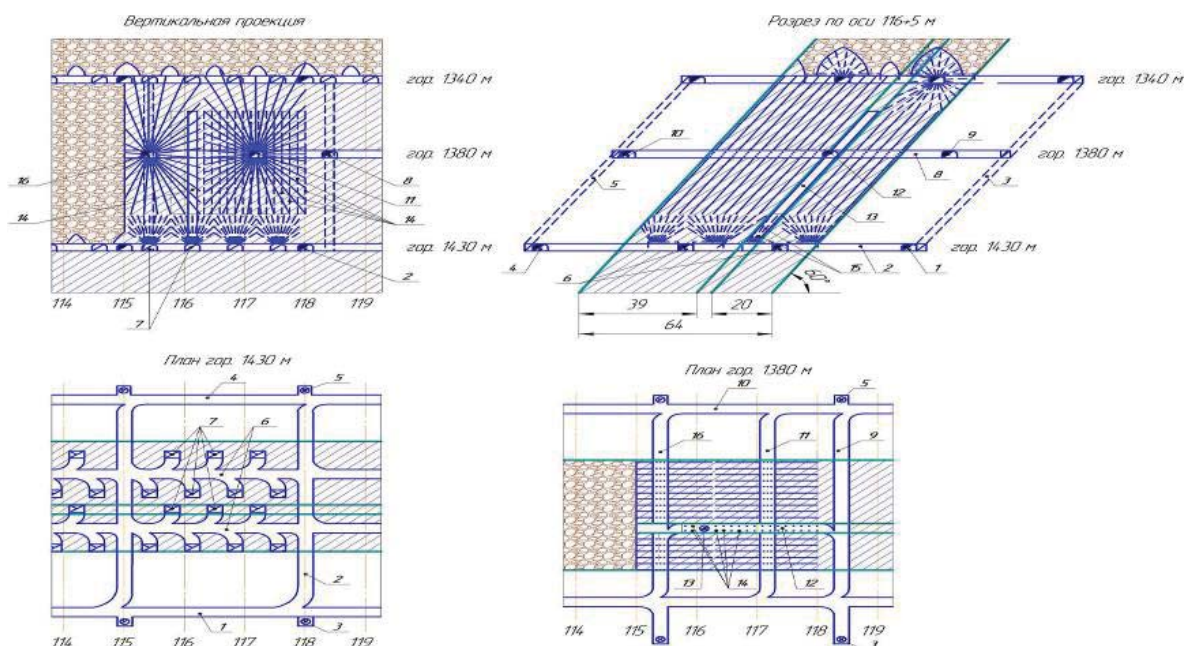


Рис. 2. Система этажного принудительного обрушения с формированием отрезной щели в безрудном включении и применении самоходной техники

Перед началом отработки месторождение по простиранию делят на очистные блоки по 50-100 м каждый. Далее приступают к подготовке блока путем проходки погрузочного орта 2 из откаточного штрека 1. С вышележащего горизонта приходят вентиляционные восстающие 3. При мощности рудной залежи более 40 м висячем боку рудной залежи проходят вентиляционный штрек 4, который сбивают с вентиляционным восстающим.

Нарезка блока осуществляется путем проведения на гор. 1430 м погрузочных штреков 6 и погрузочных камер 7. На гор. 1380 м проходят вентиляционные штреки со стороны лежачего 9 и висячего 10 боков от рудной залежи и буровой орт 11. При мощности породного прослойка менее 7 м отрезной орт 12 и отрезной восстающий 13 проходят непосредственно по безрудному включению.

Отработка блока осуществляется следующим образом: из отрезного орта 12 и на гор. 1430 м из погрузочных камер 7 бурят глубокие скважины 14 и 15. Поочередным взрыванием глубоких скважин 14 формируют отрезную щель по простиранию.

Далее выполняют разбуривание рудного массива из бурового штрека 11 и вентиляционного штрека 16. На сформированную отрезную щель отбивают массив руды у лежачего бока, оставляя в верхней части целик (потолочину). После выпуска обрушенной руды обрушают оставшийся массив одновременно с потолочиной.

Выпуск производится в погрузочных камерах 7 погрузочно-доставочными машинами и последующей перегрузкой в подземные автосамосвалы или думпкары.

Для предложенных вариантов систем отработки сложноструктурных рудных залежей выполним расчетное определение содержания железа и коэффициентов извлечения по существующим методикам.

Определим содержание железа в добытой рудной массе для традиционных систем разработки при отработке сложноструктурных рудных залежей по зависимости

$$q_{p.m} = q - (q - r) \cdot R, \% \quad (1)$$

где  $q_{p.m}$  – содержание полезного компонента в добытой рудной массе, %;  $q$  – содержание полезного компонента в массиве, %;  $r$  – содержание полезного компонента во вмещающих породах, %;  $R$  – засорение полезного компонента при добыче, %.

Содержание железа в добытой рудной массе для предлагаемых систем разработки при отработке сложноструктурных рудных залежей определяем по выражению

$$q_{\sum p.m} = \frac{B_{p1} \cdot q_{p.m1} + B_{p2} \cdot q_{p.m2} + B_{p3} \cdot q_{p.m3}}{B_{\text{бл}}}, \% \quad (2)$$

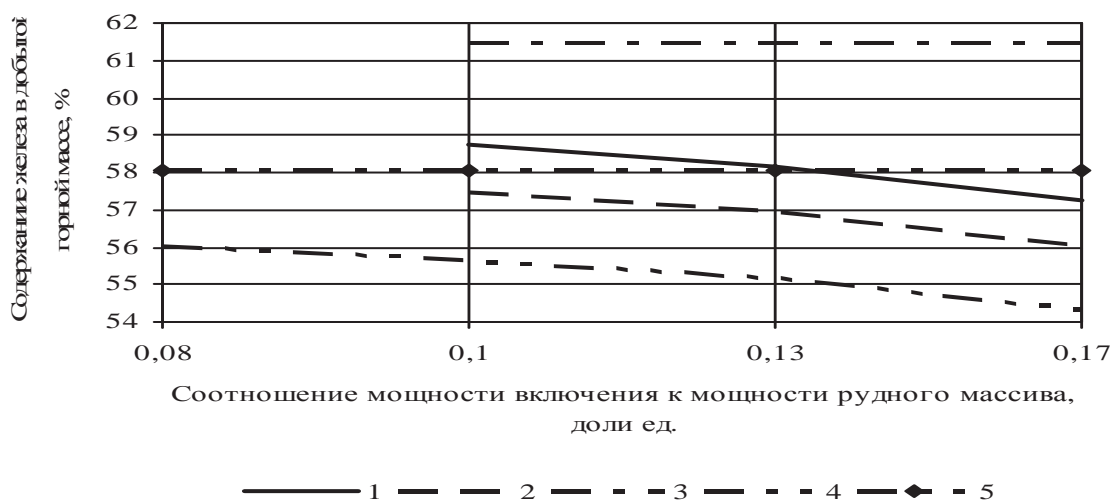
где  $M_i$  – мощность рудного тела с соответствующим содержанием полезного компонента, м.

Результаты расчетов приведены на рис. 3.

Из графиков, приведенных на рис. 3 видно, что при валовой выемке с уменьшением соотношения безрудного включения к рудному массиву с 0,17 до 0,10 среднее содержание железа в добытой рудной массе увеличивается: с 57,24 до 58,77% при системах с открытым очистным пространством и оставлением целиков, с 56,02 до 57,47% при системах с открытым очистным пространством и отработкой целиков системами с обрушением

руды и налегающих пород, с 54,32 до 55,67% при системах с массовым обрушением руды и налегающих пород.

При отработке сложноструктурных залежей предложенными нами системами разработки среднее содержание железа в добытой рудной массе остается постоянным и составляет 61,45 и 58,04% соответственно при применении этажно-камерной системы разработки с оставлением целиков и системой с массовым обрушением руды и налегающих пород.



*Рис. 3. Зависимости содержания железа в добытой горной массе от соотношения мощности включения к рудной залежи и применяемой системы разработки:*

1 - Этажно-камерная с оставлением целиков (валовая отработка); 2 - Этажно-камерная с отработкой целиков (валовая отработка); 3 - Этажно-камерная с оставлением наклонных или горизонтальных целиков (селективная отработка); 4 - Подэтажное принудительное обрушение руды и налегающих пород (валовая отработка); 5 - Подэтажное принудительное обрушение руды и налегающих пород с параболической формой камеры (селективная отработка)

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Применение разработанного варианта этажно-камерной системы по сравнению с традиционным позволяет повысить среднее содержание железа в добытой рудной массе на 2,68-4,21%, а применение предложенного варианта системы разработки с массовым обрушением - на 2,37-3,72% без увеличения затрат на отбойку руды.

Таким образом, применение разработанных вариантов, при отработке сложноструктурных рудных залежей в соответствии с разработанной классификацией позволяет повысить среднее содержание железа в добытой горной массе на 2,37-7,03%.

Актуальной является необходимость создания достоверной методики определения показателей извлечения при отработке сложноструктур-

ных залежей согласно разработанной классификации как традиционными, так и предложенными вариантами систем разработки.

*Список литературы:*

1. Малахов Г.М., Лавриненко В.Ф., Кучерявенко И.А. Рациональный порядок очистной выемки для рудников Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1961. -№3. -С. 19-24.

2. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Учебное пособие для вузов, 3-е изд., пераб. и доп. –М.: Недра, 1984. –504 с.

3. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. –М.: Недра, 1986. –204 с.

4. Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзвецкий А.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. –75 с.

5. Чернокур В.Р., Шкробко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением. –М.: Недра, 1992. –271 с.

6. Щелканов В.А., Сторчак С.А. Комбинированная разработка месторождений. – Кривой Рог: КТУ, 1996. –293 с.

7. Капленко Ю.П., Колосов В.А. Моделирование технологии очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды. – Кривой Рог: Минерал, 2001. – 177 с.

8. Сторчак С.А., Письменный С.В., Сбитнев В.А. Повышение качества рудной массы при подэтажном обрушении, за счет технологических факторов // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов. – Кривой Рог, 2002. –С. 70-74.

9. Анализ сложноструктурных залежей Кривбасса / Щелканов В.А., Хивренко О.Я., Хивренко В.О. // Разработка рудных месторождений: Научно-технический сборник. – Кривой Рог: КТУ, 2001. –Вып.75. –С. 30-35.

10. Технологическая классификация сложноструктурных залежей / Щелканов В.А., Хивренко О.Я. // Разработка рудных месторождений: Научно-технический сборник. – Кривой Рог: КТУ, 2001. –Вып.76. –С. 26-29.

11. 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. Опубл. 15.05.2001. Бюл. №4.

12. Сторчак С.А., Письменный С.В., Сбитнев В.А. Повышение качества рудной массы при подэтажном обрушении, за счет технологических факторов // Качество минерального сырья. Сборник научных трудов. – Кривой Рог, 2002. –С. 70-74.

13. Stupnik N.I., Kalinichenko V.A., Kolosov V.A., Pismenniy S.V. Fedko M.B. Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber

system design theme // Metallurgical and mining industry, No.2. – 2014. –Р. 89-93.

УДК 621.926:34.16

В.С. МОРКУН, д. т. н., проф. А.В. ПИКИЛЬНЯК, аспирант  
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

## **ФОРМИРОВАНИЕ УПРАВЛЕНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЕМ ГАЗОВЫХ ПУЗЫРЬКОВ ПО РАЗМЕРАМ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ**

*Приведено описание метода, позволяющего эффективно управлять составом газовой фазы пульпы в процессе флотации с использованием динамических эффектов высокоэнергетического ультразвука.*

*Наведено опис методу, що дозволяє ефективно управляти складом газової фази пульпи в процесі флотації з використанням динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку.*

*Describes a method to effectively manage the composition of the gas phase of the pulp in the flotation process using the dynamic effects of high-energy ultrasound.*

**Проблема и ее связь с практическими задачами.** Для моделирования физических процессов, определяющих флотацию, необходимы точные данные о характеристиках газовой фазы, наиболее важными из которых являются концентрация и распределение газовых пузырьков по размерам. Эти параметры сильно зависят от различных эксплуатационных, технических и физико-химических факторов, воздействие которых следует учитывать при моделировании процесса флотации.

**Анализ исследований и публикаций.** Анализ процессов, протекающих во флотомашинах, позволяет выделить основные входные, выходные параметры, а также возмущающие воздействия [1].

Входными параметрами являются: плотность пульпы, расход реагентов, расход сжатого воздуха, уровень пульпы, степень аэрации пульпы. Возмущающими воздействиями являются: содержание металла в руде, флотируемость сырья, гранулометрический состав измельченного продукта обогащения. Выходными параметрами являются: содержание металла в концентрате, содержание металла в хвостах, производительность установки, выход концентрата, выход хвостов.

Эффективность процесса флотации напрямую связана с числом столкновений между частицами и пузырьками, которые зависят от соотношения их размеров. Размер пузырьков является одной из наиболее важных характеристик, влияющих на эффективность процесса пенной флота-