

підсистему (технологію розробки або систему розробки родовища, замінити комплекс гірничого обладнання або вибрати інший напрям відпрацювання родовища та ін.).

На кожен систему впливає деяка кількість структурних факторів цієї системи та системи, що є системою більш високого ієрархічного рівня. Фактори можуть бути визначені і контролювані або неконтрольовані проектувальником, або фактори, що є невизначеними. Невизначеність може мати різне походження: недостатня вивченість об'єкта проектування або неможливість врахування усіх факторів, що впливають на проектні рішення по гірничому проекту або відсутністю необхідної інформації, або часу.

Використовуючи запропонований автором підхід до процесу проектування, маємо додаткову, більш повну інформацію про об'єкт, що проектується з двох різних систем, які мають різну структуру, набір елементів, мають різні властивості. Результатом є більш якісний проект або проектні рішення за рахунок зниження факторів невизначеності сучасного та майбутнього.

Для підвищення ефективності та якості проектних робіт при створенні гірничих об'єктів проектувальнику необхідно представляти розробку родовищ корисних копалин як динамічну систему, яка має безліч показників свого стану у кожний час, а також може знаходитися у визначеному стані, який характеризується деякими параметрами. На початковому етапі основною задачею для проектувальника гірничих підприємств є зниження різноманітності системи з подальшим поступовим переходом її до стану параметрів, які представлені оптимальними показниками. (3) Оптимізація системи - «гірниче підприємство» виконується на підставі критерію, який визначається згідно мети проекту та обмеженням по ресурсах або інших, заданих замовником проекту. Оптимальним показником системи є показник екстремуму функції (максимум або мінімум). З урахуванням того, що проект створення гірничого об'єкту є складною, багатоцільовою системою, то вона є багатокритеріальною. У такому випадку проектні рішення стають раціональними. Раціональними показниками системи є рішення, які задовольняють обмеженням за цільовою функцією системи та є прийнятними для проектувальника або замовника проекту. Оцінка проектних рішень виконується на підставі розрахунків або у порівнянні з показниками гірничих систем свого ієрархічного рівня. Для досягнення оптимального стану системи проектувальник повинен керувати системою, яку він створює. Отже, управління проектом - це цільова діяльність проектувальника, яка зменшує кількість варіантів стану будь-якої системи.

Висновки. Результатом запропонованого автором підходу до процесу проектування гірничих об'єктів є те, що система, яку ми проектуємо та яка є підсистемою-елементом системи більш високого ієрархічного рівня, знаходиться під впливом та у взаємодії з іншими елементами цієї системи. Оцінка ефективності показників проекту виконується у порівнянні з заданими показниками замовника та оцінюється з аналогічними показниками діючих систем свого ієрархічного рівня. Крім того, додатково за допомогою прогнозування тенденцій розвитку зовнішньої середовища можливо виконати аналіз чутливості проекту до змін показників сигналів та врахувати їх вплив на ефективність функціонування об'єкту що проектується. На практиці це означає можливість виконати більш конкурентоздатний проект створення гірничого підприємства та який не буде вимагати додаткових коштів на його коригування більш тривалий час.

Список літератури

1. Григорьев И.Е., Григорьев Ю.И. Системный подход к процессу проектирования горных объектов / Разраб. рудн. месторожд. - Кривой Рог: 2011.-Вып.87 . С. 175-178
2. Бергаланфи Л. Общая теория систем. -М.: Прогресс, 1969.
3. Евланов Л.Г. Теория и практика принятия решений.- М.: Экономика, 1994.

Рукопис подано до редакції 12.11.11

УДК 622.271.3

Ю.В. ПЕРЕГУДОВ; аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ СОВМЕСТНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ЗОНЕ ВОЗМОЖНОГО ВОРОНКООБРАЗОВАНИЯ

Рассмотрены постановка и возможные решения геомеханических и технологических задач при совместной разработке крутопадающих железорудных месторождений в зоне возможного воронкообразования.

· Перегудов Ю.В., 2012

Проблемы и ее связь с научными и практическими задачами. Открытая разработка железорудных месторождений в зонах сдвижения горных пород связана в некоторых случаях с необходимостью повышения безопасности работ из-за возможного всплытия вторичных воронок в рабочей зоне, или на участках движения горнотранспортного оборудования.

Развитие горных работ в карьере №1 ПАО «ЦГОК» требует расконсервации запасов железистых кварцитов в объеме более 200 млн.т., оставленных в подработанном восточном борту.

Проблема возникла после отступления от исполнения первоначального проекта отработки карьера до глубины 200 м при совместной разработке месторождения богатых руд подземным способом и железистых кварцитов - открытым. Безопасность открытых горных работ обеспечивалась, благодаря опережающему их развитию по отношению к формированию зоны обрушения на верхних горизонтах от подземных работ.

В дальнейшем, на основании выполненных исследований были разработаны проекты II и III очереди углубки Глееватского карьера при систематическом контроле за развитием процесса сдвижения горных пород в восточном борту.

В настоящее время режим ведения подземных (на глубине 1040 м) и открытых (до 400 м) горных работ не взаимосвязан и не управляем.

За время формирования восточного борта и его консервации наблюдалось развитие процесса сдвижения горных пород в виде плавного сдвижения, трещин и малоамплитудных террас, вторичного воронкообразования от ранее оставленных и не погашенных пустот от отработанных залежей.

В настоящее время, при принятии решения по расконсервации восточного борта на глубину 500 м, потребуется решение проблемы отработки руд в зоне воронкообразования.

Анализ исследований и публикаций. Вопросы совместной отработки месторождений руд нашли отражение в трудах таких известных ученых, как Б.П. Юматов, В.Р. Именитов, А.К. Полищук, В.В. Куликов, Д.М. Казикаев и др. Наиболее полные результаты исследований в указанном направлении достигнуты на месторождениях Кривбасса, Рудного Алтая, и Северного Кавказа [1-5].

Анализ исследований показывает, что безопасность работ при совместной разработке достигается следующим путем: погашением пустот отработанных камер, горных выработок и отработанных залежей; обоснованием устойчивости подработанных бортов карьера; разработкой технологических схем ведения открытых горных работ в зоне воронкообразования; систематическими наблюдениями за сдвижением горных пород и устойчивостью подработанных бортов, состоянием подземных пустот и их потолочных целиков в вершинах сводов равновесия.

Погашение пустот возможно тремя способами: обрушением потолочины взрывом, гидравлической закладкой, сухой закладкой.

Применение взрывного способа при погашении пустот от отработанных залежей, залегающих под восточным бортом карьера №1 на глубине 100-300 м, является технологически сложной задачей и экономически нецелесообразным.

Применение мокрой закладки пустот через скважину также связано с трудностями, так как объем закладочных материалов существенно увеличивается за счет его попадания в трещины и разломы, а вода из закладочных смесей может попасть в очистные выработки шахты.

Наиболее рациональным и экономически целесообразным вариантом погашения пустот, является их закладка сухими материалами (дробленые скальные породы, доменные шлаки) через скважины большого диаметра (до 2-3 м). Скважины такого диаметра возможно пробурить либо специальными станками, либо бурением куста скважин диаметром 100 мм и последующим их взрыванием для получения пропускного канала сухой закладки.

В основе решения технологических задач лежит изучение механизма воронкообразования в разупрочненном и разуплотненном массиве горных пород от влияния подземных и открытых работ; геолого-структурных особенностей и структурного ослабления массива горных пород месторождения; сейсмического поля напряжения от технологических взрывов; специальных взрывов на контурах пустот и потолочных целиках в вершинах сводов равновесия; возможных дублирующих схем отработки заходок на случай аварии при воронкообразовании.

Анализ публикаций показал, что аналоги горнотехнических условий совместной разработки крутопадающего Глееватского месторождения отсутствуют в Украине и других странах [1-5;7,8].

Постановка задачи. Задачей исследования является обобщение опыта совместного ведения открытых и подземных работ в зоне возможного воронкообразования.

Изложение материала и результаты. Теоретически обосновано, что ведение горных работ при среднемесечном оседании поверхности не превышающем 100 мм, является безопасным, при условии соблюдения специальных мер [6,7]. Наибольшую опасность для ведения горных работ в карьере представляют внезапно всплывающие вторичные воронки обрушения в рабочих зонах.

Причиной возможного воронкообразования могут являться следующие факторы: оставление в подземном выработанном пространстве обнажений кровли отработанных залежей (потолочин камер) с критическими параметрами пролетов, вызывающие ее обрушение и сводообразование с развитием до дневной поверхности; перепуск из выработанного пространства пород, ранее поддерживающих кровлю отработанных залежей.

Существующие методы оценки состояния массива горных пород при его подработке основаны на использовании данных с определенной степенью надежности граничных условий сводообразования для обнажений, параметров отработанных залежей, параметров зон сдвижения подработанного массива, крепости пород, времени существования устойчивого обнажения и длительной прочности пород.

Основными исходными показателями для ведения горных работ в карьере №1 до глубины 500 м являются суммарный объем пустот под восточным бортом, который достигает 10 млн. м³, и фактические максимальные диаметры воронок в плане (достигает 50-60 м). В случае образования воронок на рабочих горизонтах, работы будут остановлены на период ее ликвидации, который может составить от нескольких месяцев до полугода.

Для условий разработки Криворожских железорудных залежей расчетно-эмпирическим методом установлены следующие критерии образования воронок [6,7].

При разработке слепых залежей образование первичных воронок определяется по формуле

$$K_p = (V_0 + V_g) / V_0 > 1,15, \quad (1)$$

где V_0 - объем коренных пород в области обрушения; V_g - объем выработанного пространства.

Особую опасность для устойчивости бортов карьеров несут вторичные воронки, которые образуются в зоне трещин и террас.

Условия образования вторичных воронок

$$H_g / m_g \leq 15, \quad (2)$$

где H_g - вертикальная мощность налегающих пород; m_g - вертикальная мощность рудного тела (или суммарная вертикальная мощность выемки сближенных скважин).

Авторами [6] предлагается определять условия образования воронок по формулам

$$H / m_g < 15,7, \quad (3)$$

$$H / L < 4,3, \quad (4)$$

где H - глубина отработки; L - пролет (наименьший размер) выработанного пространства; m_g - вертикальная мощность выработанного пространства.

Поскольку теоретического обоснования условий образования воронок в сложных, слоистых массивах не разработано, наиболее рациональным является применение эмпирических формул, выведенных из фактических случаев образования воронок.

В результате геофизических исследований и анализа маркшейдерских данных, выполненных институтами ГП «НИГРИ» и ГП «ГПИ» Кривбасспроект», были сделаны выводы о возможности образования воронок и активизации «старых» воронок на восточном борту при углубке карьера до 500 м (табл. 1).

На выделенные участки с высокой степенью вероятности образования вторичных воронок обрушения составлены паспорта [7].

При обосновании устойчивости бортов в технических границах карьера необходимо получение величины коэффициента структурного ослабления, позволяющего определить показатели величин сцепления в подработанном массиве горных пород, используя преобразованную известную формулу с учетом расслоения пород [9]

$$C_m = \frac{C_o - (C' + C'')}{1 + a \ln(H \cdot w)} + (C' + C''), \quad (5)$$

где C_0 - сцепление пород в куске, МПа; C' - сцепление по поверхности ослабления (система тектонических трещин), МПа; C'' - сцепление по поверхности скольжения в зоне сдвижения горных пород (зона трещин и малоамплитудных террас); a - коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера их трещиноватости и расланцевонности; H - высота подработанного борта, м; w - интенсивность трещиноватости (систем тектонических трещин).

Таблица 1

Участки возможного воронкообразования на восточном борту карьера №1 при его углубке до 500 м (по материалам института ГП «НИГРИ») [7]

Номер участка	Глубина залегания пустот, H , м	Вертикальная мощность залежи, m_B , м	Пролет выработанного пространства, L , м	Кратность подработки, $K (H/m_B)$	Степень подработки, $n (H/L)$
3а	307	55	160	5,6	1,9
10	240	25	60	9,6	4,0
11	235	27	70	8,7	3,4
16	326	33	80	9,9	4,1
21	342	48	125	7,1	2,7
24	80	25	30	3,2	2,7
26	120	48	40	2,5	3,0
27	75	60	30	1,3	2,5
32	250	45	100	5,6	2,5

Обобщенный показатель величины сцепления подработанного массива горных пород можно получить путем обратного расчета устойчивости откоса оползневого участка в зоне сдвижения горных пород.

Поверхность скольжения призмы возможного оползания подработанного борта определяется путем построения с использованием углов ε , ω , ψ , θ и падения расланцеванных слоев [9].

В расчетной схеме устойчивости подработанного борта методом векторного сложения сил, учитывается действие горизонтальных сил растяжения (верхняя часть борта) и сжатия (нижняя часть), в зависимости от вида и характера мульды сдвижения.

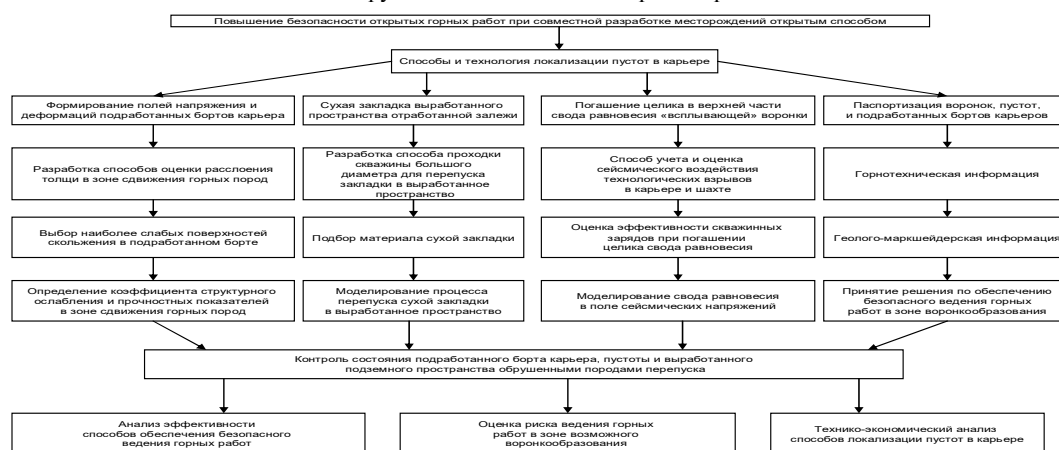
За процессами деформирования подработанного борта и состоянием пустот необходимо осуществлять инструментальный маркшейдерский и аппаратурный контроль, в том числе и с помощью геофизических методов [5,7].

Необходимо осуществлять контроль за процессом перепуска горных пород по выработанному подземному пространству, например, с использованием скважинных автоматических наклономеров с передачей информации за перемещением сыпучей горной массы. Ранее, институтом ВИОГЕМ (1982-1985 г.г.), были проведены наклономерные наблюдения в автоматическом режиме в штольне восточного борта карьера №1 (202 маркшейдерская ось) с фотозаписью на ленте накломера (конструкции института геофизики Земли АН СССР) хода развития в 180 оси воронки обрушения и перепуска пород по выработанному пространству в течение 15 мин.

В состав наблюдений необходимо включить геолого-структурную съемку поверхности борта с целью определения структурного ослабления массива горных пород, влияющего на устойчивость борта и воронкообразования (табл. 2).

Таблица 2

Обоснование безопасной технологии открытой разработки крутопадающих месторождений, нарушенных подземными горными работами



Выводы и направления дальнейших исследований. Выполненное обобщение результатов исследований состояния подработанных бортов карьеров при совместной разработке крутопадающего месторождения открытыми и подземными горными работами, показывает, что безопасность работ в карьере необходимо обосновывать в результате исследований, с решением следующих задач:

выбор способов погашения пустот;

выбор горнотранспортного оборудования в зависимости от параметров воронок; определение допустимого сейсмического воздействия технологических взрывов в карьере и шахте на состояние зоны возможного воронкообразования и непогашенных пустот; устойчивость подработанных уступов и бортов; изучение напряженного состояния бортов в зоне плавных сдвижений и малоамплитудных террас зоны сдвижения горных пород; контроля за деформациями борта в зоне сдвижения горных пород, состоянием пустот, динамикой перепуска горной массы в подземном выработанном пространстве; паспортизации и систематизации информации о воронкообразовании, деформациях откосов на карьере.

Список литературы

1. Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., «Недра» 1972, 328с.
2. Полищук А.К. Открытая повторная разработка железорудных месторождений. Киев, издательское объединение «Вища школа», 1978. – С. 97-177
3. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. М.: Недра, 1981. – С. 159-277.
4. Черный Г.И. Устойчивость подработываемых бортов карьеров. М.: Недра, 1980. – С. 195-207.
5. Именитов В.Р., Абрамов В.Ф., Попов В.В. Локализация пустот при подземной добыче руд. М.: Недра, 1983. – С. 3-104.
6. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском железорудном бассейне. Л-д. ВНИИМИ, 1975.
7. Анотований звіт з НДР «Виявлення пустот у східному борті Глеюватського кар'єру та розробка заходів з безпечного ведення гірничих робіт у зонах його підроблення підземними гірничими роботами» НДГРІ, 2011.
8. Акимов А.Г., Громов В.В., Бошенятов и др. Геомеханические аспекты сдвижения горных пород при подземной разработке угольных и рудных месторождений. С. – Петербург: Академ. Типогр. «Наука» РФ, 2003. – С. 79-90.
9. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів, укосів, уступів і відвалів залізородних та флюсових кар'єрів/ Мінпромполітики України, Асоціація «Укрудпром», Інститут ППЕ НАН Укрвіни, КТУ. Дніпропетровськ, 2008. – 201 с.

Рукопись поступила в редакцию 12.11.11

УДК 522.12: 622.235.5

О.В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф., В.М. СЕРЕБРЕНІКОВ, канд. техн. наук,
Є.М. ШВЕЦЬ, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ МІЖ ВЛАСТИВОСТЯМИ ГІРСЬКИХ ПОРІД, ЇХ ЕНЕРГОНАСИЧЕННЯ ПРИ ПІДРИВАННІ І КУСКУВАТІСТІ У РОЗВАЛІ

Дослідженнями отримано формулу для розрахунку середнього розміру куска в розвалі порід залежно від міцності порід, їх блочності, характеристиками застосовуваної ВР і питомої її витрати.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними знаннями. Ступінь дроблення гірських порід вибухом впливає на економічні показники всіх технологічних процесів в кар'єрі. Важливим фактором є встановлення залежностей гранулометричного складу підірваних гірничих порід від фізичних властивостей порід і ВР.

Отже, для подальшого підвищення ефективності технології відкритих гірничих робіт є вирішення актуального завдання створення багатофакторної моделі по визначенню якості подрібнення порід, наприклад, у вигляді середнього діаметру куска від характеристик масиву порід, застосовуваних ВР і їх питомих витрат.

Аналіз досліджень і публікацій. В підручниках, довідниках, статтях переважають формули для розрахунку параметрів розташування зарядів від властивостей масиву порід і ВР. При цьому, вважається, що буде досягнута раціональна якість подрібнення, але конкретні показники цієї якості не наводяться. Математичних формул, в яких одночасно були б пов'язані характери-