

Список литературы

1. Гуменик И.Л., Панченко В.В. Развитие теории проектирования открытых горных работ. – Горный журнал. - № 5. – 2009. – С. 35-39.
2. Загубинога В.В., Панченко В.В. Аналіз методології планування гірничих робіт на залізничних кар'єрах та шляхи її вдосконалення // Вісник Криворізького технічного університету. - 2011. - Випуск 28. - С. 271-275.
3. Романов В.Н. Системный анализ для инженеров. – СПб: СЗГЗТУ – 2006. – 186 с.
4. Евланов Л.Г. Теория и практика принятия решений. - М.: Экономика, 1984. - 176 с.
5. Геоінформаційні технології в надрокористування (на прикладі ГІС К-MINE) / Г.І. Рудько, М.В. Назаренко, С.А. Хоменко, О.В. Нецький, І.А. Федорова. - К.: “Академпред”, 2011. – 336 с.
6. Ансофф И. Стратегическое управление / Сокр. пер. с англ. - М.: Экономика, 1989. - 519 с.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ В ЗОНАХ ВОЗМОЖНОГО ВОРОНКООБРАЗОВАНИЯ

Ю.В. Перегудов, ГП «ГПИ»Кривбасспроект», ГУВЗ «Криворожский национальный университет», Украина

Рассмотрены основные методы ведения открытых горных работ в зоне возможного воронкообразования, предложен комбинированный способ погашения пустот. Определены основные технологические параметры для обеспечения эффективной разработки в соответствующих условиях.

Особенностью отработки железных руд Кривбасса является совместная разработка месторождений подземным и открытым способом. В результате подземной разработки, в недрах образовались значительные объемы пустот, а зона их возможного выхода на поверхность достигла бортов действующих карьеров. В частности, восточный борт карьера №1 ПАО «ЦГОК» в значительной мере подработан пустотами, образованными в результате очистной выемки шахт ПАО «Евраз Суша Балка» (шахта им. Фрунзе) и ОАО «КЖРК» (шахта «Большевик» и шахта «Октябрьская»). На данный момент работы на восточном борту не ведутся, но при дальнейшей разработке карьера и вовлечении в отработку всех балансовых запасов, возникнет необходимость вести горные работы в зоне возможного обрушения. Первомайский карьер ПАО «СЕВГОК» при расширении в северном направлении попадает в зону возможного воронкообразования от шахт «Красный партизан» и «4-бис». Ведение горных работ на данном участке потребует предварительного погашения имеющихся в недрах пустот. В связи с этим, необходимо обоснование и разработка эффективных мер безопасности для ведения горных работ в зонах возможного воронкообразования.

Проблемами ведения открытых горных работ в зонах возможного обрушения занимались такие ученые как Б.П. Юматов, В.Р. Именитов, А.К. Полищук, В.В. Куликов, Д.М. Казикаев, В.А. Щелканов, С.А. Сторчак, Г.И. Черный и др [1-5].

Анализ литературных источников показывает, что технология ведения горных работ в зоне возможного воронкообразования должна исключать возникновение аварийных ситуаций в рабочих зонах карьера и на трассах движения технологического транспорта. Меры охраны подработанных бортов могут носить пассивный и активный характер. Пассивные меры заключаются в проведении наблюдений и прогнозных расчетов места и времени выхода обрушения на поверхность. Перед выходом воронки работы на данном участке прекращаются. Такие меры в условиях накопления старых подземных пустот не могут полностью обезопасить ведение работ. Активные меры предполагают непосредственно управление геомеханическим напряжением в массиве, и включают искусственную ликвидацию пустот и приве-

дение массива в состояние устойчивого равновесия. При этом, основными способами ликвидации пустот являются обрушение налегающих над пустотой пород взрывом, и закладка выработанного пространства различными материалами через скважины.

Задачей исследования является разработка методики и технологии заполнения выработанного от подземных разработок пространства, с целью обеспечения безопасности ведения открытых горных работ на участках возможного обрушения.

Проведение открытых горных работ над незаложенными подземными пустотами запрещается [6]. В случае, когда с помощью маркшейдерских и геофизических методов расчеты указывают на невозможность выхода воронок на поверхность, допускается проведение горных работ до определенной, безопасной глубины (H_6). В работе [7] проведен анализ геомеханических процессов и условий обеспечения безопасности ведения открытых горных работ при совместной разработке.

При достижении контуром карьера зоны, опасной на предмет внезапного выхода воронок, для дальнейшего развития горных работ требуется принудительное погашение пустот.

Как показал анализ, в случае небольшого объема пустот и мощности налегающих пород (потолочин) наиболее распространенным и экономичным способом погашения пустот является буро-взрывной. В то же время, при глубинах свыше 40 м достичь приемлемого заполнения пустот с помощью обрушения потолочины взрывом становится сложнее, а при глубинах свыше 50-60 м, данный способ не применялся. Для условий дальнейшей отработки восточного борта Глееватского карьера требуется погашение пустот объемов порядка 100 тыс. м³ и залегающих на глубинах до 150 м.

Альтернативой приведенного способа может являться заполнение выработанного пространства закладкой, которая подается с уступов карьера через скважины заданного диаметра. Выбор типа закладки зависит от степени необходимого заполнения и экономической целесообразности. Наиболее полного заполнения можно достичь, используя гидравлическую твердеющую закладку.

Закладка выработанного пространства активно применяется при добыче драгоценных и полудрагоценных металлических руд, однако на железорудных карьерах Кривбасса широкого применения не получила, в связи с высокой себестоимостью. Применение же в качестве закладки сухой дробленой горной породы не может обеспечить полного заполнения выработанного пространства.

Горно-технические и экономические ограничения в выборе наиболее целесообразного способа приведения нарушенного массива в безопасное состояние не позволяют для условий Глееватского и Первомайского карьера применение одного способа. Автором предлагается использовать для погашения пустот на больших глубинах (60-150 м) комбинированный способ.

Сущность способа заключается в том, что пустота погашается в два этапа. Сначала, часть пустоты заполняется дробленными скальными породами через скважины определенного диаметра (рис. 1). Конусы пород, образованные в результате перепуска дробленной горной массы, создают призму упора для налегающего массива. После создания необходимого количества призм упора, горные работы ведутся до достижения следующей опасной глубины. На этом этапе оставшееся незаполненное пространство заполняют с помощью взрыва налегающих пород.

Для обоснования данной технологии требуется решение ряда технических и экономических задач:

1. Обоснование надежного критерия и метода расчета устойчивых сводов равновесия для определения момента выхода пустоты на поверхность.
2. Выбор рационального типа оборудования для проведения специальных операций (бурение закладочных и взрывных скважин, процесс подачи дробленной породы в массив и т.д.).
3. Определение рационального диаметра закладочной скважины и размера куска подаваемой горной породы.
4. Определение необходимого количества закладочных скважин для достижения устойчивости горного массива.

5. Определение способа взрывания и параметров буро-взрывных работ при погашении остаточных пустот.

6. Определение оптимальных параметров системы разработки и выбор рационального режима ведения горных работ на опасных участках.

Многочисленные исследования, проведенные учеными, такими как В. Риттер, В.В. Куликов, В.И. Игнатьев позволили установить, что обрушение массива горных пород происходит с образованием свода над выработкой, и заключается в отрыве от вышележащей толщи пород ядра свода под действием собственного веса. Над выработкой образуется свод естественного равновесия, который в однородной среде имеет параболический вид:

$$H=cL^2,$$

где H – высота свода обрушения, м; c – коэффициент устойчивости массива, L – ширина эквивалентного пролета, м.

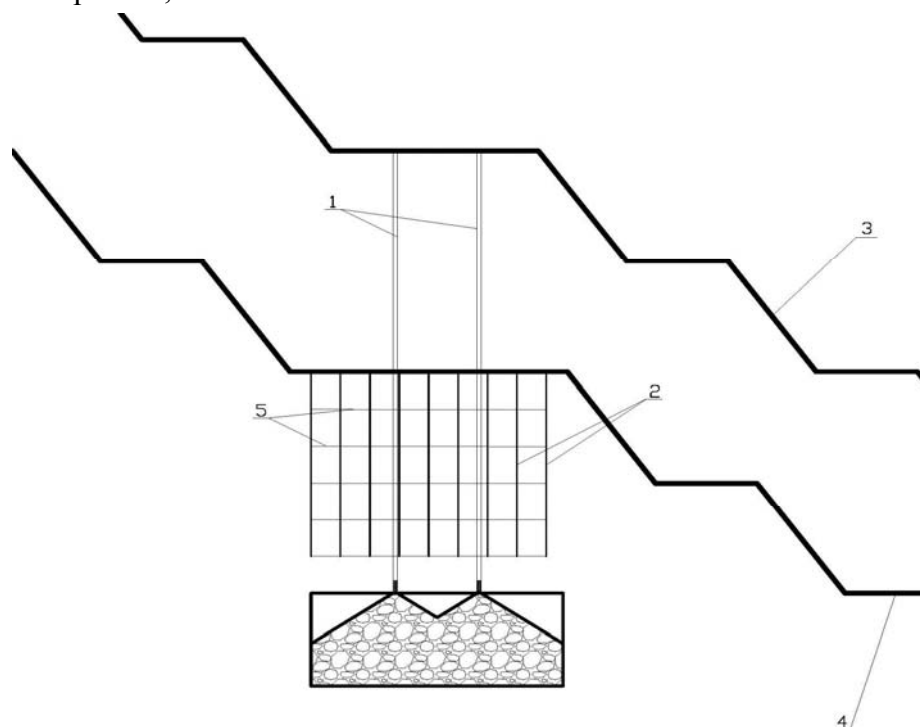


Рисунок 1. Схема ликвидации пустот комбинированным способом

1 – закладочные скважины; 2 – взрывные скважины; 3 – борт карьера на момент закладки пустот; 4 – борт карьера на момент взрывания потолочины; 5 – секции скважин при короткозамедленном взрывании.

Проходка закладочных скважин с поверхности осуществляется с помощью специального оборудования, которое в периоде простоя может использоваться для бурения взрывных либо разведочных скважин. На данный момент, наиболее приемлемым буровым оборудованием являются установки типа Rhino 1000DC и Robbins. Станки способны пробурить закладочные скважины диаметром до 1,8 м и глубиной до 150 м.

Если высота потолочины над пустотой меньше устойчивой, проходятся наклонные закладочные выработки из безопасного места, таким образом, чтобы техника и обслуживающий персонал находился вне опасной зоны.

Ликвидация остаточных пустот может осуществляться с помощью взрыва. Скважины при этом бурятся с помощью стандартного бурового оборудования СБШ-250МН.

Выбор типа закладочного материала зависит от необходимой степени погашения пустоты, себестоимости производимых работ, и может быть различным для каждого конкретного месторождения. Автором рекомендуется в качестве заполнителя использовать пустые скальные породы вскрышных забоев. Измельчение породы производится с помощью дробильных установок, либо путем проведения специальных взрывов на заданных участках бортов, нахо-

дящихся вблизи закладочных скважин. При этом, взрыв должен обеспечить дробление породы до определенных размеров, достаточных для безаварийной подачи материала через скважины. Такой метод позволит получить экономический эффект путем исключения энергозатрат на дробление горных пород и сократить площади отчуждаемых под отвалы земель. Для контроля размеров подаваемых кусков в скважину, ее устье перекрывается специальной решеткой. Доставка горной массы осуществляется автотранспортом.

Количество закладочных скважин зависит от параметров пустоты: объема, высоты, длины пролета. Требуется достичь таких параметров устойчивости свода, чтобы безопасно вести горные работы до достижения рациональной высоты погашения пустоты взрывом.

Взрывание остаточных пустот рекомендуется проводить методом посекционной отбойки породы с помощью взрывания скважинных зарядов. Секции скважин рекомендуется выполнять не более 10 м, а замедление заряда должно обеспечить вывал горной массы в пустоту с достаточной степенью разрыхленности. Недобур до пустоты должен составлять 3-5 м.

Проведение операций по ликвидации пустот является трудоемкой и долговременной работой. Во время ликвидации, проведение горных работ на данном участке запрещается. Таким образом, режим горных работ должен быть спланирован учитывая время дополнительных работ. Ликвидация глубоко залегающих пустот по предложенной технологии происходит в 2 этапа. То есть, общее время ликвидации будет равно:

$$T = T_{бур1} + T_{закл} + T_{бур2} + T_{взрыв} + T_{лев} ,$$

где $T_{бур1}$ – время бурения закладочных скважин; $T_{закл}$ – время закладки пустоты породой; $T_{бур2}$ – время бурения взрывных скважин для посадки потолочины; $T_{взрыв}$ – время подготовки взрывных операций и взрыва; $T_{лев}$ – время на ликвидацию воронки провала и ее усадки.

Общее время ликвидации будет зависеть от параметров погашаемых пустот и организации проведения специальных работ.

Режим горных работ на карьере необходимо обеспечить таким образом, чтобы мероприятия по ликвидации пустот не снижали плановой производительности карьера по полезному ископаемому. В случае с карьером №1 ПАО «ЦГОК» опасные на предмет выхода пустоты сконцентрированы на определенных участках восточного борта, находящегося в данный момент в состоянии консервации. При дальнейшей разработке горные работы можно сконцентрировать в двух зонах: западной и восточной, работающих параллельно. При равномерном распределении затрат, доход от реализации товарной продукции даже при проведении специальных операций выше, чем затраты на добычу. При расчете экономической эффективности следует учитывать существенное сокращение транспортирования закладочных пород, а также снижение затрат на внешнее отвалообразование. В работе [8] проанализирована возможная экономическая эффективность от вовлечения в отработку запасов, залегающих в зоне возможного воронкообразования. А восстановление равновесия окружающего массива горных пород в будущем позволит произвести углубку карьера до 700 м.

В результате выполненных исследований было установлено, что ведение открытых горных работ в зонах возможного воронкообразования возможно, при соблюдении специальных мер безопасности: управлении состоянием устойчивости массива горных пород и инструментальными систематическими наблюдениями за состоянием подземных пустот. Была предложена возможная технология ликвидации пустот, попадающих в рабочую зону карьера. В дальнейших исследованиях планируется произвести детальную технико-экономическую оценку отработки месторождения, при условии применения данной технологии.

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 подрабатываемых 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. ВНИМИ, 1975.
7. Перегудов Ю.В. Анализ геомеханических процессов и обеспечение безопасности совместной разработки месторождений в зоне возможного воронкообразования // Вісник КНУ. Збірник наукових праць. – 2011. - №28. С.10-14.
8. Перегудов Ю.В. Анализ эффективности ведения открытых горных работ на крутопадающих месторождениях в зонах возможного обрушения // Разработка рудных месторождений. Сборник научных трудов. – 2013. -№96. С. 54-58.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ЭКСКАВАТОРОВ ДРАГЛАЙНОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ЕРИСТОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Б.Е. Собко, А.М. Маевский, Н.В. Несвитайло, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»

Еристовское месторождение железистых кварцитов было разведано в 1977 – 1980 гг. Запасы полезного ископаемого утверждены в ГКЗ согласно «ТЭО постоянных кондиций», выполненного институтом «Южгипроруда» в 1979 году. В результате технико-экономического анализа Еристовского месторождения институтом рекомендован открытый способ разработки крутопадающих пластов K_2^5 , K_2^2 , K_2^3 до глубины 500 м. Утверждение запасов было произведено в контуре карьера, отстроенного в «ТЭО постоянных кондиций Еристовского месторождения».

Еристовское месторождение сложное по гидрогеологическим условиям (4 водоносных горизонта). Мягкие вскрышные породы имеют среднюю мощность 68-70 м с низкой несущей способностью. В связи с этим, в качестве основного выемочно – погрузочного оборудования при разработке мягкой вскрыши на карьере, предусмотрено использовать шагающие экскаваторы – драглайны типа ЭШ – 14/50 и ЭШ – 11/70. При этом экскаваторы ЭШ-11/70 предусматривается использовать для проходки осушительных траншей и их углубки. При дальнейшем развитии горных работ для увеличения производительности карьера по вскрышным породам имеется возможность переоборудовать экскаватор ЭШ-11/70 в ЭШ-14/50 путем замены ковша на более вместительный и укорочением стрелы на 20 м.

Известно, что значительную часть от общей себестоимости единицы конечной продукции при разработке полезных ископаемых занимает стоимость извлечения 1 м^3 вскрышных пород.

Драглайны работают в комплексе с автосамосвалами Cat-789С грузоподъемностью 180 т. Годовые объемы выемки мягкой вскрыши составляют 40 – 50 млн. м^3 .

Высоты уступов по мягкой вскрыше 17 м и приняты в соответствии с рабочими параметрами экскаваторов. Углы откосов уступов принимаются 23–30° (учитывая их водонасыщенность). Бермы безопасности – 10м. Отработка уступов производится торцовым забоем.

Погрузка мягких вскрышных пород осуществляется непосредственно в автосамосвалы, находящиеся на уровне стояния экскаватора, т.е. на верхней площадке уступа.

Из теории и практики открытых горных работ известно, что производительность работы драглайна может быть существенно повышена за счет уменьшения угла поворота его на разгрузку и соответственно обратно к забою.

Так, в работе /1/ отмечается, что при угле поворота 10° время поворота занимает меньше