

14. Аналіз проектів масового підривання колонкових зарядів в 750-метровій охоронній зоні Першотравневого кар'єру ПівнГЗК та видача рекомендації щодо мінімізації рівня сейсмічних та ударних повітряних хвиль // Звіт про НДР. Науковий керівник проф. **Несмашний Є.О.** // Кривий Ріг, КТУ, 2006.

15. **Бондурівська О.І., Несмашний Є.О.** Застосування системи ініціювання типу "НОНЕЛЬ МС" при уступному відбиванні на відкритих розробках // Вісник Криворізького технічного університету. - Кривий Ріг, 2007. - Вип. 16. - С.162-166.

16. Визначення параметрів вибухових робіт, що забезпечують сейсмічну безпеку об'єктів, які охороняються навколо кар'єра ГЗК «Укрмеханобр» з урахуванням використання сучасних вибухових речовин та засобів вибуху // Звіт про НДР. Науковий керівник проф. **Несмашний Є.О.** - Кривий Ріг, КТУ. - 2008.

17. Визначення параметрів вибухових робіт, що забезпечують сейсмічну безпеку об'єктів, які охороняються навколо кар'єра Південного ГЗК з урахуванням використання сучасних вибухових речовин та засобів вибуху // Звіт про НДР. Науковий керівник проф. **Несмашний Є.О.** -Кривий Ріг, КТУ, 2008.

18. Визначення параметрів вибухових робіт, що забезпечують безпеку для об'єктів проектуемого ТОВ «Ворскла сталь» металургійного заводу, поблизу Єривського кар'єру з урахуванням використання сучасних вибухових речовин та засобів вибуху // Звіт про НДР. Науковий керівник проф. **Несмашний Є.О.** / Кривий Ріг: КТУ, 2008.

19. **Скачков А.А. Ткаченко Г.І. Перевертайло О.І., Несмашний Є.О.** Моніторинг сейсмічної безпеки масових вибухів на залізрудних кар'єрах Кривбасу // Вісник Криворізького технічного університету. -Кривий Ріг, КТУ, - 2009, -Вип. 24. С.27-32.

20. Визначення параметрів бурових і вибухових робіт при виконанні будівництва траншеї // Звіт про НДР. Науковий керівник проф. **Несмашний Є.О.** -Кривий Ріг: КТУ, -2009.

Рукопис подано до редакції 06.01.14

УДК 622.23(28)

Л.Г. НАСТОБУРКО, канд. техн. наук, АГН України

Ю.Ю. КРИВЕНКО, канд. техн. наук, доц., Криворожский национальный университет

### **РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ И ПОДЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Выполнен анализ опыта отработки рудных месторождений при различных горно-геологических условиях. Установлено, что оптимизация отработки залежей системами с открытым очистным пространством может быть достигнута за счет применения твердеющей закладкой с использованием погрузочно-доставочных машин на подэтажном горизонте на выпуске и доставке руды к рудоспускам, соединенным с основным откаточным горизонтом. Определена область применения погрузочно-доставочных машин в одной выемочной единице одновременно на разных горизонтах для увеличения производительности очистных камер. Установлено, что при проектировании разработки мощных крутопадающих рудных месторождений камерными системами разработки с твердеющей закладкой, целесообразно, перед принятием проектных решений, учитывать рациональные области применения этажно-камерной и подэтажно-камерной систем разработки с учетом горно-геологических и горнотехнических условий.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Освоение новых рудных месторождений и дальнейший рост добычи руды на действующих рудниках является приоритетным направлением развития сырьевой рудной базы народного хозяйства Украины.

Горно-геологические и горнотехнические условия рудных месторождений могут определять применение различные варианты камерных систем разработки с твердеющей закладкой, обеспечивающих сохранение поверхности земли и управление горным давлением, что обеспечивает добычу руды с высокой эффективностью и соблюдением требований безопасности труда горнорабочих, а также необходимой полнотой извлечения из недр полезного ископаемого.

**Анализ исследований и публикаций.** Для отработки, железорудных месторождений, которые представляют собой рудные тела, мощность, которых находятся в пределах 40-120 м, углы наклона составляют 70-90°, глубина их залегания от 500-600 м с распространением на глубину до 1400 м и более, крепость руд и вмещающих пород  $f=7-12$  баллов по шкале проф. Протодеяконова, наиболее широко применяются варианты этажно-камерной системы с твердеющей закладкой и с вибровыпуском руды или с применением на выпуске и доставке руды самоходных

погрузочно-доставочных машин (ПДМ), а также подэтажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой и выпуском и доставкой руды ПДМ.

Опыт отработки рудных месторождений в рассматриваемых условиях указанными системами разработки показывает, что на эффективность добычи руды, при их применении, наиболее существенно влияет глубина разработки, которая диктует, по условиям развивающегося с глубиной горного давления и необходимости, в связи с этим, учитывать создающиеся особенности и осложнения при выполнении производственных процессов, определять параметры камер, обеспечивающие безопасность ведения горных работ.

В связи с изложенным, рассмотрим, практику отработки залежей на Запорожском железорудном комбинате (ЗЖРК) этажно-камерной системой разработки с твердеющей закладкой и вибровыпуском руды с гор. 310 м до гор. 940 м. При отработке залежей в пределах указанных горизонтов установлены как наиболее рациональные параметры камер: ширина по простиранию залежи - 30 м, высота - 100-120 м.

Длину же камеры вкрест простиранию, из-за развивающегося с глубиной горного давления, постоянно изменяли в меньшую сторону на 8-12% на каждые 100 м углубления горных работ: в этаже гор. 840-940 м длина камеры составляет 40-45 м; в этаже гор. 940-1040 м - 38-42 м и т.д.

Это приводит к тому, что при отработке мощных участков залежей от 50 м и более с углублением горных работ увеличивается количество рядов камер, размещаемых в залежи от лежащего бока до висячего.

Для отработки каждой камеры необходимо выполнить комплекс вспомогательных работ, при которых руда не добывается, а которые завершают ее отработку и обеспечивают начало очистных работ в смежных камерах: сооружение перемычек, заполнение камеры закладкой, твердение ее, дренирование воды и др.

Следует отметить, что для каждой камеры необходимо оформить отрезную щель - наиболее трудоемкий и низкопроизводительный процесс горных работ. Естественно, что с увеличением рядов камер пропорционально увеличивается и общее время на выполнение указанных работ, как при отработке рядов камер в залежах, так и в пределах этажей, а также увеличивается количество отрезных щелей.

Так, например, если для отработки одной камеры время на выполнение вспомогательных процессов составляет (по данным практики ЗЖРК) в целом, в зависимости от запасов камеры 5-7 месяцев, то при трехрядном размещении камер на эти процессы придется затратить 15-21 месяц и оформить три отрезные щели.

Указанное резко снижает интенсивность отработки мощных участков залежей и этажей в целом, что естественно негативно отражается на величине горных возможностей.

**Целью исследований** является определение рационального применения этажно-камерной и подэтажно-камерной систем разработки с твердеющей закладкой при отработке мощных крутопадающих рудных месторождений.

**Изложение материала и результаты.** Исследования показали, что исключить многорядность камер возможно применением, в пределах этажа, подэтажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой с использованием ПДМ на подэтажном горизонте на выпуске и доставке руды к рудоспускам, соединенным с основным откаточным горизонтом. Конструкция такой системы разработки предопределяет в пределах этажа с высотой 100-120 м, разместить два подэтажа с высотой камер 50-60 м и промежуточным буровым горизонтом через 25-30 м, при которых длина их вкрест простиранию залежи будет соответствовать ее мощности, а комплекс вспомогательных работ и отрезная щель будут необходимы только для одной подэтажной камеры.

В отношении применения ПДМ в рассматриваемом варианте следует отметить, что их использование вносит ряд конструктивных особенностей в систему разработки, учет которых предопределяет эффективность добычи руды. Следует также учитывать, что высокая стоимость ПДМ, следовательно, и амортизационных отчислений, существенно влияет на себестоимость процессов выпуска и доставки руды.

В сравнении с себестоимостью выпуска руды виброустановками применение ПДМ имеет область экономически выгодных значений, из которого следует, что увеличение запасов камеры существенно влияет на снижение затрат при вибровыпуске. Себестоимость при ПДМ в зависимости от камерных запасов не изменяется, т.к. производительность доставки 1 т руды (при

определенной длине ее) будет постоянной при любых запасах камеры. Установлено, что величина затрат на проведение выработок для установки виброустановки ( $\approx 250 \text{ м}^3$ ), стоимость ее, монтаж, бетонирование др. постоянная и с увеличением запасов руды выпускаемой через нее снижается.

При применении ПДМ возможно использовать в одной выемочной единице одновременно на разных горизонтах нескольких машин, что позволяет резко увеличивать как производительность камер, так и горные возможности шахты рудника.

Для их сравнения и определения рациональных областей применения исходили их следующих условий:

1. Области применения обоих вариантов определяем в зависимости от мощности залежи -  $m$  и глубины горных работ -  $H$  по границам равных значений себестоимости добычи руды  $C_p$  в дальнейшем для этажно-камерной системы разработки -  $C_{эк}$ ; для поэтажно-камерной -  $C_{нк}$ , определяемой в зависимости от производительности рудника -  $A_p$ , т.

2.  $A_p$  принимали по величине горных возможностей -  $A_s$ , который определяли по методике работы [1], в зависимости от горногеологических, горнотехнических факторов (см. ниже).  $C_{эк}$  и  $C_{нк}$  определяли по технико-экономическим показателям, в т.ч. по стоимостям проведения выработок, отбойки руды и другим производственным процессам, амортизационным отчислениям и т.д., исходя из данных институтов «Кривбасспроект», «УкрНИИпроект», «УралГипроруда», «Центрогипроруда» и научно-исследовательских работ [2-5], обобщенным и учетным в соответствии с действующими коэффициентами пересчета для 2013 г.

3. Учитываемые затраты по системе разработки: проведение подготовительно-нарезных выработок, буровзрывные работы, выпуск, доставка и погрузка руды в электровозный транспорт; внутришахтному транспорту; ДБК, подъему руды, ДСФ; закладке; погашению ГКР, амортизации основного оборудования, содержанию и ремонту основных средств и др.; РММ, автоцеху, услугам сторонних организаций; прочие затраты.

4. Учитывали следующие входные параметры по методике [1] с постоянными, а также с варьируемыми значениями:

$S_s$  - рудная площадь залежи в этаже,  $\text{м}^2$

$$S_s = m \cdot l_s, \text{ м},$$

где  $l_s$  - длина залежи по простиранию, м

$$l_s = 900 \text{ м}; m = 40-120 \text{ м};$$

$S_k$  - горизонтальная площадь камеры,  $\text{м}^2$ ;

$$S_k = a_k \cdot B_k, \text{ м},$$

$a_k$  - длина камеры вкрест простиранию залежи, м (определяется по [2]);  $B_k$  - ширина камеры по простиранию залежи, м;  $B_k = 30 \text{ м}$ ;  $Z_k$  - запасы руды в камере, т;

$$Z_k = a_k \cdot B_k \cdot h_k \cdot \gamma, \text{ м},$$

где  $h_k$  - высота камеры, м;  $\gamma$  - объемный вес руды,  $\text{т/м}^3$ ;  $\gamma = 4,0 \text{ т/м}^3$ ;  $H$  - глубина разработки, м;  $H = 600-1400 \text{ м}$ ;  $t_{ок}$  - время отработки камеры, мес.

$$t_{ок} = \frac{Z_k}{P_k}, \text{ мес.},$$

где  $P_k$  - производительность добычи руды из камеры, тыс. т/мес. (определяется по [3-5]).

На ряде рудников, отрабатывающих залежи камерными системами разработки с твердеющей закладкой, время подключения очередной камеры к отработке определяют продолжительностью выполнения подготовительно-нарезных работ  $t_{n-н}$ , обурирования камерных запасов -  $t_{\delta}$ , а также описанными ниже процессами  $t_{нк}$  [1].

В настоящей работе учтено, что (исходя из практики ЗАО «ЗЖРК»)  $t_{n-н}$  и  $t_{\delta}$  выполняются в рудных массивах камер, подлежащих к очередному подключению к отработке, одновременно с выполнением производственных процессов в отрабатываемых камерах на расстоянии от последних равным двум  $B_k$ .

Поэтому  $t_{n-н}$  и  $t_{\delta}$  исключены из расчетов, а учтено, что очередную камеру подключают к отработке через время определяемое по [1].

$t_{нк}$  - промежуток времени, через который подключается очередная камера к отработке после начала отработки предыдущей, мес.

$$t_{пк} = t_{пер} + t_3 + t_{тв} + t_d, \text{ мес.}, \quad (1)$$

где  $t_{пер}$  - время для сооружения перемычек, мес.;  $t_{пер}$  - 0,5 мес.;  $t_3$  - время для заполнения камеры твердеющей закладкой, мес.

$$t_3 = \frac{a_k \cdot b_k \cdot h_k}{40000}, \text{ мес.},$$

где  $t_{тв}$  - время твердения закладки - 3 мес.;  $t_d$  - время дренирования воды из заложеной камеры и осушение рудных запасов смежных камер, мес.

$$t_d = \frac{a_k \cdot b_k \cdot h_k}{52500}, \text{ мес. (с округлением до целого числа)}$$

На основании информации об отработке более 300 камер (от гор.300 до гор.940 м) были получены выражения, отражающие зависимость  $a_k$  и  $P_k$  от влияющих факторов

$$a_k = 211,1 + 5,0f_p + 4,35f_n - 0,019\gamma H - 1,62h_k, \quad (2)$$

где  $f_p$  и  $f_n$  - коэффициенты крепости по шкале проф. Протождяконова соответственно руды и вмещающих пород;  $f_p=7$ ,  $f_n=9$ .

Для этажно-камерной системы разработки с вибровыпуском руды (переходим от обозначения  $P_k$  к  $P_{эк}$ )

$$P_{эк} = 4,1 + 0,0524Z_{эк}, \text{ тыс. т/мес.}, \quad (3)$$

где  $Z_{эк}$  - извлекаемые запасы руды камеры, тыс. т.

Для подэтажно-камерной системы разработки с выпуском и доставкой руды ПДМ (типа TORO-400) одновременно на буровом и буродоставочном горизонтах  $P_{пкПДМ}^2$

$$P_{пкПДМ}^2 = 14,1 + 0,056 Z_{пк} - 0,046(0,5m + l_d), \text{ тыс. т/мес.} \quad (4)$$

где  $l_d$  - расстояние от контакта рудной залежи с породами лежачего бока до пункта разгрузки ПДМ, м;  $Z_{пк}$  - извлекаемые запасы руды из подэтажной камеры, тыс. т;

на одном буродоставочном горизонте  $P_{пкПДМ}^1$

$$P_{пкПДМ}^1 = 8,2 + 0,049Z_{пк} - 0,046m + l_d, \text{ тыс. т/мес.} \quad (5)$$

В соответствии с [1] реализация схемы расчета по учтенным входным параметрам сводится к определению, по каждому из рассматриваемых вариантов, числа одновременно обрабатываемых камер в этаже -  $П_{ок}$ .

Поскольку добыча руды на рудниках, обрабатывающих крутопадающие залежи системами разработки с твердеющей закладкой производится одновременно в нескольких этажах -  $П_{оз}$ , то определение  $A_r$  сводится к выражениям, тыс. т/год

$$A_r = П_{ок} \cdot П_{оз} \cdot P_{эк(пк)} \cdot 12 \cdot K_n, \quad (6)$$

где  $K_n$  - коэффициент, учитывающий надежность расчетов - 0,85.

$$A_r = \frac{П_{ок} \cdot П_{оз} \cdot P_{эк(пк)} \cdot 12 \cdot K_n}{1000}, \text{ млн. т в год} \quad (7)$$

$$A_r = 1000 \cdot П_{ок} \cdot П_{оз} \cdot P_{эк(пк)} \cdot 12 \cdot K_n, \text{ т в год}, \quad (8)$$

В данном случае исходим из данных практики ЗЖРК и принимаем к расчетам  $П_{оз} = 3$ .

В дальнейшем, для удобства описания и чтения вводим следующие обозначения:  $эк$  - этажно-камерная система разработки с вибровыпуском руды;  $пк$  - подэтажно-камерная система разработки с применением ПДМ;  $A_{эк}$  и  $A_{пк}$  - горные возможности соответственно при отработке залежи этажно-камерной системой разработки и подэтажно-камерной.

Из результатов расчетов по приведенным зависимостям, следует, что при  $m=40$  м и  $H$  от 600 до 1400 м, а также при  $m=60$  м и  $H$  до 900 м  $A_{эк}$  больше  $A_{пк}$ . Это объясняется тем, что в указанных значениях  $m$  и  $H$  возможно размещать в пределах залежи от лежачего бока до висячего бока одну камеру как при  $эк$ , та и при  $пк$ .

Однако, в связи с этим запасы камеры при  $эк$  будут значительно большими, чем при  $пк$ , так как при  $эк$  высота камеры существенно больше, чем при  $пк$ .

Это предопределяет и большую  $P_{эк}$  по сравнению с  $P_{пк}$ .

Кроме того, при  $пк$ , в данном случае, более низким  $P_{пк}$  будет из-за того, что выпускать и доставлять руду возможно только на одном буродоставочном горизонте, поскольку порядок отбойки слоев руды в камере не позволяет, из-за относительно малой величины  $m$ , организовыв-

вать одновременный выпуск и доставку руды на двух горизонтах.

Большее значение  $P_{эк}$  по сравнению с  $P_{пк}$  при примерно одинаковых  $t_{пк}$  в основном и определяет, что в указанных значениях  $m$  и  $H$   $A_{эк} > A_{пк}$ .

При  $m = 60$  м и  $H$  от 900 до 1400 м  $A_{эк}$  становится меньшим по сравнению с  $A_{пк}$ . И при  $m > 60$  м и при всех остальных значениях  $H$   $A_{пк}$  возрастает с увеличением  $m$  до 120 м.

Это объясняется тем, что при  $эк$  в указанных  $m$  и  $H$  число рядов камер увеличивается из-за уменьшения значения  $a_k$  и тем больше, чем глубже  $H$ , что приводит, во-первых, к резкому росту  $t_{пк}$ , во-вторых, к снижению  $P_{эк}$ , а также к увеличению количества отрезных щелей.

При применении  $пк$  с увеличением  $m$ , при всех значениях  $H$ , запасы камер и их производительность  $P_{пк}$  возрастают (при  $m > 60$  м возможно выпускать и доставлять руду одновременно на двух горизонтах),  $t_{пк}$  становится меньше во столько раз, сколько рядов камер в залежи и при этом нужна только одна отрезная щель.

Приведенные выше аргументы характеризуют рост и снижение  $A_{эк}$  и  $A_{пк}$  в зависимости от  $m$  и  $H$ .

Зависимость себестоимости добычи руды по руднику  $C_p$  от  $m$ ,  $H$  и производительности рудника  $A_p$  при отработке рудной залежи  $эк$  и  $пк$ , из которых следует, что:

с углублением  $H$   $A_p$  снижается на каждые 200 м на  $\approx 0,4$  млн т руды;

с увеличением  $m$   $A_p$  увеличивается на каждые 20 м на 0,4-0,5 млн т руды;

$C_p$  снижается от  $m=40$  м до  $m=120$  м как при  $эк$ , так и при  $пк$  при всех значениях  $H$ ;

в зависимости от  $H$   $C_p$  при обоих вариантах увеличивается на каждые 200 м на  $\approx 22-28\%$ ;

точки равноценных значений  $C_{рэк}$  и  $C_{рпк}$  находятся:

при  $H = 600$  м на  $m = 50-58$  м;

при  $H = 800$  м на  $m = 45-50$  м;

при  $H = 1000-1400$  м на  $m = 40-45$  м.

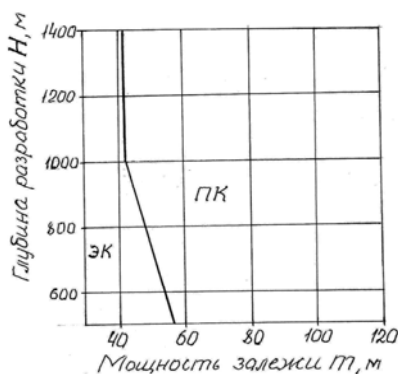


Рис. 1. Области рационального применения этажно-камерной и подэтажно-камерной систем разработки с твердеющей закладкой

По указанным значениям  $C_{рэк}$  и  $C_{рпк}$  определены области рационального применения  $эк$  и  $пк$  в зависимости от  $m$  и  $H$ , (рис. 1), из которого видны их характеристики.

Из приведенных результатов исследований следует, что при проектировании разработки мощных крутопадающих рудных месторождений камерными системами разработки с твердеющей закладкой, целесообразно, перед принятием проектных решений, учитывать приведенные выше рациональные области применения  $эк$  и  $пк$  с корректировкой их расчетами для конкретных горногеологических и горнотех-

нических условий месторождения.

Это позволит правильно планировать развитие горных работ на перспективу по обработке конкретных залежей, оптимизировать технологические схемы и параметры систем разработки, определять один из главных параметров - горные возможности, по значениям которых устанавливают производительность шахты (рудника).

#### Список литературы

1. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. - М, Недра, 1966.
2. Байконуров О.А., Крупник Л.А., Мельников В.А. Подземная разработка месторождений с закладкой. - Алма-Ата, Наука, 1972.
3. Технология добычи руд с твердеющей закладкой / О.А. Байконуров, Л.А. Крупник, В.Н. Петухов и др. М., Недра, 1979.
4. Бобрышев Д.Н., Рексин В.Э. Управление конфигурацией технических систем. - М., «Сов. радио», 1978, 184 с.
5. Закладочные работы в шахтах: Справочник / 3-11 Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыганова. - М., Недра, 1989. - 400 с.
6. Титов В.Д. Основы проектирования глубоких железорудных шахт. - М., Недра, 1977.-229 с.
7. Шестаков В.А. Проектирование рудников: Учебник для вузов. - М., Недра, 1987.-231с.
8. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. - М., Недра, 1986. - 204 с.
9. Настобурко Л.Г. Определение горных возможностей рудника методом статистических испытаний / Разраб. рудн. месторож. Респ. межвед. научно-техн. сб., 1983. - Вып. 36. - С. 3-8.

Рукопис подано до редакції 06.01.14