

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нормативні документи з питань обстежень, паспортизації, безпечної та надійної експлуатації виробничих будівель і споруд. – К.: НДІБВ, 1997. – 144 с.
2. Про забезпечення надійності і безпечної експлуатації будівель, споруд та інженерних мереж – Постанова Кабінету Міністрів України від 05.05.1997 р..
3. Про захист населення від надзвичайних ситуацій техногенного та природного характеру. – Закон України № 1809-3 від 08.07.2002 р.
4. Яланский А.А. и др. Теоретические и аппаратурные разработки виброволнового контроля строительных конструкций и материалов. /Яланский А.А., Паламарчук Т.А., Сергиенко В.Н., Усаченко В.Б. //Тезисы докладов IV-ой международной научной конференции «Материалы для строительных конструкций». – Днепропетровск, 1996 – С. 73.
5. Мишутин А.В., Мишутин В.В. Повышение долговечности бетонов тонкостенных конструкций плавучих и портовых гидротехнических сооружений. – Одесса: ОЦНТЭИ, 2003. – 292 с.

УДК 622.273: 622.83

В.И. Ляшенко, В.И. Голик

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЛОЖНОЙ СТРУКТУРЫ

Розглянуто результати створення наукового підґрунтя керування станом гірничих масивів, підготовкою рудних тіл до видобутку з урахуванням збереження земної поверхні при мінімальних витратах на підземну розробку родовищ корисних копалин природо- і ресурсозберігаючими технологіями

SCIENTIFIC FUNDAMENTAL FOR CONTROL OF ROCK SOLID DURING UNDERGROUND MINING OF DEPOSITS WITH COMPLEX STRUCTURE

The work considers the results of scientific fundamental creation for control of rock solids condition, ore bodies' preparation for mining with regard to earth surface preservation minimizing the costs of mineral deposits mining using nature and resource saving technologies.

Введение. Добыча минерального сырья сопровождается образованием подземных пустот, оказывающих отрицательное влияние на окружающую природную среду при нарушении земной поверхности. Нейтрализация этого влияния заполнением пустот твердеющими закладочными смесями ограничивается дефицитностью материалов для их приготовления. Сохранность земной поверхности обеспечивается природоохранными технологиями за счет использования остаточной несущей способности нарушенных пород. Сведения о механизме упрочнения горных массивов не дают необходимого представления об условиях вовлечения в работу приконтурного массива и ограничивают область применения природоохранных технологий подземной разработки урановых месторождений. Поэтому установление закономерной связи между величиной горного давления и остаточной несущей способностью геоматериалов, нахождение алгоритма управления геомеханической системой, разработка методов определения параметров управления массивами в процессе их подготовки к выемке и погашения пустот с учетом оптимизации природоохранных технологий, – вот

те важные, имеющие научные и практическое значение, которые требуют решения [1-10].

Массивы урановых месторождений сложены скальными и полускальными породами повышенной акустической жесткости, развитой корой выветривания и коэффициентом удароопасности до 95 %. Мощность зоны трещиноватости или нарушенности пород со снижением их прочности вокруг небольших выработок составляет 0,5 – 2,0 м, а на контакте камер - 5 – 10 м. Внутри этих участков выделяется приконтурная зона ослабленности мощностью 0,5 – 1,5 м. В зоне нарушенных пород коэффициент ослабления снижается от 0,35 до 0,04.

Методика исследований. Практикой доказано, что для управления их состоянием в большей мере применима теория М.М. Протождяконова (1933), в соответствии с которой на выработку действует лишь вес пород, заключенный в пределах свода высотой, значительно меньшей глубины работ. В дальнейшем эта теория конкретизирована. А.А. Борисов (1964) увязал ее с устойчивостью слоя пород в кровле выработки; В.Д. Слесарев (1948) установил решающий параметр – сопротивление разрыву горных пород, образующих балку; С.В. Ветров (1975) определил устойчивое положение выработки как равенство между прочностью заклинивающихся пород, образующих шарнирную арку весом в пределах свода естественного равновесия (рис. 1).

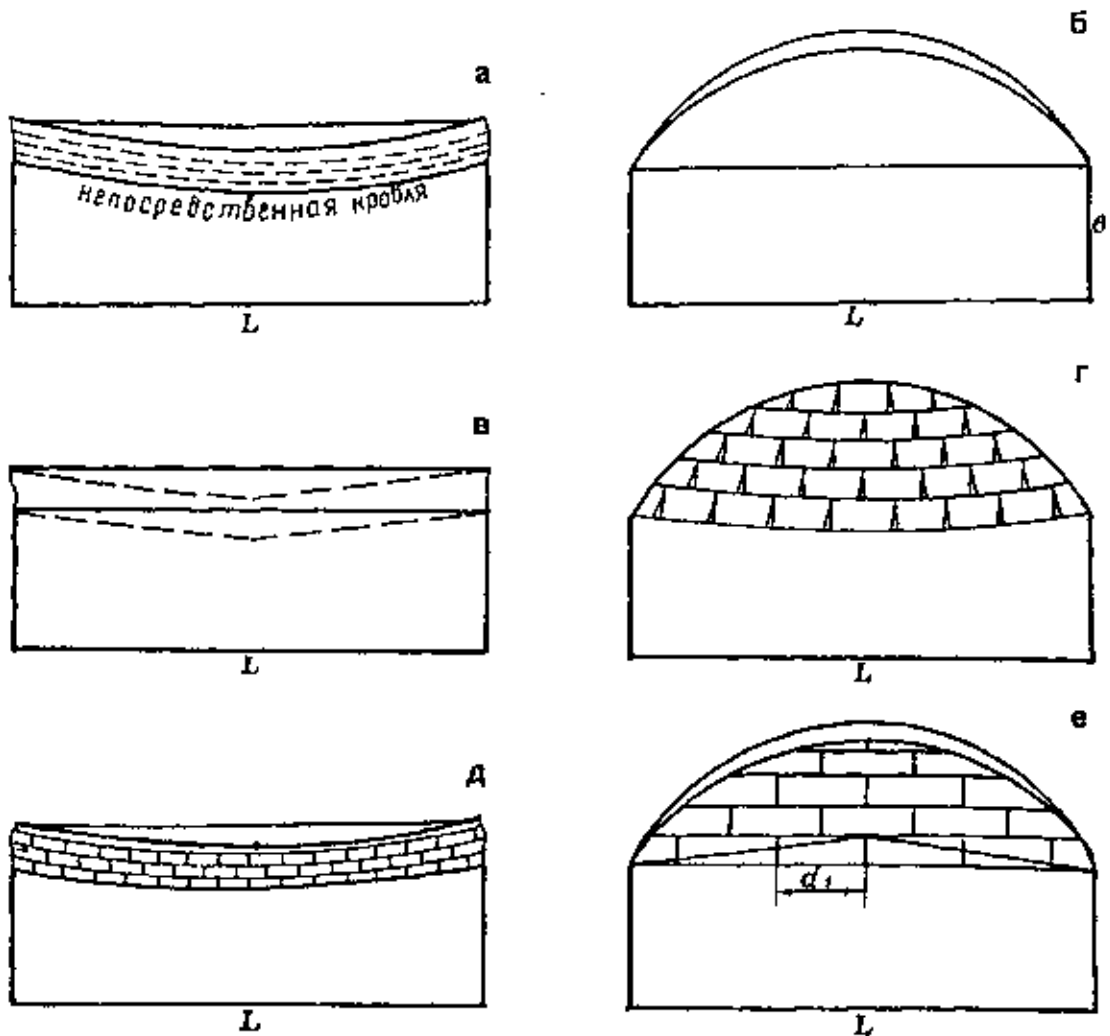
Геомеханическая сбалансированность рудного поля и предельно-допустимый пролет обнажений определяется согласно формулам:

$$L_{\phi} \leq L_{пред}; h \leq H; k \geq 1. \quad (1)$$

$$L_{пред} = f(R_{сж}, d_{1,2}, k_2, v, \gamma), \quad (2)$$

где L_{ϕ} - максимальный фактический пролет обнажения кровли пустот, м; $L_{пред}$ - предельный пролет свода, м; h - высота зоны влияния горных работ, м; H - глубина работ от контуров пустот до уровня коренных пород, м; k – коэффициент запаса надежности, ед.; $R_{сж}$ – прочность пород (искусственного массива), МПа; $d_{1,2}$ – горизонтальный и вертикальный размеры структурных блоков, м; k_2 – коэффициент запаса, ед.; v – мощность пород непосредственной кровли, не образующей надежных конструкций, м; γ - плотность пород, т/м³.

Устойчивость массива обеспечивается при достаточной механической прочности нижнего ряда заклинивающихся структурных блоков, пригруженного весом пород в пределах свода естественного равновесия и контролируется посредством приборов и систем геомеханического мониторинга. Авторами определено, что сохранение земной поверхности от разрушения на разнопрочных участках массива обеспечивается регулированием уровня напряжений путем взаимоувязки выемки руды во времени, пространстве и степени ее подготовленности к добыче. На этой основе созданы новые природо- и ресурсосберегающие технологии и технические средства, которые дали положительные результаты при подземной разработке урановых месторождений Российской Федерации, Казахстана и Украины.



а - В. Риттера; б - М.М. Протодяконова; в - А. Борисова; г - В. Слесарева; д - ВНИМИ;
 е - С. Ветрова: L - пролет горизонтального обнажения, м; d_1 - размер структурного блока
 по горизонтали, м; $в$ - мощность непосредственной кровли, м
 Рис. 1 – Схемы к определению устойчивости горных выработок

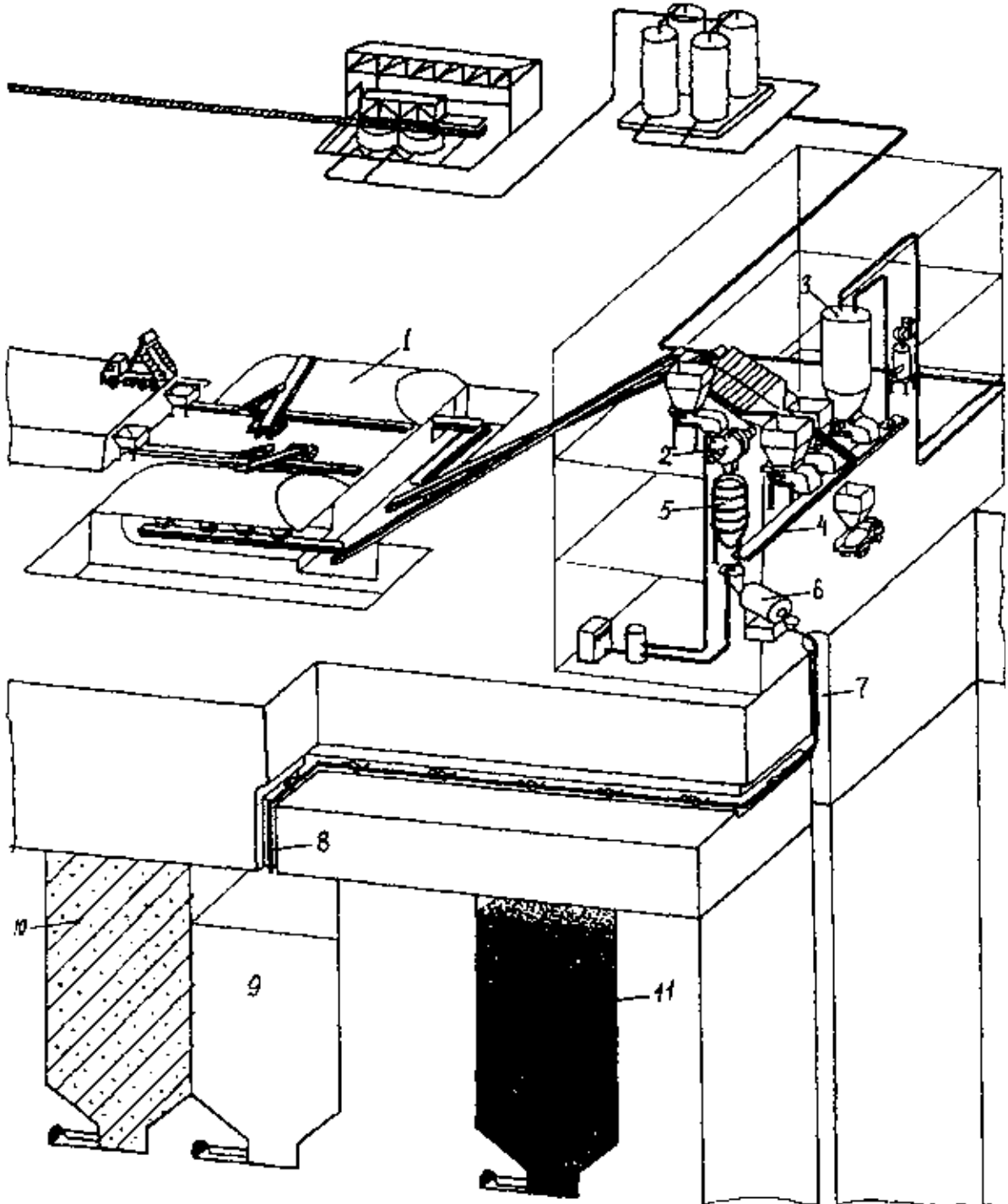
Величина напряжений и коэффициента запаса прочности определяется согласно формулам:

$$\sigma = aNu^e; Kз = [\sigma] / \sigma, \quad (3)$$

где Nu – количество импульсов в минуту; a, e – коэффициенты, характеризующие структурные и прочностные свойства горного массива, ед.; $[\sigma], \sigma$ - нагрузка, предельная (разрушающая) и действующая на конструктивный элемент, МПа.

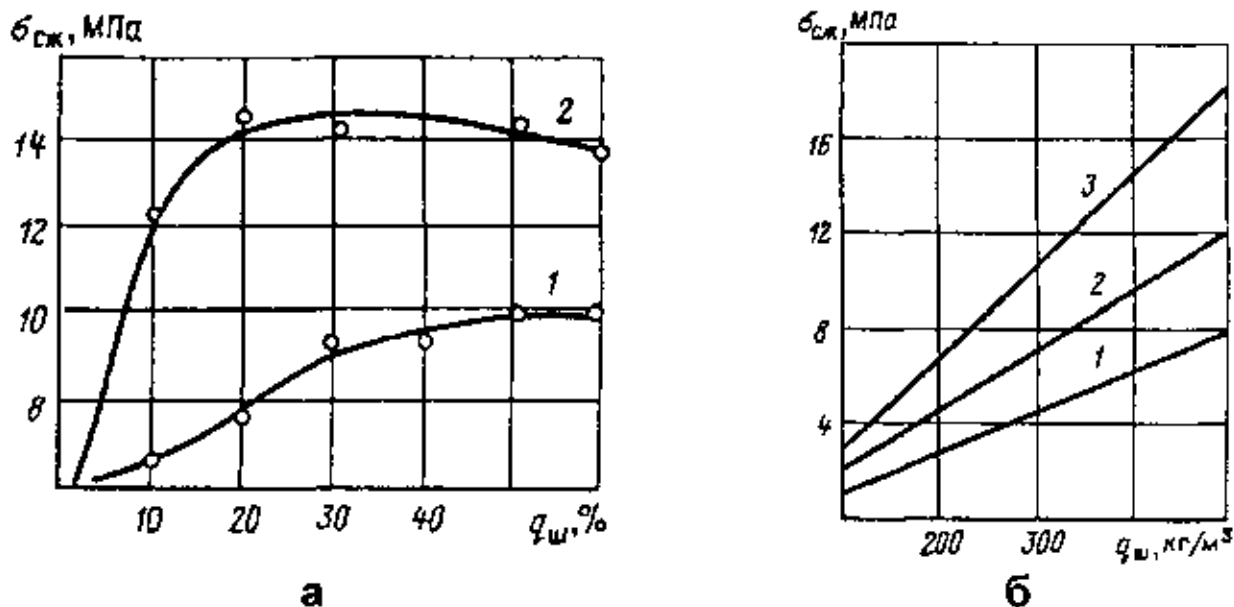
Для горных предприятий требование природо - и ресурсосбережения заключается в охране окружающей среды в районе разработки месторождений и частично решается вовлечением в производство некондиционных местных ресурсов и отходов производства. Недостаточная активность исходных материалов (вяжущее, наполнитель, вода затворения) повышается в ходе приготовления

твердеющей закладочной смеси (рис. 2, 3). Поэтому оптимизация горной технологии на основе геомеханических факторов, перевода геоматериалов в режим объемного сжатия, комплексной интенсификации процессов, обеспечивающих охрану окружающей среды и недр, представляет собой проблему важного народнохозяйственного и социального значения.



1 - склад шлака; 2 - дезинтегратор-активатор ДУ-65; 3 - емкость для цемента; 4 - конвейер; 5 - вертикальная вибромельница МВВ-07; 6 - смеситель; 7 - скважина; 8 - закладочный трубопровод; 9 - выработанное пространство; 10 - искусственный массив; 11 - отбитая руда

Рис. 2 – Схема закладочного комплекса



а - от объема дробленых пород (кривая 1) и от объема хвостов кучного выщелачивания (кривая 2); б - от расхода шлака: 1 - глинистые пески и хвосты гидрометаллургического завода; 2 - то же, с добавками дробленых пород; 3 - то же, с добавками хвостов кучного выщелачивания; $\sigma_{сж}$ – прочность твердеющей закладки на сжатие, МПа; $q_{ш}$ – расход шлака в 1 м^3 твердеющей закладочной смеси, % (а) и $\text{кг}/\text{м}^3$ (б).

Рис.3 – Зависимость прочности твердеющей закладки

Методика внедрения. Эффективность горной технологии определяется в результате сравнения вариантов разработки с учетом затрат на всех переделах и защиту населения, проживающего в зоне влияния горных объектов (Z_n) по критерию сохранности земной поверхности и описывается аналитической моделью и определяется согласно формуле

$$П = \sum_{i=1}^n \left[(C_{dp} - C_{dp} \pm (Y + Z_n)) \right] \frac{1}{1 + E} t - 1, \quad (4)$$

где C_{dp} – суммарная извлекаемая ценность конечной продукции из металлосодержащих руд, ден. ед.; C_{dp} – суммарные затраты на добычу и получение конечной продукции, ден. ед.; Y – суммарный ущерб, наносимый (-) окружающей среде или предотвращаемый (+) с учетом затрат на защиту населения, проживающего в зоне влияния горных предприятий (Z_n), ден. ед.; E – коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени t применения оцениваемой технологии, доли ед.

При разработке месторождений различают вскрытые, подготовительные и готовые к добыче промышленные запасы руд. Рациональное во времени и пространстве взаимодействие этапов подготовки определяет ритмичность и эффективность работы горнодобывающего предприятия. Соотношение вскрытых, подготовленных и готовых к добыче запасов определяют по массовым количествам руды и металла. Количественное опережение нормативов подготовлен-

ных к добыче над готовыми к добыче запасами определяется коэффициентом K_o . Для сложноструктурных месторождений этот показатель изменяется в пределах 3...7 и зависит от условий разработки, порядка подготовки, нарезки, отработки запасов руды в эксплуатационном блоке, способа поддержания и погашения выработанного пространства.

Вскрытые и подготовленные запасы не влияют на напряженно-деформированное состояние массива. Это - часть нетронутого очистными работами массива, в который на значительном удалении друг от друга, преимущественно по породе пройдены горные выработки ограниченного сечения. Готовые к выемке запасы - это действующие блоки с большим объемом пустот, заключенные в пределах геомеханически сбалансированного участка месторождения между барьерными целиками. Управление их состоянием обеспечивает сохранность разрабатываемых массивов и земной поверхности над ними с достижением технико-экономической эффективности за счет снижения затрат на поддержание выработок и уменьшения потерь и разубоживания руд.

При традиционной технологии готовность к добыче обеспечивается для блоков последовательно, что сдерживает темпы развития работ, поскольку производственная мощность горного предприятия зависит от норматива запасов, готовых к выемке.

Наращивание объема готовых к выемке запасов производится последовательным включением в эксплуатацию действующих блоков. При этом норматив запасов готовых к выемке должен быть не менее половины исходных запасов блока $\alpha \approx 0,5$, при условии

$$T_e + Q_n = V_n, \quad (5)$$

где α – коэффициент, характеризующий долю запасов руд, готовых к добыче, по отношению к исходному запасу, доли ед. (до 1).

Разделение рудного поля на безопасные участки по геомеханическим соображениям включает в объем запасов, готовых к выемке, участки массива, защищенные от критических деформаций породными конструкциями из надежно заклинившихся структурных блоков. Группа блоков в пределах такого участка позволяет готовить запасы к выемке и вести горные работы независимо друг от друга, увеличив интенсивность.

Величина коэффициента опережения запасов k_o по руде и по металлу зависит от геолого-морфологических и технологических факторов, а по геомеханическим условиям от прочности вмещающих пород.

Большие значения прироста запасов, готовых к выемке, отвечают породам средней и повышенной устойчивости. При этом технология отработанных запасов внутри участка не имеет существенного значения и определяет лишь интенсивность добычи.

Определение значения k_o для условий конкретного месторождения по качественным и количественным характеристикам (руде и металлу в ней) и геомеханическим условиям позволяет сопоставить методы в сравнимых условиях.

Авторами определено, что если первые два метода дают усредненные результаты, то третий метод дает результат, дифференцированный в зависимости от механико-структурных условий и других природных факторов.

Норматив готовых к добыче запасов определяется математическим моделированием с использованием формулы С.В. Ветрова, в которой переменным величинам придаются значения в пределах определенных для этих месторождений параметров:

$$2a = 2d_1 \left(\frac{10 R_{сж}}{k_1 \gamma H} - 1 \right), \quad (6)$$

При $d_1 = 3$ м, $R_{сж} = 1400$ кг/см²; $H = 500$ м, $\gamma = 2,7$ т/м³ и $k_1 = 1$, предельный пролет свода составил 54 м.

Фактический эквивалентный пролет ($L_{факт}$) по длине рудного тела простиранием $A=500$ и падением $B=640$ м составил (размеры в плане):

$$L_{факт} = \frac{AB}{\sqrt{A^2 + B^2}} = \frac{500 \times 640}{\sqrt{500^2 + 640^2}} = 394 \text{ м.} \quad (7)$$

Так как эквивалентный пролет превышает предельно-допустимый рудное тело разделяют на участки размерами 54×54 м посредством выемки камер с закладкой твердеющими смесями прочностью 14 МПа из расчета пригрузки массой пород до поверхности. На площади 54×54 м располагаются 4 блока с нормативом запасов, готовых к выемке 12 мес. при камерной системе разработки с твердеющей закладкой.

С изменением величины входящих параметров норматив готовых к добыче запасов составляет 6-12 мес. Меньшие значения соответствуют неблагоприятным условиям разработки и наоборот. По заданному алгоритму рассчитываются возможные сочетания параметров с последующим выделением оптимума.

При разработке сложноструктурных месторождений с оруденением очагового типа производственную мощность горного предприятия сдерживают организационно-технологические факторы и необходимость уточнения контуров оруденения, в том числе методами эксплуатационной разведки. Расчетные значения k_o по геомеханическим условиям проверяются и уточняются по руде и металлу.

Для быстрого и точного определения показателей работы горного предприятия T_z , T_n , A_o используется номограмма, увязывающая размеры структурных блоков, прочность пород на сжатие, глубину работ и коэффициент опережения готовых к добыче запасов.

Методы текущего регулирования нормативов подготовленности запасов руд к добыче с использованием возможностей персонального компьютера и графоаналитическим путем повышают оперативность и надежность управления массивами неоднородного строения с сохранением земной поверхности и ми-

нимизацией затрат. Они могут быть применены при условии комплектации банка данных об условиях разработки, накопленных в стадии разведки месторождений. Номограмма управления плоскими пролетами кровли в зависимости от размеров структурных блоков основной и непосредственной кровель и прочности пород одноосному сжатию.

Выводы. 1. Показатели разработки сложноструктурных месторождений оптимизируются за счет использования возможностей породных массивов создавать несущие конструкции, сохраняющие сбалансированность системы "поверхность – массивы - среда" с минимизацией затрат на управление ими.

2. Устойчивость горного массива и целиков зависит от интенсивности импульсов (частоты) звуков разрушения в минуту (устойчивому состоянию соответствуют значения в пределах 0-13, переходному – 13-17, неустойчивому – более 17 имп/мин). Для сильнотрещиноватых горных массивов приходится не менее 20 м² обнажения на 1 м скважины, среднетрещиноватых – 30 и слаботрещиноватых - 50.

3. Функциональная взаимосвязь между величиной напряжений горного массива и количеством импульсов (звуков разрушения) в минуту, характеризующих его структурные (а) и прочностные (в) свойства, описывается криволинейной зависимостью вида $y=ax^6$, позволяющая с вероятностью 0,8 оперативно устанавливать и контролировать оптимальные параметры обнажений.

4. Геомеханический мониторинг горного массива и целиков различного назначения осуществляется посредством звукометрических, маркшейдерских и оптических приборов, струнных тензометров, глубинных и грунтовых реперов, электрических цепей, визуальными и косвенными методами по изменению минерализации шахтной воды, (подречной целик реки Ингул, Украина), нашедших применение при подземной разработке урановых и других месторождений сложной структуры.

5. Установление зависимости между природными и технологическими факторами позволяет уточнить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руд (по руде, по металлу в ней и по геомеханическим массивов (горных и искусственных) на основе математических и графоаналитических методов с достижением экономической эффективности за счет повышения оперативности и надежности управления горными работами.

6. Для урановых месторождений Восточного горно-обогатительного комбината (Украина) величина коэффициента опережения запасов руды подготовленных, относительно готовых к выемке находится в пределах 4,0...5,7 и зависит от порядка подготовки, нарезки и отработки рудных тел, состояния искусственных массивов и содержания полезного компонента в руде.

7. Многоэтажное вскрытие с шагом 240 м, подготовка эксплуатационных блоков спиральными съездами на 3-5 блоков и увеличение высоты этажа с 60 до 90 м повысило интенсивность отработки месторождений в 1,3-1,5 раза, производительность труда в 2,2 раза, на 44% увеличило ресурсы и на 21% снизило трудовые затраты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ляшенко В.И. Природо- и ресурсосберегающие технологии и технические средства для подземной разработки урановых месторождений // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2003. № 4. С.128-133.
2. Ляшенко В.И., Голик В.И. Геомеханический мониторинг горного массива и целиков при подземной разработке урановых месторождений // *Цветная металлургия*. 2003. № 10. С.2-7.
3. Ляшенко В.И., Колоколов О.В., Разумов А.Н. Пути повышения безопасности подземной разработки месторождений урановых руд в зоне предохранительного целика под рекой // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2004. № 2. С.97-101.
4. Ляшенко В.И., Дудченко А.Х. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений // *Цветная металлургия*. 2004. № 2. С.2-8.
5. Ляшенко В.И. Научные основы повышения безопасности жизнедеятельности в уранодобывающих регионах // *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. 2004. № 3. С.56-70.
6. Ляшенко В.И., Голик В.И., Разумов А.Н. Повышение безопасности подземной разработки месторождений сложной структуры в зоне предохранительных целиков // *Цветная металлургия*. 2004. № 4. С.2-8.
7. Ляшенко В.И., Голик В.И. Средства геомеханического мониторинга породного массива при подземной разработке рудных месторождений // *Горный журнал*. 2004. № 5. С.47-50.
8. Ляшенко В.И., Колоколов О.В., Разумов А.Н. Создание и внедрение природо- и ресурсосберегающих технологий подземной разработки месторождений сложной структуры // *Цветная металлургия*. 2004. № 9. С.7-14.
9. Ляшенко В.И., Голик В.И. Научные основы геомеханического мониторинга состояния горного массива при подземной разработке месторождений сложной структуры // *Цветная металлургия*. 2004. № 10. С.2-10.
10. Ляшенко В.И., Голик В.И. Геомеханический мониторинг горного массива при подземной разработке месторождений сложной структуры // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2005. № 2. С.68-71.

УДК 622.25

С.В. Борщевский

О ВЛИЯНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОХОДКИ СТВОЛА НА КАЧЕСТВО И ВОДОНЕПРОНИЦАЕМОСТЬ БЕТОННОЙ КРЕПИ

Обґрунтовані параметри зведення якісного постійного бетонного кріплення вертикальних стовбів з урахуванням геомеханіки масиву. Наведені результати лабораторних іспитів, спрямованих на оцінку негативних впливів гірського тиску на бетон кріплення на ранніх етапах твердіння.

ABOUT INFLUENCE OF THE TECHNOLOGICAL CIRCUIT SINKING OF SHAFT ON THE QUALITY AND WATER RESISTANCE CONCRETE PROP

The parameters of erection of qualitative constant concrete fastening of vertical trunks are proved in view of the geomechanics of a file. Given results of laboratory tests directed on a rating of negative influences of mountain pressure on concrete of fastening at early stages set of durability.

Вертикальные стволы являются уникальными инженерными сооружениями по масштабу и сложности решаемых технических задач при строительстве и эксплуатации шахт. При этом в общем комплексе горных выработок строящейся шахты на долю стволов приходилось 20...25% стоимости и 30...50% общей продолжительности строительства.

Анализ показывает, что стоимость проходки стволов прямо пропорциональна толщине бетонной крепи и с ее увеличением на каждые 0,05 м возрастает на 5...7%. Одновременно увеличивается объем выемки породы на 2...3%, возраста-