

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРИРОДООХРАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В. И. Ляшенко, А. Х. Дудченко, А. А. Ткаченко –

ГП «Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательный институт промышленной технологии», г. Желтые Воды

Розглянуто результати науково-технічного розвитку методів та технологій безпечної підземної розробки уранових родовищ України, Російської Федерації, Казахстану та інших держав близького зарубіжжя.

The results of scientific and technical development of methods and technologies of safety underground mining of Ukraine, Russian and Kazakhstan uranium deposits are considered in this article.

АКТУАЛЬНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ

Подземная разработка урановых месторождений характеризуется сокращением рудных площадей, снижением содержания металла в руде, ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий при дефиците технических и материальных ресурсов и усилением факторов экологии, повышением требований к безопасности жизнедеятельности человека. Поэтому создание и внедрение научно-технических основ природоохранных технологий подземной разработки урановых месторождений с учетом геомеханического обоснования оптимальных параметров и схем ведения горных работ, рациональных способов управления горным давлением, прочности и составов твердеющей закладочной смеси, порядка отработки рудных залежей, экономически целесообразной интенсивности производственных процессов, обеспечивающих повышение безопасности подземной разработки урановых месторождений при сохранении земной поверхности, – важная научная и практическая задача.

Практикой отработки месторождений, локализованных в скальных массивах, доказано, что для управления их состоянием в большей мере применима известная теория М.М. Протодяконова (1933), в соответствии с которой на выработку действует лишь масса пород, заключенных в пределах свода, высотой значительно меньшей глубины работ. В дальнейшем эта теория конкретизирована. В частности, В.Д. Слесарев (1948) установил решающий параметр – сопротивление разрыву горных пород, образующих балку; А.А. Борисов (1964) увязал ее с устойчивостью слоя пород в кровле выработки; С.В. Ветров (1975) определил устойчивое положение выработки как равенство между прочностью заклинивающихся пород, образующих шарнирную арку массивом в пределах свода естественного равновесия [4]. Устойчивость массива обеспечива-

ется при условии достаточной механической прочности нижнего ряда заклинивающихся структурных блоков, пригруженного массивом пород в пределах свода естественного равновесия [1–15].

В последующем определено, что сохранение земной поверхности от разрушения обеспечивается регулированием уровня напряжений в разнородных участках, взаимоувязкой выемки руды во времени, пространстве и степени ее подготовленности к добыче и на этой основе предложены новые природоохранные и ресурсосберегающие технологии и технические средства, которые дали положительные результаты при подземной разработке урановых месторождений Российской Федерации, Казахстана и Украины. Ниже приводятся дополнительные научные и практические результаты по геомеханическому обоснованию безопасности подземной разработки урановых месторождений Украины природоохранными технологиями с заполнением выработанного пространства твердеющими закладочными смесями различного состава и прочности с участием авторов.

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ

Геометрические параметры камер должны обеспечивать устойчивость обнажений массива без значительных обрушений (не более 300 м³), препятствующих отработке запасов эксплуатационного блока. Методы определения геометрических параметров камер авторы разделяют на две группы: аналитические и эмпирические. Аналитические методы базируются на положениях теории упругости и пластичности, но незнание первоначального напряженного состояния, недостаточная точность констант физико-механических свойств массива снижают эффективность этих методов. Эмпирический метод основан на применении графического анализа данных с использованием закономерностей и функциональных зависимостей. Примерами служат

метод функциональных характеристик для разработки инструкций по определению геометрических параметров этажно-камерных систем разработки в Кривбассе, а также метод ВНИМИ по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов [1–5].

Напряженное состояние массива горных пород, определяющее устойчивость у обнажения выработки, формируется под влиянием горно-геологических факторов, из которых главными являются: трещиноватость пород; глубина разработки; угол наклона обнажения к горизонту; эквивалентный пролет обнажения; время существования обнажения; характер опоры или очередность подработки.

Устойчивость обнажения (здесь и далее рассматривается только плоская его форма) при длине выработки, соизмеримой с ее шириной (справедливо для всех случаев, когда соотношение размеров длинной (a) и короткой (b) сторон обнажения удовлетворяет условию $a/b < 2,5$), а также при различных размерах и формах опорного периметра обнажения характеризуется величиной эквивалентного пролета ($L_{эkv}$) и при бесконечной длине ($a/b > 2,5$) – размером короткой стороны обнажения.

Расчеты параметров выполнены исходя из следующих условий: руда и вмещающие породы устойчивые средней трещиноватости, крепость по шкале проф. Протодьяконова 12–18, угол падения залежей больше 50° ; при мощности рудных тел 3–15 м применяется система разработки подэтажными штреками и больше 15 м – подэтажными ортами (рис. 1). Высота этажа 60 и 70 м, подэтажей 15–18 м; порядок отработки подэтажей почвоуступный, бурение восходящими веерами скважин диаметром 57 и 65 мм; пустоты погашаются твердеющей закладкой прочностью от 1,5 до 6,0 МПа.

Для обеспечения безопасности горных работ в зоне влияния пустот отработанных камер выполнено: прогноз напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива и оценка условий динамического проявления горного давления; организация системы геомеханического мониторинга за НДС горного массива и устойчивостью обнажений камер; оснащение шахт аппаратурой и приборами для проведения геомеханического и сейсмического мониторингов; обучение персонала шахт проведению наблюдений и контроля НДС горного массива.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ПО ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКЕ

Устойчивость горизонтальных и вертикальных обнажений закладки находится в прямой зависимости от качества закладочной смеси, времени твердения и монолитности (рис. 2). Прочность контакта порода – закладка на изгиб и растяжение равна прочности закладки по этим показателям. Угол внутреннего трения (ρ) принят 32° . Монолитность

закладки зависит от степени расслоения смеси в перерывах при закладке камер. Изменение соотношения составляющих компонентов в расслоившейся части закладки уменьшает более чем на 1/3 расчетные прочностные свойства.

При определении предельного эквивалентного пролета горизонтального обнажения высота монолитного слоя закладки, под который непосредственно выходят нижележащие камеры, должна быть не менее 4 м. На эту высоту камеры необходимо закладывать без перерывов в работе закладочной установки, при придании закладке в нижней ее части плоской или сводчатой формы. Поверхность отбитой руды перед закладкой камеры должна быть выровнена за счет регулирования выпуска руды.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАМЕР

Оценкой устойчивости обнажений руды, вмещающих пород и закладки является допустимый эквивалентный пролет. Допустимый эквивалентный пролет горизонтального и вертикального обнажения закладки определяется согласно формулам [3–5]:

$$L_{эkv}^2 = \sqrt{\frac{2\sigma_{из} \cdot h_{сл}}{\gamma_3 \cdot K_3}}, \text{ м}; \quad (1)$$

$$L_{эkv}^6 = \frac{2C_m}{\gamma_3 \cdot K_3} \text{ctg}(45^\circ + \frac{\rho}{2}), \text{ м}, \quad (2)$$

где $\sigma_{из}$ – предел прочности закладки на изгиб, т/м^2 ; $h_{сл} = 4$ – толщина нижнего монолитного слоя закладки, м; γ_3 – плотность закладки, т/м^3 ; K_3 – коэффициент запаса, ед. (по данным практического внедрения предложенной методологии в течение 35 лет K_3 изменялся от 1,5 до 2,5); C_m – коэффициент сцепления, т/м^2 ; $\rho = 32^\circ$ – угол внутреннего трения, град.

Устойчивость обнажений с вероятностью 0,023–0,067 обеспечивается при условии $L_{эkv} \leq L_{доп}$. Здесь $L_{доп}$ – допустимый пролет обнажения, м. Пустоты отработанных камер не оказывают влияния на дневную поверхность при условии $H_2 > H_p$. Здесь H_2 – глубина расположения кровли пустот, м; H_p – расчетная высота зоны опасных сдвижений, м.

Геометрические параметры камер: длина (a), ширина (b) и высота (H), а также величины эквивалентного горизонтального и вертикального пролетов, обеспечивающие устойчивость закладочного массива, находятся по известным зависимостям [12].

В первичных камерах допустимый эквивалентный пролет обнажений зависит от крепости вмещающих пород руды и глубины разработки (рис. 3–5). Эквивалентный пролет горизонтального обнажения при мощности рудных тел до 3 м и прочности закладки на сжатие более 3,0 МПа может быть неограниченной длины. Геометрические параметры системы разработки подэтажных штреков для рудных залежей с горизонтальной мощностью до 15 м, когда длина камеры по простиранию в 2–3

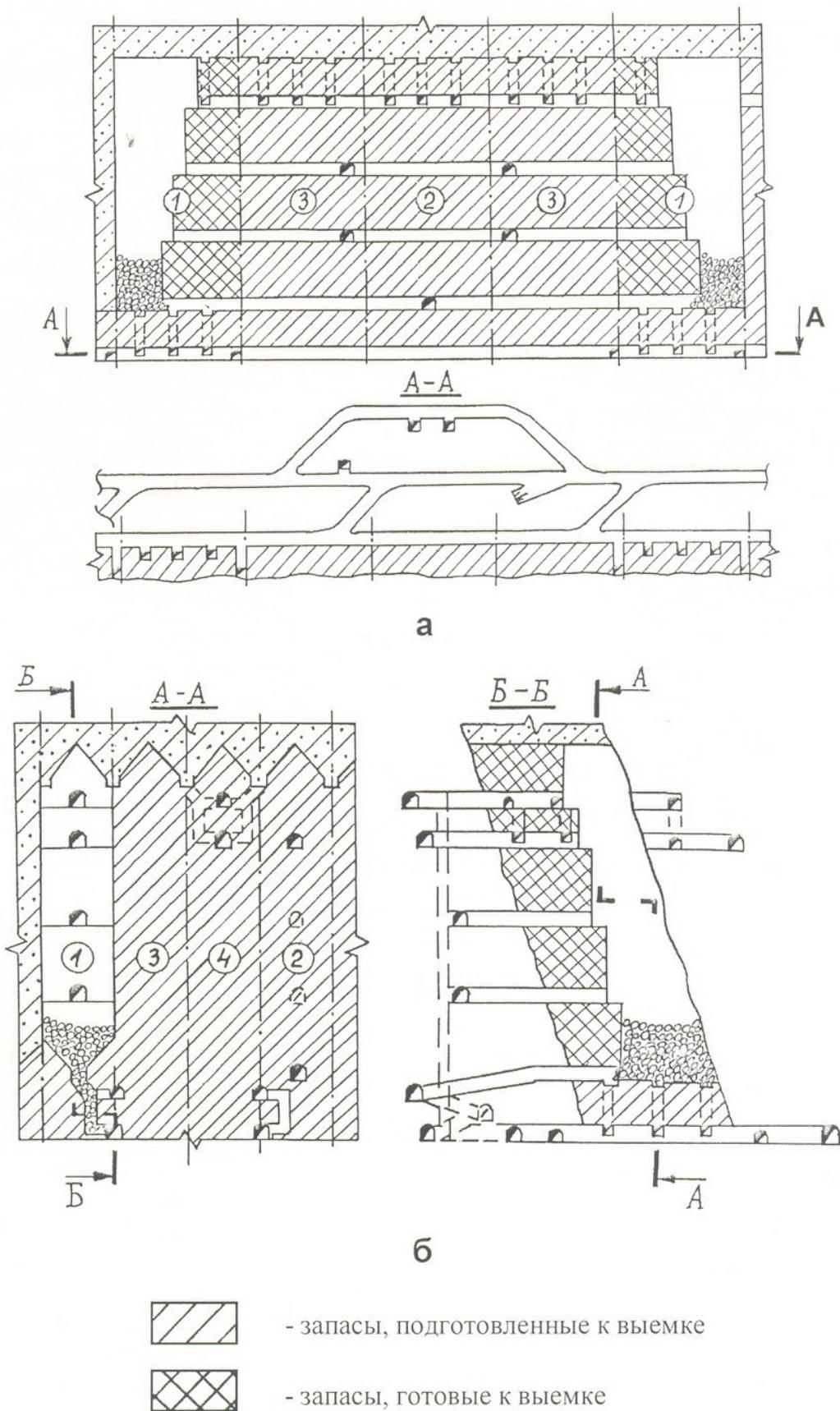


Рис. 1. Система разработки подэтажными штреками (ортами) с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью:

а – подэтажные штреки; б – подэтажные орты; 1...4 – последовательность извлечения запасов камер в блоке

раза и более превышает ширину (мощность), приводятся ниже.

Для условий защемления по периметру неправильной (отличной от прямоугольной) формы эквивалентный пролет определяется согласно формуле:

$$L_{\text{экв}} = 2,5 * S / P_o, \quad (3)$$

где S – площадь обнажения, м²; P_o – длина опорного периметра, м.

Критерий устойчивого состояния примыкающей к обнажению краевой части массива горных пород определяется согласно формуле

$$L_{\text{экв}} \leq L_{\text{доп}} = L_{\text{зо}} / 1,1, \quad (4)$$

где $L_{\text{зо}}$ – предельный пролет перед массовым обрушением горных пород (объемом более 250 м³), определенный опытным путем, м; $L_{\text{доп}}$ – предельно допустимый пролет обнажения выработки бесконечной длины, м.

По известным величинам эквивалентного пролета определяется длина и ширина обнажения из выражений:

$$a = \frac{b}{\sqrt{\left(\frac{b}{L_{\text{экв}}}\right)^2 - 1}}; \quad b = \frac{a}{\sqrt{\left(\frac{a}{L_{\text{экв}}}\right)^2 - 1}}. \quad (5)$$

Предельно допустимый эквивалентный пролет обнажения определяется по зависимостям, установленным статистической обработкой шахтных наблюдений, учитывающих все влияющие факторы.

ВЛИЯНИЕ ВРЕМЕНИ ОТРАБОТКИ И ЗАКЛАДКИ КАМЕР НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОБНАЖЕНИЙ

Большое значение для устойчивости обнажений массива имеет интенсивность отработки и закладки камер. Проведенные исследования показали, что величина устойчивого эквивалентного пролета обнажения ($L_{\text{экв}}$) и время его существования (t) находятся по зависимости: $L_{\text{экв}}^2 t = \text{const}$.

Для камер, выходящих под заложенное пространство, значение временного коэффициента

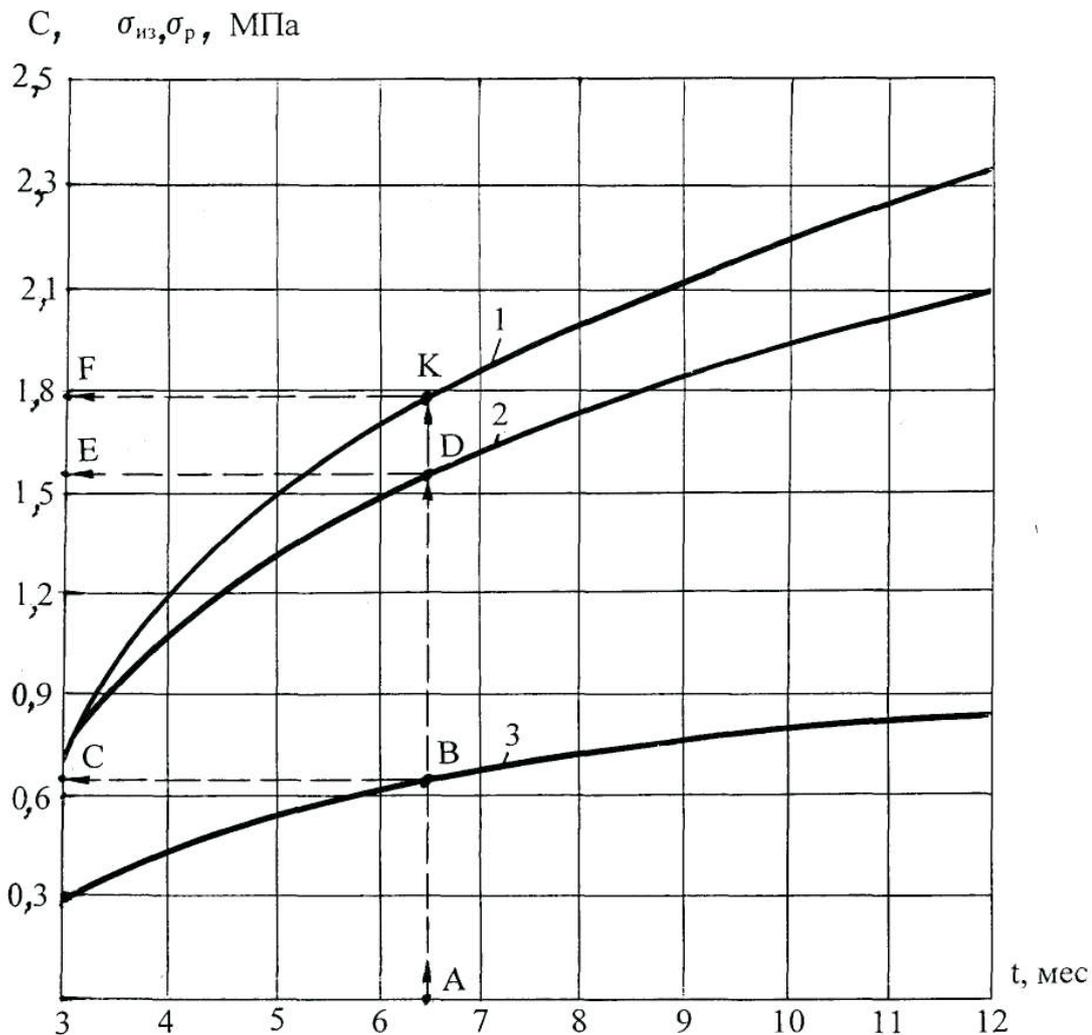


Рис. 2. Прочностные характеристики закладки в зависимости от периода твердения (t):
1, 2, 3 – соответственно, коэффициент сцепления, предел прочности на изгиб и растяжение, МПа; ключ: А–В–С; А–D–E; А–K–F.

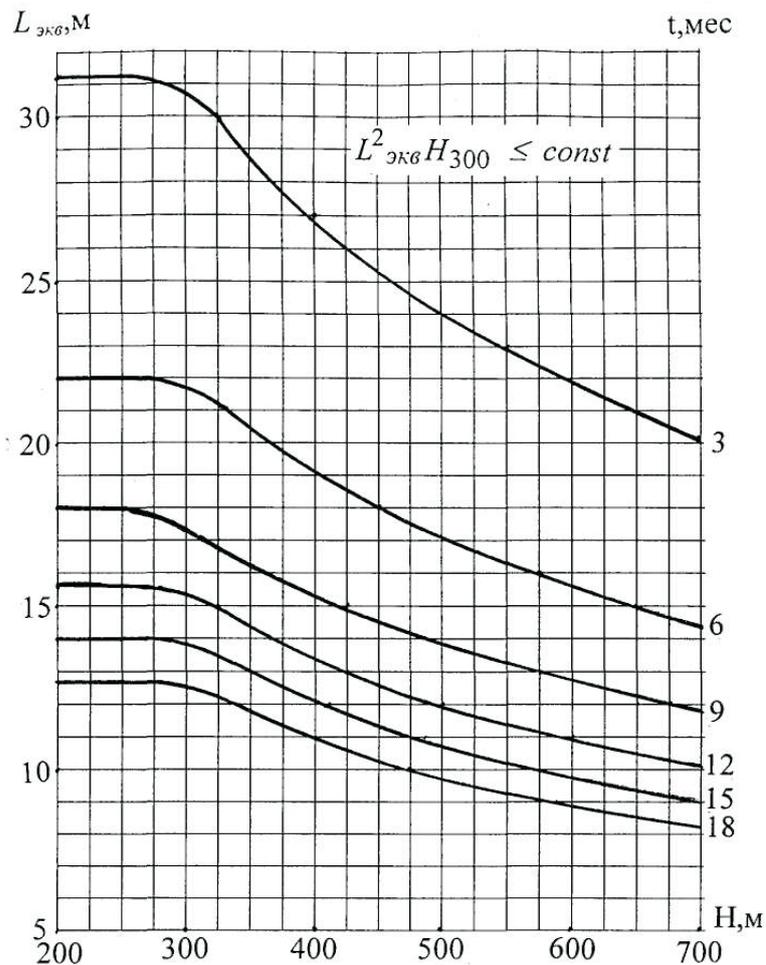


Рис. 3. Номограмма для определения предельного эквивалентного пролета обнажения краевой части среднетрещиноватого массива

изменяется от 0,76 до 1,10, а для выходящих под рудный массив – от 0,92 до 1,23.

Повышение интенсивности работ в 2–3 раза позволило снизить нормативную прочность твердеющей закладки с 8,5 до 3,5 МПа, в 1,5–2 раза сократить расходы вяжущего, использовать низкосортные пески и отходы горно-обогатительного производства. В результате решена проблема дефицита инертных заполнителей и на 30–50 % снижена себестоимость закладочных работ.

Для урановых месторождений Казахстана сформулированные задачи решались с применением теории предельного свода естественного равновесия по методике С.В. Ветрова [4]. В кровле выработки по геологической документации (планы и разрезы) выявляли ослабляющие системы трещин, разделяющие массив на структурные блоки, определяли их размеры и положение в пространстве. Величину устойчивого пролета плоской незакрепленной кровли между целиками, поддерживаемыми породы внутри предельного свода естественного равновесия, рассчитывали на основе представления о распределении действующих сил

в своде естественного равновесия (вертикальной силы Q , касательного усилия T и реакции опоры R). При этом для разноразрушенных пород основной и непосредственной кровель формулы С.В. Ветрова уточнены с учетом сохранения плоской формы, исходя из условия равенства моментов сил от действия массива пород и распора под сводом влияния выработки согласно формулам:

$$L_o = 1,71 \sqrt[3]{\frac{10R_{\text{сж}} d_{o2}^2 v_o}{k\gamma}}; \quad (6)$$

$$L_n = 1,49 d_{n2} \sqrt{\frac{10R_{\text{сж}}}{k\gamma b}}; \quad (7)$$

где L_o – пролет обнажения основной кровли, м; $R_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на сжатие, Н/см²; d_{o2} – вертикальный размер структурных блоков пород основной кровли, м; v_o – коэффициент устойчивости пород; k – коэффициент запаса устойчивости плоского обнажения ($k = 2,5–3,0$ в первой стадии погашения при очистных работах); γ – плотность пород, т/м³; L_n – пролет обнажения непосредствен-

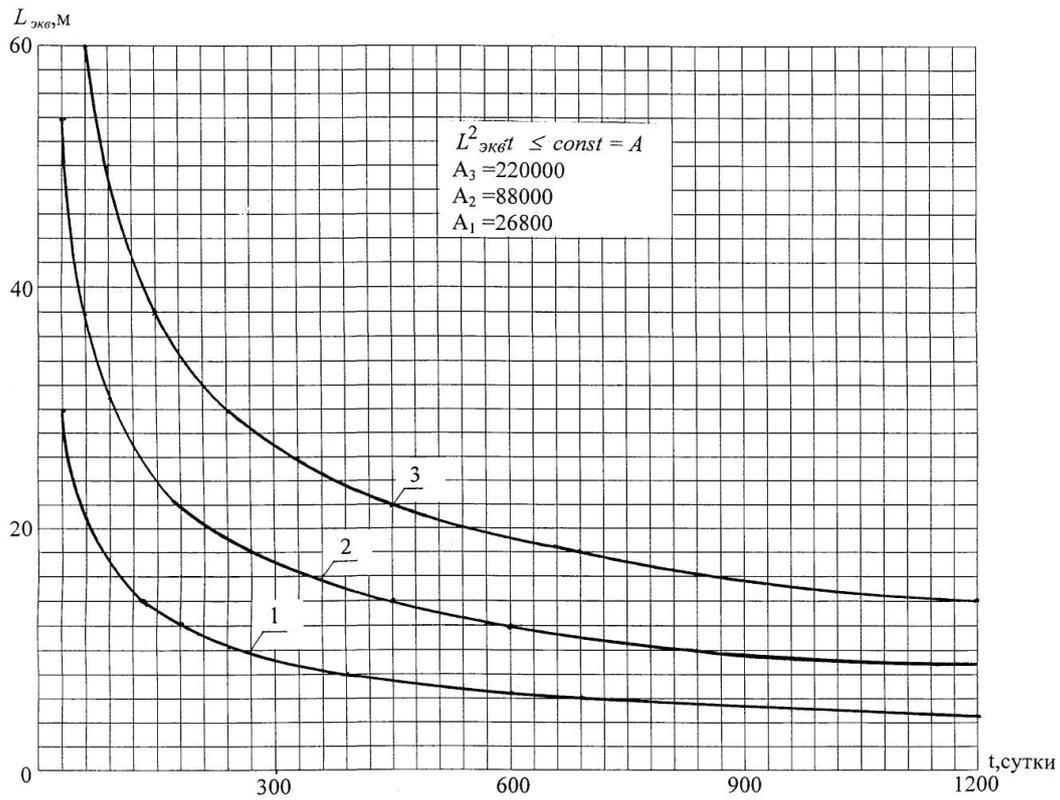


Рис. 4. Номограмма для определения предельного эквивалентного пролета обнажения потолочин для горного массива:
 1 – сильнотрещиноватого; 2 – среднетрещиноватого; 3 – слаботрещиноватого

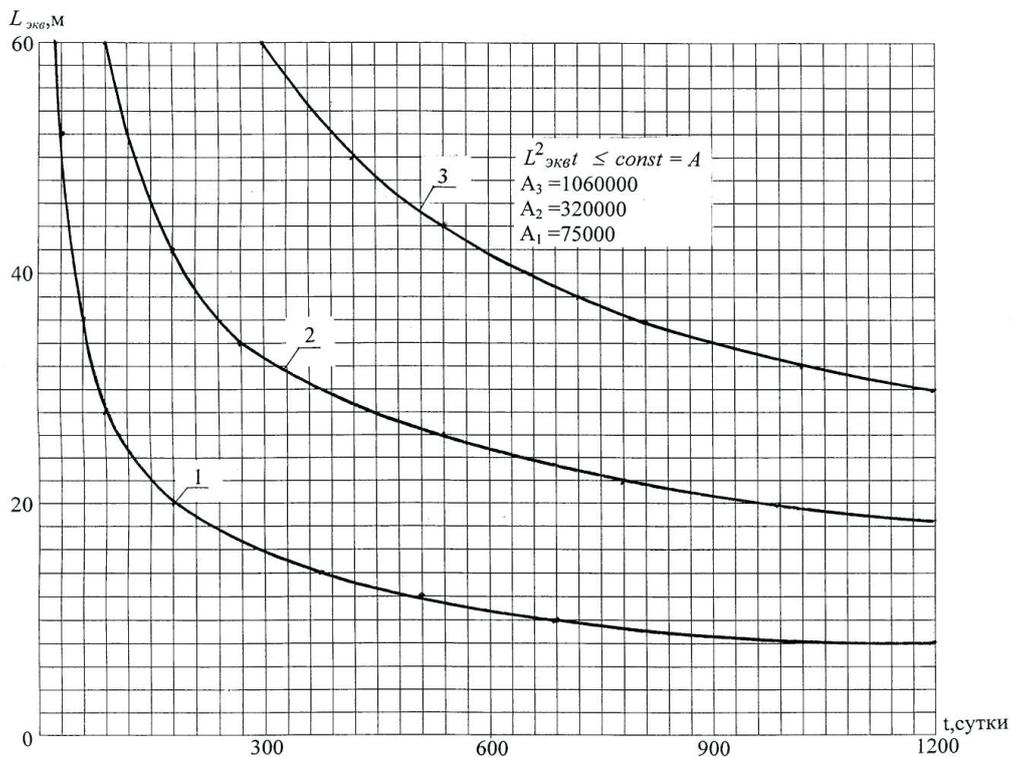


Рис. 5. Номограмма для определения предельного эквивалентного пролета обнажения висячего бока для горного массива:
 1 – сильнотрещиноватого; 2 – среднетрещиноватого; 3 – слаботрещиноватого

ной кровли, m ; $d_{н2}$ – вертикальный размер структурных блоков пород непосредственной кровли, m ; b – мощность отслаивающейся пачки непосредственной кровли, m .

Пролеты без крепления в породах непосредственной кровли в ряде случаев оказывались ненадежными, так как заклиниванию блоков препятствует выпадение клиновидных блоков из кровли. Ненадежность пролетов непосредственной кровли повышалась скреплением отдельных слоев штанговой крепью. В этом случае допустимый пролет закрепленного плоского обнажения непосредственной кровли L_3 рассчитывается по формуле: $L_3 = mL_{н}$, где m – коэффициент устойчивости, зависящий от числа скрепляемых штангами слоев (изменяется в пределах 2 – 9).

ЗАВИСИМОСТЬ ЭКВИВАЛЕНТНОГО ПРОЛЕТА ОБНАЖЕНИЯ ОТ ХАРАКТЕРА ОПОРЫ

Обнажение массива, имеющее в качестве одной несущей опоры твердеющую закладку, отнесено к обнажениям второй очереди подработки. Обнажения, имеющие две и более несущих опоры из закладки, отнесены к третьей очереди подработки. Обнажения, не имеющие контакта с твердеющей закладкой, а также опирающиеся длинными сторонами (когда длина больше ширины в 2–2,5 раза) на горный массив, отнесены к первой очереди подработки. Для обнажений первой, второй и третьей очередей подработки в камерах с закладкой вводятся поправочные коэффициенты, представленные в формулах: $L'_{эквдоп} = 1,15 L''_{эквдоп} = 1,35 L'''_{эквдоп}$; $L''_{эквдоп} = 0,87 L'_{эквдоп} = 1,18 L'''_{эквдоп}$; $L'''_{эквдоп} = 1,15 L'_{эквдоп} = 1,35 L''_{эквдоп}$; где $L'_{эквдоп}$, $L''_{эквдоп}$, $L'''_{эквдоп}$ – соответственно допустимые эквивалентные пролеты для обнажений первой, второй и третьей очереди подработки, m .

В камерах последующих очередей отработки при сплошной выемке могут присутствовать одновременно обнажения всех трех очередей подработки.

РАССТОЯНИЕ МЕЖДУ ПОЛЕВЫМИ ШТРЕКАМИ И РУДНЫМИ ЗАЛЕЖАМИ

При камерных системах разработки с твердеющей закладкой расстояние от полевых штреков до рудной залежи для лежачего ($P_{лж}$) и висячего ($P_{вис}$) выражено следующими зависимостями от мощности (M) и высоты этажа (H): $P_{лж} = 1/6(M+H)$; $P_{вис} = P_{лж} + 3$.

Наблюдения за состоянием выработок и вмещающих пород в приконтактных зонах дают основание считать, что увеличение расстояния от полевых штреков на основных горизонтах до рудных залежей должно быть не более 15 м по лежащему боку и 18 м – по висячему.

РАЗРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Урановые месторождения Украины состоят из большого количества отдельных рудных залежей, многие из которых разделены сравнительно неболь-

шими прослойками пустой породы. Влияние пустот отработанных камер при параллельной отработке вкрест простирания рудных залежей определяется по формуле:

$$a_k = \frac{4dn^3 \cdot \sigma_{сж} \cdot 10^6}{K_3^3 \cdot \gamma^2 \cdot H^2 (m_1 + m_2 + 2m_3)^2}, \quad (8)$$

где a_k – длина камеры по простиранию, m ; K_3 – коэффициент запаса прочности в зависимости от трещиноватости; γ – плотность вмещающих пород, $кН/м^3$; m_1 , m_2 – мощность сближенных залежей, m ; H – глубина разработки до нижней отметки, m ; m_3 – фактическая мощность прослойки, m ; d_n – мощность (толщина) прослойки, m ; $\sigma_{сж}$ – прочность породной прослойки на сжатие, $МПа$.

С уменьшением угла падения рудной залежи допустимая длина камеры уменьшается и рассчитывается с учетом изменения коэффициента распора прослойки и ее толщины, которая уточняется по формуле Трифонова Ю.В. [3]: $= d_n (\sin \alpha + \lambda \cos \alpha)^2$, где d_n – толщина прослойки, m ; α – угол падения залежи, прослойки, град.; $\lambda = 0,8$ – коэффициент распора, ед.

Тогда с учетом угла наклона формула (8) имеет вид:

$$a_k = \frac{4dn^3 [(\sin \alpha + \lambda \cos \alpha)^2]^3 \cdot \sigma_{сж} \cdot 10^6}{K_3^3 \cdot \gamma^2 \cdot H^2 (m_1 + m_2 + 2m_3)^2}. \quad (9)$$

Пустоты в сближенных залежах мощностью m_1 и m_2 не оказывают влияния на устойчивость обнажений при условии $d \geq d_n$. Здесь d – фактическая по условиям отработки рудных залежей мощность прослойки, m ; d_n – допустимая мощность прослойки, m . При $m_1 + m_2 + d \geq 70$ и при $m_1 + m_2 + d \leq 70$ – по формулам (8, 9).

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ МАССЫ ЗАРЯДА ВВ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

Сейсмобезопасная масса заряда на одно замедление (Q) в зависимости от прочности и расстояния (r) до ближайшей одновременно работающей в этаже камеры определяется следующей формулой:

$$Q = \left(\frac{2\sigma_{п.з.} \cdot g \cdot 1000}{85 \cdot \gamma \cdot C_p} \right)^{2,34} \cdot r^3, \text{ кг}, \quad (10)$$

где $\sigma_{п.з.} = 0,1 \sigma_{сж}$ – временное сопротивление растяжению закладки, $кг/см^2$; g – ускорение силы тяжести; $\gamma = 2,3 \text{ г/см}^3$ – плотность закладки; C_p – скорость распространения продольных волн в закладочном массиве, $см/с$. При $\sigma_{сж} = 30; 60 \text{ и } 85 \text{ кг/см}^2$ $C_p = 22 \cdot 10^4; 25 \cdot 10^4 \text{ и } 26 \cdot 10^4 \text{ см/с}$, соответственно.

Сейсмобезопасная масса заряда в веерных скважинах, расположенных параллельно границе закладочного массива, при системе разработки подэтажными штреками определяется по формуле

$$Q = \left(\frac{\sigma_{сж} \cdot g}{0,290 \cdot \gamma \cdot C_p} \right)^{1,44} \cdot r^3, \text{ кг}. \quad (11)$$

В зависимости от времени твердения закладки расстояния от последнего веера до обнажения искусственного массива приведены в таблице.

На основании проведенных исследований и результатов контрольных замеров распространения сейсмозрывных волн в скальных массивах на урановых месторождениях Украины, массу взрываемого заряда на интервал замедления авторами рекомендуется определять по формуле [12]:

$$Q = \left[\frac{U_0}{K} \right]^{\frac{3}{n}} \cdot r^3, \quad (12)$$

где $U_0 = 24 - 75$ – допустимая скорость смещения для различных подземных объектов и обнажений камер (зависит от категории и сроков службы охраняемых объектов), см/с; $K = 85 - 575$ – коэффициент, учитывающий свойства среды (горные и искусственные массивы, разломы и др.), проводящей сейсмические колебания, ед.; $n = 1,85 - 2,1$ – коэффициент, характеризующий условия ведения взрывных работ, ед.; r – расстояние от взрыва до охраняемого объекта.

МЕТОДИКА И РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ

По результатам исследований Государственного предприятия «УкрНИПИпромтехнологии» (г. Желтые Воды), Государственного предприятия «Научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Кривой Рог), выполненных в 1970–2005 годах, а также с учетом передового опыта применения камерных систем с закладкой на Криворожском и Запорожском железорудных комбинатах, в других бассейнах страны и за рубежом авторами составлена «Инструкция по обоснованию безопасных и устойчивых параметров очистных блоков на шахтах ГП «ВостГОК» (далее – Инструкция), которая утверждена Министерством топлива и энергетики Украины в 2006 году. В Инструкции изложены методы расчетов и представлены номограммы по определению безопасных и устойчивых обнажений горных и искусственных массивов очистных блоков, допустимых объемов пустот отработанных, частично погашенных и изолированных выработанных пространств, сейсмобезопасные массы зарядов и их влияние на безопасное ведение горных работ в интервале глубин 300–1000 м при отработке урановых месторождений камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства

на урановых шахтах Украины. Даны зависимости безопасных и устойчивых параметров очистных блоков от горно-геологических и горнотехнических условий, физико-механических свойств горных пород и искусственных массивов и времени стояния обнажений выработанных пространств.

В результате проведения комплекса научно-исследовательских работ авторами установлен современный технический уровень применяемой системы разработки, стандартизированы ее элементы и технологические процессы, составлен комплект стандартов предприятия «Система разработки подэтажными штреками (ортами) с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Параметры и размеры», который регламентирует (в зависимости от горно-геологических условий) длину, ширину и высоту камер первой, второй и третьей очередей выемки, их предельно допустимые значения, с учетом изменения прочностных свойств закладки при ее твердении и глубины разработки, высоту подэтажа и днища блока, расстояние между выпускными погрузочно-доставочными выработками (дучками) в зависимости от мощности рудного тела и высоты этажа, форму и размеры поперечных сечений основных боковых выработок. Технологические параметры системы разработки: применяемое оборудование, способ и механизация выпуска руды, порядок отработки и отбойки камерных запасов, расположение и диаметр буровых скважин – определены также в зависимости от ранее стандартизированных параметров и размеров камер.

Для строгой регламентации требований к основным параметрам (с учетом конструктивных особенностей применяемой системы) и погашения выработанного пространства твердеющей смесью стандартизированы и другие технологические процессы и элементы технологии подземной разработки в конкретных горно-геологических условиях урановых месторождений Украины (СТП – «Схемы подготовки залежей», «Параметры и конструкция днищ блоков», «Буровые и взрывные работы. Параметры и размеры», «Закладка выработанного пространства твердеющей смесью» и др.). Настоящий комплект стандартов внедрен на горных предприятиях урановой промышленности Украины и успешно используется специалистами технологических и геолого-маркшейдерских служб [15].

Таблица

Расстояние от последнего веера на границе блока до закладки

Период твердения закладки, мес.	Расстояние от последнего веера на границе блока до закладки в диаметрах скважин
3	14–22
6	10–17
12	8–14

Выводы

При разработке рудных залежей по простиранию их безопасность обеспечивается, когда размер камеры (a_k) удовлетворяет условию: $a_k \leq d$.

Допустимый эквивалентный пролет горизонтального обнажения при прочности твердеющей закладки на сжатие более 3,0 МПа всегда меньше вертикального. Если ширина камеры меньше эквивалентного пролета горизонтального обнажения, длина ее ограничивается устойчивостью вертикального обнажения, а для камер, расположенных по простиранию рудных залежей – устойчивостью вмещающих пород висячего бока.

Геометрические параметры камер, устойчивость вертикальных и горизонтальных обнажений находятся в зависимости от интенсивности отработки и закладки камер. Чем быстрее обрабатывается и закладывается камера, тем больше допускается обнажение.

Основным условием сохранения подземных объектов, обеспечения устойчивости обнажений и повышения безопасности подземной разработки урановых месторождений является ведение взрывных работ в пределах, не превышающих допустимых уровней скоростей смещений, т. е. соблюдение условия $U_o \geq U_g$.

Геомеханический мониторинг горного массива и целиков различного назначения осуществляется посредством звукометрических и маркшейдерских приборов, струнных тензометров, глубинных и грунтовых реперов, оптических приборов, электрических цепей, визуальных и косвенных методов по минерализации шахтных вод и на его основе производится оценка степени устойчивости обнажений, выявление закономерностей их деформирования и разрушения, определение допустимых параметров и конструктивных элементов систем разработки, установление способа крепления и выбор соответствующего типа крепи.

Для сокращения разубоживания закладкой при взрывах, когда разработка производится системой подэтажных ортов, целесообразно скважины не добуривать до границы камеры на 0,6–0,8 м или недозаряжать на эту величину, если скважины дошли до закладки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Борисов А.А. Механика горных пород. – М.: Недра, 1980. – 359 с.

2. Фисенко Г.Л. Предельное состояние горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1980. – 359 с.
3. Слепцов М.Н., Азимов Р.Ш., Мосинец В.Н. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1986. – 206 с.
4. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. – М.: Наука, 1975. – 223 с.
5. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965. – 226 с.
6. Ляшенко В.И. Природо- и ресурсосберегающие технологии и технические средства для подземной разработки урановых месторождений // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2003. – № 4. – С. 128–133.
7. Ляшенко В.И., Голик В.И. Развитие природо- и ресурсосберегающих технологий подземной разработки месторождений сложной структуры // *Цветная металлургия*. – 1996. – № 2–3. – С. 1–10.
8. Ляшенко В.И., Голик В.И. Геомеханический мониторинг горного массива и целиков при подземной разработке урановых месторождений // *Цветная металлургия*. – 2003. – № 10. – С. 2–7.
9. 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.
10. Ляшенко В.И. Научные основы повышения безопасности жизнедеятельности в уранодобывающих регионах // *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. – 2004. – № 3. – С. 56–70.
11. 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.
12. Ляшенко В.И., Савельев Ю.Я., Ткаченко А.А. Геомеханическое обоснование безопасности подземной разработки урановых месторождений // *Науковий вісник*. – 2005. – № 12. – С. 8–15.
13. Ляшенко В.И., Савельев Ю.Я., Ткаченко А.А. Безопасности подземной разработки урановых месторождений – надежное геомеханическое обеспечение // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2007. – № 6. – С. 86–89.
14. Кошик Ю.И. Ляшенко В.И. Научное сопровождение уранового производства в Украине // *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. – 2006. – № 6. – С. 5–17.
15. Ляшенко В.И., Голик В.И. Природоохранные и ресурсосберегающие технологии подземной разработки урановых месторождений // *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. – 2007. – № 1. – С. 53–67.