



**УДК 622.273:622.349.5.001.5**

**В. И. ЛЯШЕНКО**, канд. техн. наук, старший научный сотрудник, ученый секретарь, начальник отдела  
УкрНИПИпромтехнологии, г. Желтые Воды

**Н. И. ДЯДЕЧКИН**, докт. техн. наук, ведущий научный сотрудник  
ГП НИГРИ, г. Кривой Рог

## НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРИРОДООХРАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.<sup>1</sup>

Описаны горно-геологические и горно-технические особенности подземной разработки месторождений сложной структуры. Даны классификации породных и рудных массивов по основным показателям трещиноватости и блочности, систем разработки урановых месторождений искусственных массивов из твердеющей закладочной смеси, способов погашения выработанного пространства с сохранением земной поверхности. Показаны основные технико-экономические показатели и направления совершенствования камерной системы разработки с твердеющей закладкой с учетом природоохранных технологий на основе комплексного подхода к интенсификации использования производственных и природных ресурсов.

**природоохранные технологии, подземная разработка, урановые месторождения**

Подземная разработка характеризуется ухудшением горно-геологических и горно-технических условий, повышением требований к охране окружающей среды и недр, безопасности жизнедеятельности человека в зоне влияния горных объектов. Нейтрализация этого влияния достигается за счет применения различных вариантов камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства. Недостатки данных систем – высокая стоимость смесей, в т. ч. вяжущего, достигающая 25–60 %

стоимости закладки. Значительная доля трудозатрат по системе разработки, достигающая 50 %, приходится на подготовку блоков к очистной выемке; около 30 % – на бурение и отбойку руды, примерно 15 % – на выпуск и погрузку руды. Поэтому научное обоснование природоохранных технологий подземной разработки урановых месторождений, обеспечивающих снижение затрат на добычу, повышение интенсификации выпуска руды и закладочных процессов, обоснование рациональных составов твердеющих смесей – вот те важные, имеющие научное и практическое значение задачи, которые требуют решения [1–3].

<sup>1</sup> В работе принимали участие Азимов Р.Ш., Слепцов М.Н., Разумов А.Н., Трифонов Ю.В., Листов В.Н., Штеле В.Н., Ткаченко А.А. и др.

Статья дополняет результаты теоретических исследований, лабораторных и опытно-промышленных экспериментов, технико-экономических расчетов и обоснований природоохранных технологий подземной разработки, обеспечивающих сохранность земной поверхности от разрушения применительно к условиям урановых месторождений Российской Федерации, Казахстана и Украины, освещенных ранее в работах [4–11].

Обследование и районирование рудных залежей по устойчивости и дробимости

Месторождения урановых руд Украины представлены отдельными крутыми (более 50 °) залежами мощностью от 3 до 30 м и более, длиной и высотой до нескольких сотен метров. Большинство залежей имеют линзо-, жило- и пластообразную форму. Контуры залежей условны и невыдержанны. Рудоносными породами являются метаморфизованные альбититы. Вмещающие породы сложены гранитами, мигматитами гнейсами, альбититами. Крепость руд и пород изменяется в пределах 12–18 по шкале М. М. Протодьяконова. Большинство залежей представлены слаботрещиноватыми (до 8 трещин на 1 м<sup>2</sup>; коэффициент структурного ослабления – 0,4; доля кусков в массиве более 0,7 м составляет 70 %) и трещиноватыми соответственно 9–15 шт/м<sup>2</sup>; 0,2–0,4; 0,25 м – 70 % породами. Очистные работы ведутся на глубине до 550 м камерами с твердеющей закладкой различной прочности и состава. Проектные размеры камер: ширина – до 15 м, длина 30–40 м, высота 40–60 м. Для урановых месторождений Украины выполнена классификация породных и рудных массивов скальных месторождений по показателям трещиноватости и блочности (табл. 1). По степени нарушенности горные массивы разделены на 4 класса. К первому и второму классам отнесены горные массивы с тектоническими нарушениями, включающими разломы и крупные трещины (по размерам они соизмеримы или в значительной степени больше размеров обнажений горных выработок – камер), зоны дробления и секущие или

несущие, но залегающие в непосредственной близости от разрабатываемых рудных тел. К третьему классу отнесены горные массивы с мелкими трещинами, размеры которых (протяженность в двух измерениях) значительно меньше размеров обнажений горных выработок – камер. Устойчивость обнажений горных массивов данного класса обеспечивается и контролируется предельными пролетами, обоснованными по специальной методике [8]. К четвертому классу отнесены неустойчивые горные массивы, включающие дробленные породы, не допускающие длительного времени существования обнажений камер без крепления. Разработка рудных тел в таких горных массивах камерной системой становится экономически невыгодной, нецелесообразной из-за высоких показателей потерь и разубоживания руды обрушенными вмещающими породами.

Геомеханическое обоснование природоохранных технологий подземной разработки урановых месторождений

Массивы урановых месторождений сложены скальными и полускальными породами повышенной акустической жесткости, развитой корой выветривания. 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 структурного ослабления снижается от 0,4 до 0,1.

Практикой отработки месторождений, локализованных в скальных массивах, доказано, что для управления их состоянием в большей мере применима известная теория М. М. Протодьяконова (1933 г.), в соответствии с которой на выработку действует лишь вес пород, заключенный в пределах свода; высотой, значительно меньшей глубины работ. В дальнейшем эту теорию А. А. Борисов (1964 г.) увязал с устойчивостью слоя пород в кровле вы-

**Таблица 1. Классификация породных и рудных массивов по основным показателям трещиноватости и блочности**

Тип горного массива (класс)	Характеристика трещиноватости горного массива	Показатели трещиноватости и блочности			
		Выход керна, %	Удельная трещиноватость, тр/м <sup>2</sup>	Среднее расстояние между трещинами, см	Коэффициент структурного ослабления, 1 доли ед.
I	Слаботрещиноватые	80	0–8	35	0,4
II	Среднетрещиноватые	45–80	8–15	15–35	0,2–0,4
III	Сильнотрещиноватые	30–45	15–30	5–15	0,1–0,2
IV	Раздробленные	30	30	5	0,1

<sup>1</sup> Коэффициент структурного ослабления определяется по количеству трещин, приходящихся на 1 м (по данным скважин или горных выработок).



работки; В. Д. Слесарев (1948 г.) установил решающий параметр – сопротивление разрыву горных пород, образующих балку; С. В. Ветров (1975 г.) определил устойчивое положение выработки как равенство между прочностью заклинивающихся пород, образующих шарнирную арку весом в пределах свода естественного равновесия (рис. 1). Устойчивость массива обеспечивается при условии достаточной механической прочности нижнего ряда заклинивающихся структурных блоков, пригруженного весом пород в пределах свода естественного равновесия.

Геомеханическая сбалансированность рудного поля обеспечивается разделением его на участки, для которых авторами предложено условие согласно системы формул:

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

$$L_{ф} \leq L_{пред}; h \leq H; k \geq 1;$$

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

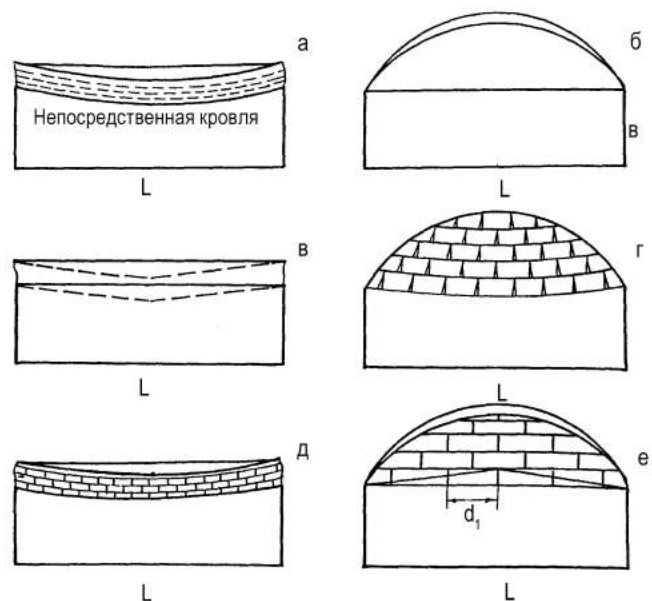
где  $L_{ф}$  – максимальный фактический пролет обнажения кровли пустот, м;  $L_{пред}$  – предельный пролет свода, м;  $h$  – высота зоны влияния горных работ, м;  $H$  – глубина работ от контуров пустот до уровня коренных пород, м;  $k$  – коэффициент запаса надежности, ед.;  $R_{сж}$  – прочность 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 ей надежных конструкций, м;  $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $a$  – предельный пролет свода естественного равновесия, м.

Пример расчета. *Исходные данные:* переменные величины для урановых месторождений Казахстана составляют:  $d_1 = 3$  м,  $R_{сж} = 1400$  кг/см<sup>2</sup>;  $H = 500$  м,  $\gamma = 2,7$  т/м<sup>3</sup> и  $k_1 = 1$ .

*Решение:* предельный пролет свода естественного равновесия согласно системы формул (1) составил

$$2a = 2d_1 \left( \frac{10R_{сж}}{k_1 \gamma H} - 1 \right) = 2 \cdot 3 \left( \frac{10 \cdot 1400}{1 \cdot 2,7 \cdot 500} - 1 \right) = 54 \text{ м.}$$

В дальнейшем авторами определено, что сохранение земной поверхности от разрушения обеспечивается регулированием уровня напряжений в разнопрочных участках, взаимовязкой выемки руды во времени, пространстве и степени ее подготовленности к добыче, и на этой основе предложены новые природоохранные технологии и технические средства, которые дали положительные результаты при подземной разработке урано-



**Рис. 1** Схема определения устойчивости горных выработок:

а – В. Риттера; б – М. М. Протодяконова; в – А. Борисова; г – В. Слесарева; д – ВНИМИ; е – С. Ветрова: L – пролет горизонтального обнажения, m (другие обозначения в тексте)

вых месторождений Российской Федерации, Казахстана и Украины (рис. 2).

Системы разработки урановых месторождений

В зависимости от степени участия геоматериалов в управлении состоянием скальных массивов системы разработки урановых месторождений классифицированы авторами следующим образом (табл. 2). Классификацией способов разработки месторождений оценивают состояние выработок в стадии очистной выемки.

Выбор параметров и областей применения природо- и ресурсосберегающих технологий подземной разработки месторождений урановых руд на основе интенсификации процессов производится по критерию приведенной прибыли с учетом сохранности земной поверхности, а также наносимого (или предотвращаемого) ущерба окружающей среде и затрат на защиту населения, проживающего в зоне влияния горных предприятий (добывающих и перерабатывающих) согласно аналитической модели Голика-Ляшенко (рис. 3):

$$\Pi_i = \sum_{i=1}^n (\Pi_{др} - C_{др} \pm Y + 3_i) \times \frac{1}{1 + E^{t-1}} \cong \max, \quad (2)$$

где  $\Pi_i$  – прибыль, получаемая от освоения запасов руды;  $\Pi_{др}$  – суммарная извлекаемая ценность конечной продукции из металлосодержащих руд;  $C_{др}$  – суммарные затраты на добычу и получение конечной продукции;  $Y$  – суммарный ущерб, наносимый (-) окружающей среде или предотвращаемый (+) с учетом затрат на защиту населе-

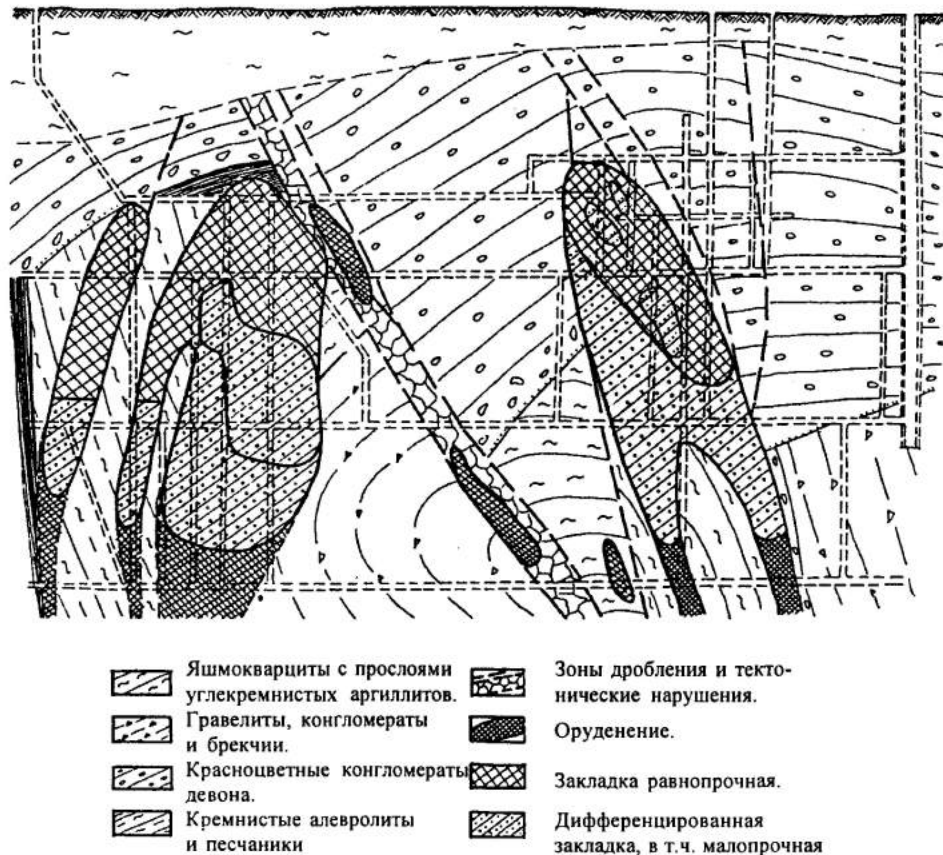


Рис. 2. Геологическое строение и схема вскрытия уранового месторождения Казахстана

Таблица 2. Классификация систем разработки урановых месторождений

Способ управления горным давлением	Технологические процессы	Условия применения
Естественным под-держанием горного массива	Отбойка руды Шпуровая   Скважинная	Вмещающие породы создают надежные конструкции из структурных блоков
Обрушением руды и вмещающих пород	Отбойка скважинами Из поэтажных выработок   На всю высоту блока По времени Совместно с породами   Раздельно с породами По разделяемости С перекрытиями   Без перекрытий	Породы малой и средней устойчивости, регулируемое обрушение руды и вмещающих пород
Магазинированием руды	Отбойка руды Шпуровая   Скважинная Из магазина   Из буровых выработок	Руды любой прочности, вмещающие породы создают надежные конструкции из структурных блоков
Твердеющей закладкой	Отбойка руды Шпуровая   Скважинная	Без ограничений
Выщелоченными геоматериалами	Выщелачивание в отработанных камерах Выщелачивание руд на месте залегания	Прочность хвостов выщелачивания до 1,0 МПа. Руды трещиноватые, вмещающие породы создают надежные конструкции из структурных блоков
Комбинированные технологии	Сочетание применяемых способов упрочения и отбойки	Без ограничений



ния, проживающего в зоне влияния горных предприятий ( $Z_p$ );  $E$  – коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени  $t$  применения оцениваемой технологии.

#### Практика погашения подземных пустот на урановых месторождениях.

На урановых месторождениях Казахстана установлено, что при погашении пустот на больших глубинах прочность закладки не является решающим фактором, поскольку процесс обрушения и зона его влияния в большинстве случаев не достигают поверхности. Поэтому была предложена новая схема отработки и погашения очистных блоков. Камеры первой очереди погашаются твердеющей закладкой, а камеры второй очереди и пустоты отдельных залежей изолируются перемычками с созданием необходимой предохранительной породной подушки на воронках выпуска. Это позволит отказаться от дорогостоящей твердеющей закладки на 40–50 %, что обеспечит снижение себестоимости руды в плановых пределах.

Для систематизации искусственных массивов авторами разработана их классификация по нормативной прочности в возрасте 28 дней (табл. 3).

**Таблица 3. Классификация искусственных массивов из твердеющей закладочной смеси**

Категория прочности, МПа	Назначение	Условия работы
Малопрочная, 0,2–1,2	Создание бокового распора в стенках выработки	Плоская кровля без пригрузки породами
Прочная, 1,2–2,5	Ограничение области влияния выработанного пространства	Пригрузка породами в пределах сводов
Очень прочная, более 2,5	Разделение массивов на безопасные пролеты	Пригрузка породами до поверхности

Количественным критерием прочности является нормативная прочность, достаточная для нейтрализации напряжений в зависимости от реализации остаточной несущей способности пород – создание плоской или сводчатой формы кровли или обрушение пород до поверхности.

По результатам исследований авторами разработана новая классификация способов погашения выработанного пространства по состоянию выработок на момент окончания их погашения (табл. 4).

Термином «малопрочная закладка» авторы обозначают искусственный массив прочностью, определяемой только собственными напряжениями. Минимальная прочность оценена величиной 0,2 МПа; максимальное ее значение при высоте этажа 60 м составляет 1,2 МПа [9].

## ВЫВОДЫ

1. Установлены особенности проявления горного давления в скальных массивах сложного строения, обусловленные интенсивностью разрывных структур (акустическая жесткость – от 0,11 до 0,18 МПа/с, коэффициент удароопасности – 0,98). Определены условия проявления остаточной несущей способности нарушенных пород и перевода геоматериалов в режим объемного сжатия, при которых в зоне нарушенных пород коэффициент ослабления снижается до 0,04–0,15 с первоначальной величины 0,25–0,35, а горизонтальные напряжения при этом в 5 раз превышают вертикальные.

2. 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 сокра-

**Таблица 4. Классификация способов погашения выработанного пространства с сохранением земной поверхности**

Класс	Группа, вариант		Условия применения
С изоляцией	Без разделения на плоские пролеты		Малой и средней мощности рудные тела в породах, образующих своды самозаклинивания
	С разделением на плоские пролеты массивами	Естественными Искусственными	
С закладкой	Твердеющая закладка	Очень прочная	Без ограничения Образование сводов и плоских пролетов
		Прочная	
		Малопрочная	
	Сыпучая закладка	Сухая Гидравлическая	
Комбинированные	Изоляция и твердеющая закладка	Очень прочная	В зависимости от условий образования устойчивых породных конструкций естественным или технологическим путем
		Прочная	
		Малопрочная	
	Хвосты подземного выщелачивания и твердеющая закладка	Прочная Малопрочная	

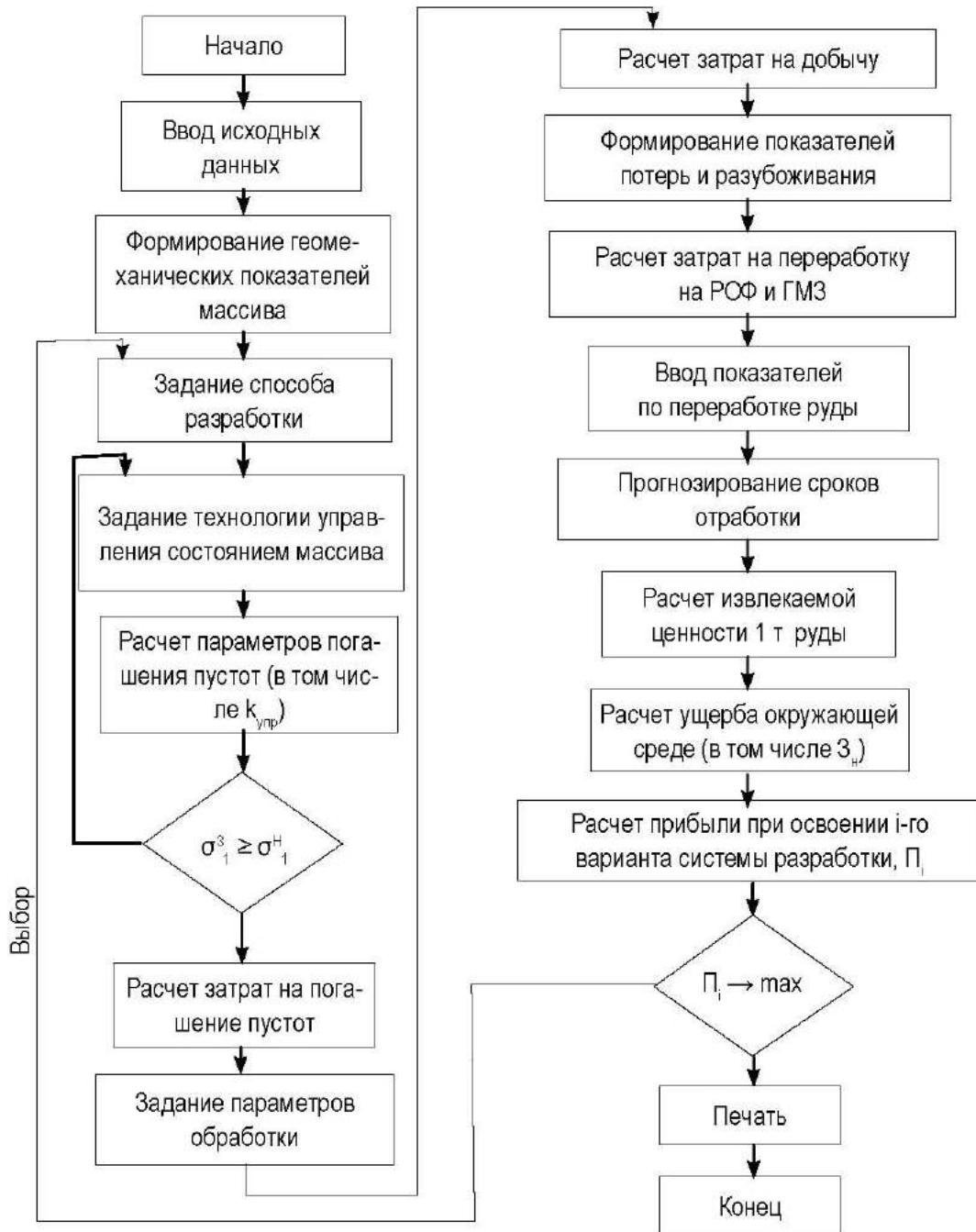


Рис. 3. Блок-схема оценки эффективности природоохранной технологии:

$k_{упр}$  – коэффициент упрочнения массива, доли ед.;  $\sigma_1^H$ ,  $\sigma_1^3$  – нормативная и фактическая прочность закладки, МПа; РОФ – радиометрическая обогатительная фабрика; ГМЗ – гидрометаллургический завод.

тить расходы вяжущего, использовать низкосортные пески и отходы горно-металлургического производства. Оптимальная крупность пород с учетом затрат на дробление, трубопроводный транспорт и плотность укладки в отработанных камерах рекомендована в пределах 25–35 мм. Оптимальная тонкость помола шлака составляет 50–60 % частиц крупностью 0,074 мм. В результате решена проблема дефицита инертных заполнителей, и на 30–50 % снижена себестоимость закладочных работ.

3. При восходящем порядке отработки крутопадающих рудных тел камерными системами разработки с закладкой применение торцевого выпуска руды самоходными погрузочно-доставочными машинами обеспечивает уменьшение объема подготовительно-нарезных работ на 21–67 %, увеличение производительности на 24 % труда и снижение потерь полезного ископаемого на 1–2 %.

4. Комплексное повышение эффективности всех технологических процессов горного производства, включающих рациональные схемы вскрытия (многоэтажное



вскрытие с шагом 240 м), подготовки и нарезки эксплуатационных блоков спиральными съездами на 3–5 блоков, увеличение высоты этажа с 60 до 90 м, позволило повысить интенсивность отработки месторождений в 1,3–1,5 раза, производительность труда по системе разработки в 2,2 раза, увеличить до 44 % технические затраты ресурсов и снизить до 21 % трудовые.

5. Опыт использования природо- и ресурсосберегающих технологий, включая процессы приготовления, транспортирования и размещения твердеющих закладочных смесей, позволяет определить направления дальнейшего развития способов управления состоянием массивов горных пород и на этой основе научно обосновать природоохранные технологии подземной разработки урановых месторождений, а также других – с аналогичными горно-геологическими условиями.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ляшенко В. И. Совершенствование подземной разработки месторождений сложной структуры // Цветная металлургия. 2000. № 2, 3. – С. 9–13.
2. Ляшенко В. И., Новые технологии и технические средства для трубопроводного транспортирования твердеющих закладочных смесей. / П. И. Рягузов // Цветная металлургия. – 2000. – № 7. – С. 5–11.
3. Ляшенко В. И., Новые технологии и технические средства для комплексного использования твердых отходов горнодобывающих и перерабатывающих предприятий сырьевой базы атомной энергетики. /В. И. Ляшенко, В. Н. Коваленко, В. Н. Григорьева // Цветная металлургия. – 2003. – № 1. – С. 35–44.
4. Ляшенко В. И. Развитие научных основ природо- и ресурсосберегающих технологий подземной разработки урановых месторождений // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2003. № 1. – С.133–139.
5. Ляшенко В. И., Голик В. И., Магомедов Ш. Ш. Повышение экологической безопасности технологии подземной разработки месторождений сложной структуры. // Цветная металлургия. – 2003. – № 2. – С. 33–43.
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. Геомеханический мониторинг горного массива и целиков при подземной разработке урановых месторождений // Цветная металлургия. – 2003. – № 10. – С. 2–7.
8. 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.
9. Природо- и ресурсосберегающие технологии подземной разработки рудных месторождений / Ляшенко В. И., Голик В. И., Разумов А. Н., Трапенко Н. М./ М. Черметинформация. 1992. 103 с. (обзор информ.).
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., Голик В. И. Природоохранные технологии подземной разработки урановых месторождений // Горный журнал. 2006. № 2. – С. 89–92.

*Поступила в редакцию 26.01.07*

Наведені гірничо-геологічні і гірничо-технічні особливості підземної розробки родовищ складної структури. Надано класифікації: породних і рудних масивів за основними показниками тріщинуватості і блочності; систем розробки уранових родовищ; штучних масивів із закладної суміші, що твердіє; способів погашення виробленого простору зі збереженням земної поверхні. Показано основні техніко-економічні показники і напрямки удосконалювання камерної системи розробки з закладкою, що твердіє, з урахуванням природоохоронних технологій на основі комплексного підходу до інтенсифікації використання виробничих і природних ресурсів.

Mining and geological as well as technical peculiarities of the underground mining of deposits with complex structure are described. The following classifications are given: rock and ore massifs according to their basic characteristics of fissuring and blocking effect; uranium deposit mining systems; artificial massifs of solid backfill mixtures; methods of mined-out space filling with surface integrity preservation. The basic technical and economic indices and improvement tendencies for heading-and-stall method with solid backfill taking into account environmental technologies on the basis of comprehensive approach to the intensification of industrial and natural resources use are shown.