

## **ОТРАБОТКА ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ПОДКАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА В УСЛОВИЯХ ЕГО ПОДРАБОТКИ ПОДЗЕМНЫМИ РАБОТАМИ**

### *Антон Игоревич Конурин*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории физико-технических геотехнологий, e-mail: akonurin@yandex.ru

### *Сергей Анатольевич Щукин*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, ведущий инженер лаборатории подземной разработки рудных месторождений, e-mail: s.shukin@ngs.ru

### *Александр Алексеевич Неверов*

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, e-mail: nnn\_aa@mail.ru

Одной из проблем, имеющей место быть при разработке рудных месторождений является несвоевременная подготовка запасов к очистной выемке и, как следствие, снижение общей эффективности его отработки. В связи с чем, все чаще для восполнения выбывающих запасов прибегают к отработке различного рода ранее оставленных рудных целиков. Поэтому вопросы, связанные с безопасным извлечением целиков, являются весьма актуальными и востребованными в современных условиях месторождений.

Так, для условий одного из золоторудных месторождений с явно выраженной геологоструктурной неопределенностью горного массива для поддержания производственной мощности и обеспечения стабильной работы рудника в ближайшей и среднесрочной перспективе предложен и обоснован способ погашения ранее оставленного подработанного подземными выработками предохранительного подкарьерного целика.

В рамках данного исследования была разработана геомеханическая модель месторождения, представляющая собой принципиальную технологическую схему ведения горных работ при погашении оставленного подкарьерного целика с сохранением действующей горнотехнической инфраструктуры рудника, обусловленной подземной и открытой разработкой залежи.

В качестве основного инструмента исследования принято численное моделирование методом конечных элементов (МКЭ) в объемной постановке задач.

Расчетами установлено, что подземная выемка, подработанного предохранительного подкарьерного целика крутопадающей рудной залежи, в силу значительной ее нарушенности, ограничивается развитием обширных зон вероятных разрушений массива пород с выходом их на дневную поверхность.

**Ключевые слова:** карьер, предохранительный подкарьерный целик, геомеханическая модель, напряженно-деформированное состояние, геотехнология, устойчивость, безопасность.

## DEVELOPMENT OF UNDERQUARRY PROTECTIVE PILLAR IN CONDITION OF ITS UNDERWORKING

### *Anton I. Konurin*

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Researcher, Laboratory of Physical and Technical Geo-technologies, e-mail: akonurin@yandex.ru

### *Sergey A. Shchukin*

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Leading Engineer, Underground Ore Deposit Development Laboratory, e-mail: s.shukin@ngs.ru

### *Alexander A. Neverov*

Chinakal Institute of Mining SB RAS, 54, Krasny Prospect St., Novosibirsk, 630091, Russia, Ph. D., Leading Researcher, Underground Ore Deposit Development Laboratory, e-mail: nnn\_aa@mail.ru

One of the problems taking place during development of ore deposits is untimely preparation of reserves to extraction. Hence, entire effectiveness of the development is reduced. Therefore, for the reserve replacement previously left different ore pillars are developed more often. That's why issues related to safe extraction of pillars are currently important in modern conditions of deposits.

In the context of one of gold ore deposit with strongly marked geological structural indetermination of solid the method of extraction of previously left underworked underquarry protective pillar is proposed and justified for keeping of productive capacity and provision of the deposit stable functioning.

In the work geo-mechanical model of the deposit represented with general technological scheme of mining during extraction of previously left underquarry pillar with saving of actual mine technical infrastructure conditioned with open and underground development of the deposit is developed.

Numerical finite element simulation has been adopted as main instrument for the study.

It is established by calculations that underground extraction of underworked underquarry protective pillar of steep ore deposit is limited with extension of wide zones of possible solid destruction with way out into daylight surface due to significant broken condition of the deposit.

**Key words:** quarry, underquarry protective pillar, geo-mechanical model, stress-strain behavior, geo-technology, stability, safety.

### *Введение*

В настоящее время многие рудники, осуществляющие подземную добычу минерального сырья сталкиваются с проблемой подготовленных и готовых к выемке запасов. Одним из востребованных способов для восполнения выбывающих запасов и поддержания производственной мощности предприятия является отработка различного рода временно неактивных целиков, для выемки которых, как правило, используется существующая подземная инфраструктура [1-5]. Так, применительно к одному из золоторудных месторождений с целью обеспечения стабильной работы рудника потребовалось обоснование технической возможности отработки ранее оставленного предохранительного подкарьерного целика. Поэтому, рассматриваемые вопросы относятся к числу актуальных и необходимых для проведения дальнейших исследований [6-11].

В связи с отмеченным, настоящая статья посвящена геомеханической оценке безопасного погашения запасов, подработанного подземными выработками и надработанного открытыми работами предохранительного подкарьерного целика.

### *Разработка технических решений и метод исследований*

В рамках исследования была разработана 3-D геомеханическая модель, представляющая собой принципиальную параметрическую схему ведения горных работ при погашении оставленного подкарьерного целика, нагруженную равнокомпонентными усилиями, соответствующими гидростатическому распределению напряжений, с сохранением действующей горнотехнической инфраструктуры на месторождении, обусловленной подземной и открытой разработкой залежи (рис. 1) [12-17].

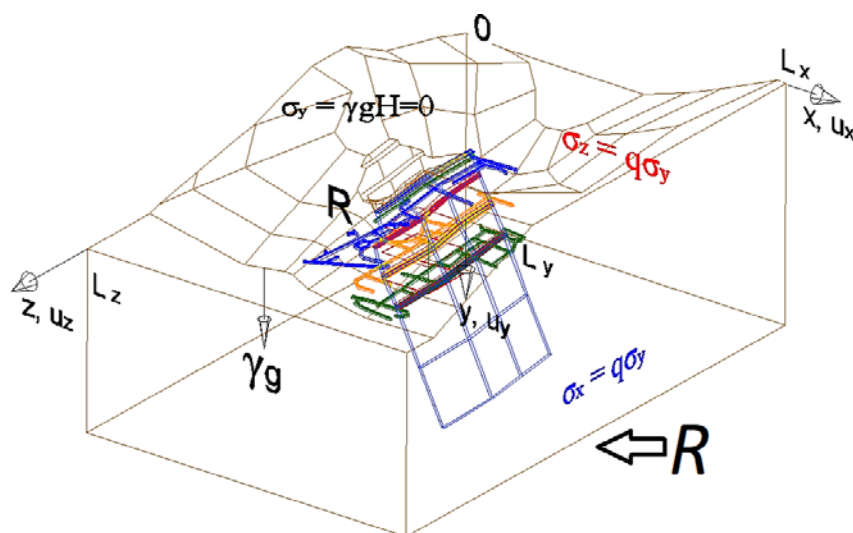


Рис. 1. Схема расчетной области  $R$  с основными параметрами моделирования НДС и устойчивости массива пород в горнотехнической конструкции месторождения

Моделирование и расчеты НДС массива пород и устойчивости элементов, рассматриваемой горной конструкции – предохранительного подкарьерного целика месторождения, оставленного между открытыми и подземными работами, были выполнены по линейной зависимости напряжений-деформаций (т.е. в рамках упругости) в трехмерном пространстве с помощью метода конечных элементов (МКЭ) [18-23].

Эволюция напряженно-деформированного состояния в расчетной области  $R$  описывается следующей системой уравнений:

- статические соотношения –

$$\sigma_{ij,j} + pF_i = 0, \quad (1)$$

- геометрические соотношения –

$$\varepsilon_{ij} = 0,5(u_{i,j} + u_{j,i}), \quad (2)$$

- физические соотношения –

$$\sigma_{ij} = 2G\varepsilon_{ij} + \lambda\theta\delta_{ij}, \quad (3)$$

- и заданием следующих граничных условий –

$$\begin{aligned} \sigma_y(0, x, z) = \gamma g H = 0, \quad \tau_{xy}(0, x, z) = \tau_{zy}(0, x, z) = 0; \\ u_y(L_y, x, z) = 0, \quad \tau_{xy}(L_y, x, z) = \tau_{zy}(L_y, x, z) = 0; \\ \sigma_z(0, x, y) = q\sigma_y, \quad \tau_{yz}(0, x, y) = \tau_{zx}(0, x, y) = 0; \\ u_z(L_z, x, y) = 0, \quad \tau_{yz}(L_z, x, y) = \tau_{zx}(L_z, x, y) = 0; \\ \sigma_x(L_x, z, y) = q\sigma_y, \quad \tau_{yx}(L_x, z, y) = \tau_{zx}(L_x, z, y) = 0; \\ u_x(0, z, y) = 0, \quad \tau_{yx}(0, z, y) = \tau_{zx}(0, z, y) = 0; \end{aligned} \quad (4)$$

где  $\sigma_{ij}$  – компоненты тензора напряжений ( $\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$ , и  $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$  – соответственно вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений);  $pF_i = \gamma g \delta_{ij}$  – объемные силы;  $\gamma$  – плотность пород;  $g$  – ускорение свободного падения;  $\varepsilon_{ij}$  – компоненты тензора деформаций ( $\varepsilon_y, \varepsilon_x, \varepsilon_z$  и  $\varepsilon_{xy}, \varepsilon_{yz}, \varepsilon_{zx}$  – соответственно вертикальная и горизонтальные главные линейные и угловые компоненты тензора деформаций);  $u_i$  – компоненты вектора перемещений ( $u_y, u_x, u_z$  – вертикальная и горизонтальные компоненты вектора перемещений);  $\theta = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z$  – относительная объемная деформация;  $G$  и  $\lambda$  – параметры Ламе,  $\delta_{ij}$  – символ Кронекера;  $q$  – коэффициент бокового распора (бокового давления);  $H$  – глубина разработки.

Геомеханическое обоснование отработки целика потребовало решения многовариантной задачи стадий развития работ:

- сценарий № 1 – предусматривает отработку предохранительного целика системой горизонтальными слоями в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства на различных этапах очистной выемки (4 этапа) в придонной части карьера подэтажным обрушением;

- сценарий № 2 – предусматривает отработку предохранительного целика подэтажно-камерной системой с закладкой выработанного пространства породой с цементом на различных этапах очистной выемке (2 этапа).

В решениях предполагалось, что закладка несет определенную нагрузку и имеет сцепление с рудным телом и вмещающими породами.

К рассмотрению были приняты следующие этапы развития очистной выемки по сценарию № 1:

- Этап 1. Отработка двух слоев (один заложен закладкой, другой – в виде открытой очистной выработки) по слоевой системе разработки. Мощность рудного целика составляет  $\approx 25,0 \div 30,0$  м;

- Этап 2. Горнотехническая ситуация соответствует отработке половины высоты целика по слоевой системе. Мощность целика составляет  $\approx 15,0-20,0$  м;
- Этап 3. Отработка целика по слоевой системе с открытой очистной выработкой высотой  $\approx 4,5-5,0$  м, подготовленной для выемки, оставшейся 15-ти метровой его части системой подэтажного обрушения;
- Этап 4. Заключительная стадия отработки оставшейся части целика высотой  $\approx 15,0$  м системой подэтажного обрушения с развитием очистных работ до середины залежи по простиранию.

Сценарий № 2 включает два этапа развития очистной выемки:

- Этап 1. Отработка половины высоты целика камерной системой с закладкой породой и цементом. При этом оставшаяся  $\approx 15,0 \div 18,0$ -ти метровая часть целика подготовлена для погашения по камерной технологии с открытым выработанным пространством и оставлением междукамерных целиков (МКЦ);

- Этап 2. Заключительная стадия отработки оставшейся части целика высотой  $\approx 15,0 \div 18,0$  м камерной системой с открытым выработанным пространством и МКЦ. Этап 2/2 соответствует развитию горных работ согласно этапа № 2, когда вертикальный разрез для оценки НДС массива пород выполнен по ближайшему к открытой камере МКЦ. Размер открытой камеры по простиранию принимается 10,0 м, ширина МКЦ  $3,0 \div 5,0$  м.

Основные результаты численного расчета представляются на вертикальных разрезах, ориентированных вкрест (разрезы 1-3) и по простиранию (разрез 4) рудной зоны (рис. 2-4).

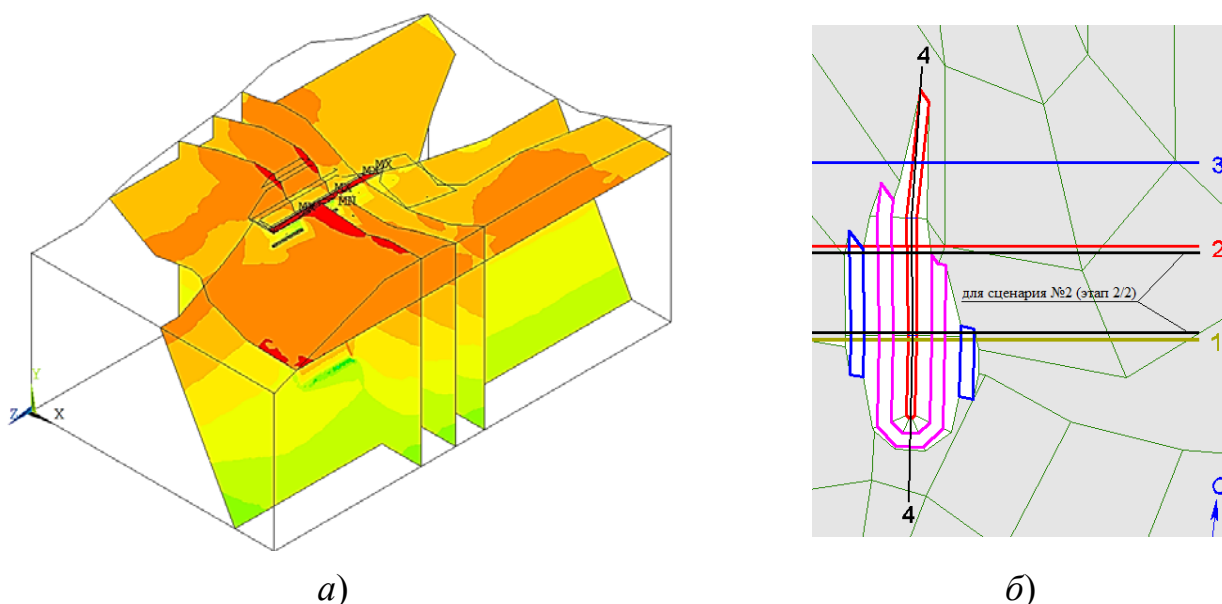


Рис. 2. Трехмерный вид анализируемых разрезов при геомеханическом обосновании отработки предохранительного целика подземным способом (а) и тоже в плане схема разрезов-областей оценки НДС и устойчивости массива (б)

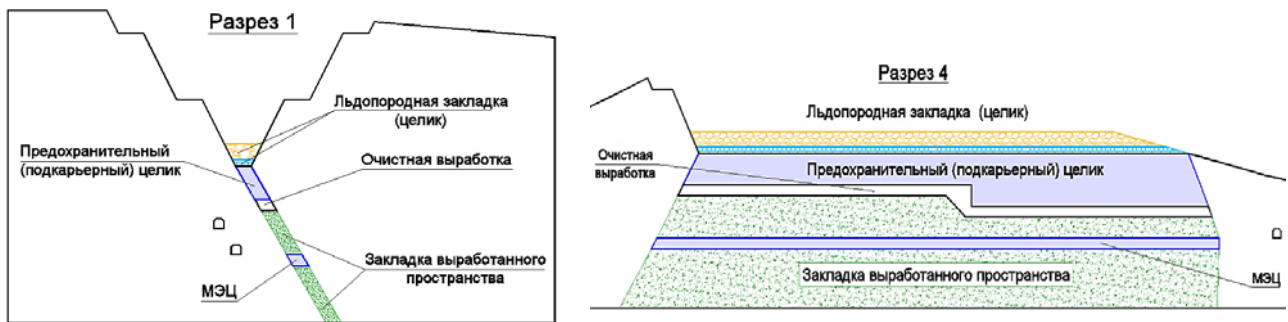


Рис. 3. Анализируемые разрезы по Сценарию 1 (этап № 2)

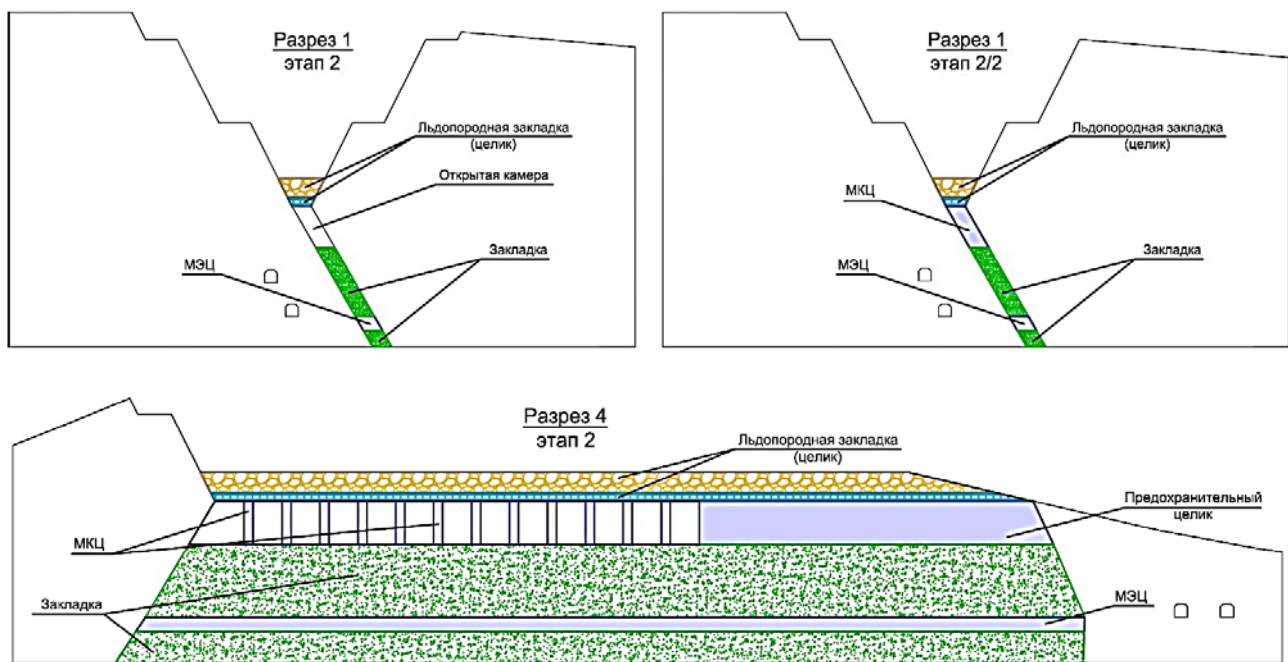


Рис. 4. Анализируемые разрезы по Сценарию 2 (этап № 2)

В качестве оценочного критерия прочности пород использовался коэффициент запаса устойчивости массива по теории Кулона-Мора [24-31]:

$$K_m = \frac{2C \cos \phi + (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \phi}{(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (5)$$

где  $C$  – сцепление, МПа;  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  – максимальные и минимальные главные напряжения, полученные из упругого решения, МПа;  $\phi$  – угол внутреннего трения, град. Значения  $K_m$  менее единицы характеризуют области вероятных разрушений пород. Величины механических характеристик горных пород (сцепление, угол внутреннего трения), входящих в соотношение (5), в расчетах были приняты с учетом структурного ослабления массива ( $K_c$ ).

### Анализ результатов расчетов

Обобщение результатов моделирования для рассмотренных сценариев выполнено в виде сравнительной оценки по этапам развития горных работ при отработке предохранительного подкарьерного целика (рис. 5, 6).

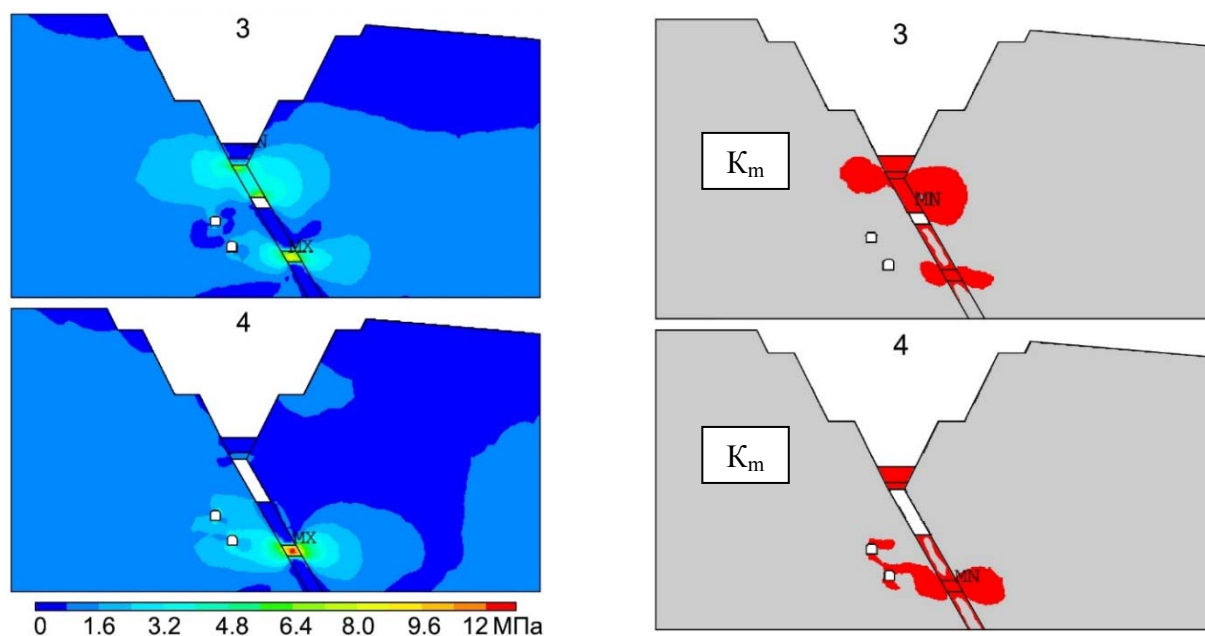


Рис. 5. Характер распределения максимальных касательных напряжений  $\tau_{\max}$  и прогнозируемые области потерь устойчивости массива пород в границах рассматриваемой горнотехнической конструкции для сценария 1 по разрезу № 1: 3, 4, соответственно этапы отработки 3 и 4

Анализ горнотехнической ситуации погашения предохранительного целика по сценарию № 1 показал следующее:

– на начальном этапе отработки запасов подкарьерного целика (этап № 1 – первый слой заложен закладкой), характерно отсутствие обширных зон возможных потерь устойчивости пород вокруг выработок и собственно целика. Исключением является северный фланг участка, где прогнозируется неустойчивое состояние подкарьерного целика с выходом зон разрушений на дневную поверхность. Обособленные участки разрушений пород локализируются в кровле очистной и подготовительно-нарезных выработок, придонной части карьера, а также в междуэтажных целиках, которые во всех случаях, независимо от этапности отработки, являются концентраторами повышенных напряжений, что относит их к наиболее уязвимы элементам геотехнологий.

– развитие горных работ согласно этапа № 2 существенно ухудшает геомеханическую обстановку на месторождении. Области возможных потерь устойчивости пород прогнозируются повсеместно в границах влияния предохранительного целика, захватывая приконтактную зону и практически весь висячий бок залежи, особенно при  $K_c = 0,15-0,25$ .



– при погашении половины запасов предохранительного целика (20-ти метровой его части по высоте) системой горизонтальными слоями с закладкой в восходящем порядке возможные участки критического деформирования массива прогнозируются по всему объему предохранительного целика и его приконтурной зоны, захватывая выработки, находящиеся в области влияния горных работ по выемке подкарьерных запасов.

– реализация горных работ, соответствующих развитию очистной выемки по этапу № 4 не допустимо, независимо от того, будет ли применяться система поэтажного обрушения или технология с закладкой.

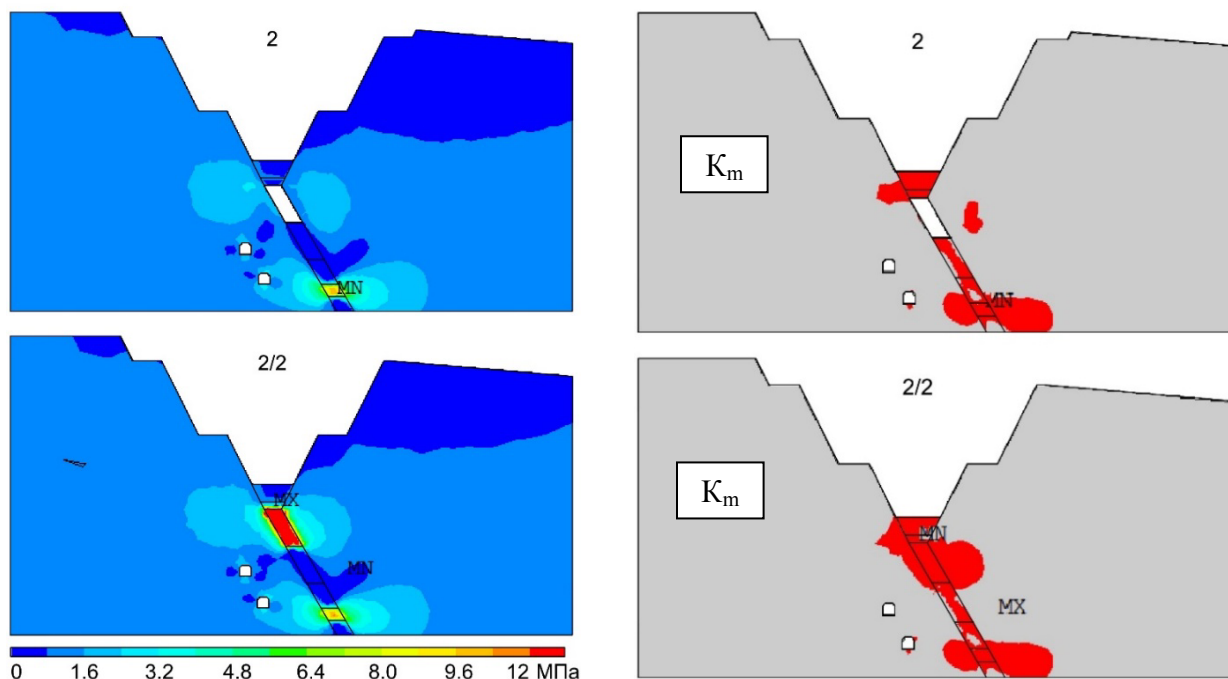


Рис. 6. Характер распределения максимальных касательных напряжений  $\tau_{\max}$  и прогнозируемые области потерь устойчивости массива пород в границах рассматриваемой горнотехнической конструкции для сценария 2 по разрезу № 1: 2-2/2, соответственно этап отработки 2

Аналогичные результаты численных решений по сценарию № 2 характеризуется следующим:

– оставшаяся 15-18-ти метровая часть рудного подкарьерного целика, прилегающая непосредственно ко дну карьера при развитии очистной выемки согласно этапа № 1, практически полностью по своему объему попадает в область наиболее вероятных разрушений. При этом обширная зона запредельного деформирования горного массива повсеместно локализуется в висячем боку залежи с выходом на дневную поверхность. В наиболее неблагоприятных условиях по устойчивости конструктивных элементов геотехнологии находится кровля выработок, в которой неизбежны значительные разрушения пород. Данный этап очистной выемки с точки зрения геомеханической оценки



состояния предохранительного целика, определяется как предельный случай, возникновение которого на руднике близко к аварийному.

– отработка придонной части карьера (верхнего участка подкарьерного целика) камерной системой разработки с открытым выработанным пространством с оставлением междукамерных целиков МКЦ (этап № 2) недопустимо с позиции безопасности ведения горных работ. Последнее обусловлено полной потерей устойчивости горнотехнической конструкции подкарьерного предохранительного целика.

Имеющиеся несущественные отличия в характере распределения напряжений и устойчивости рудо-породного массива для сценариев № 1 и № 2 на конечных этапах погашения предохранительного целика (соответственно этапы № 4 и № 2) объясняются разными деформационно-прочностными свойствами закладочного массива. Однако существенной роли на области и характер вероятных разрушений горных пород в элементах сложившейся горнотехнической конструкции, эти отличия не оказывают.

Отметим, что во всех случаях напряжения, возникаемые в основной части рудо-породного массива не являются предельными в сравнении с его деформационно-прочностными характеристиками. Однако, с учетом нарушенности пород, анализируемой горнотехнической конструкции, массив стремится к предельному состоянию по условиям растяжения и сдвига, предвзячая наихудшую ситуацию.

Таким образом, для рассмотренного сценария № 1 развития горных работ наиболее приемлемой с позиции геомеханической безопасности, является стадия отработки двух очистных слоев предохранительного целика по слоевой системе (рис. 7), при которой мощность подкарьерных запасов (целика) составляет не менее 25,0-30,0 м (этап 1). Во всех других вариантах, формируемая постепенной выемкой запасов предохранительного целика, горнотехническая ситуация является недопустимой, вследствие развития весьма обширных зон возможных разрушений пород в элементах технологии выемки. В данных условиях безопасная отработка подкарьерных запасов в большей своей части возможна с использованием открытых горных работ (углубка карьера).

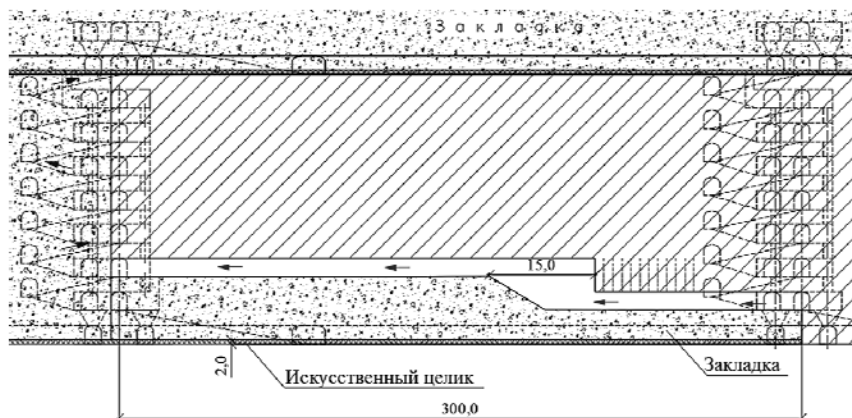


Рис. 7. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

Выемка оставшейся части предохранительного целика по камерной системе разработки с открытым выработанным пространством и оставлением междуканальных целиков (этап № 2) по сценарию № 2 в виду наличия значительных участков потерь устойчивости пород в элементах горнотехнической конструкции (в МКЦ, вокруг открытых камер, в породах лежащего и висячего боков) с выходом их на дневную поверхность является недопустимым. Поэтому, как и в предыдущем сценарии, одним из безопасных вариантов выемки подкарьерных запасов является их доработка открытыми работами.

### ***Заключение***

1. Установлено, что подземная выемка, подработанного предохранительного подкарьерного целика крутопадающей рудной залежи, в силу значительной ее нарушенности, ограничивается развитием обширных зон вероятных разрушений массива пород с выходом их на дневную поверхность.

2. В условиях явно выраженной геолого-структурной неопределенности массива горных пород предложен способ погашения предохранительного подкарьерного целика, путем его доработки посредством углубки карьера открытыми работами.

### ***Благодарности***

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (Грант Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - кандидатов наук МК-6827.2018.5).

### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Тапсиев А.П., Фрейдин А.М., Филиппов П.А., Неверов А.А., Неверов С.А., Артеменко Ю.В., Усков В.А., Уфатова З.Г. Обоснование способа камерно-целиковой выемки подкарьерных запасов Макмальского золоторудного месторождения с закладкой пустот техногенными отходами // ФТПРПИ. – 2011. – № 3, с. 67-73.
2. Фрейдин А. М., Шалауров В. А. и др. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока. – Новосибирск:, 1992.
3. Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Геомеханическая оценка горнотехнической ситуации на золоторудном месторождении «Макмал» // ФТПРПИ. – 2009. – № 5.
4. Барнов Н.Г., Еременко В.А., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный журнал. – 2015. – № 11. – С. 42-47.
5. Соколов И.В., Балек А.Е., Антипин Ю. Г., Смирнов А.А. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Кыштымского месторождения кварца // Горный журнал. – 2016. – № 5. – С. 60-64.
6. Шапошник Ю.Н. Разработка геомеханической модели массива на Секисовском золоторудном месторождении // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – Т. 2. – № 2. – С. 181-186.
7. А.А. Неверов, Д.П. Семенов, С.А. Неверов, А.М. Никольский, М.В. Тишков. Обоснование параметров камерно-столбовой выемки с регулируемым извлечением целиков и обру-

- шением пород кровли в условиях больших глубин // Вестник КузГТУ. – 2018. – № 1. – С. 5-13.
8. Конури́н А. И., Щукин С. А., Неверов С. А., Неверов А. А. Подэтажное обрушение под защитой рудо-породной подушки при переходе от открытых работ к подземной выемке // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – №2, Т. 5. – 2018. – С. 67-74.
9. Еременко В.А., Барнов Н.Г., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Способ разработки крутопадающих маломощных жильных месторождений // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 45-50.
10. Фарафонов В.П. Опыт разработки Гайского месторождения комбинированным способом // Горный журнал. – 1984. – №4. – С. 13-15.
11. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю. Г., Барановский К.В., Рожков А.А. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования // ФТПРПИ. – 2016. – № 6. – С. 124–133.
12. Fisor S. Roof bolting technology // Coal Age. 2012. Vol. 117. No. 5. Pp. 26–30.
13. Tau-Tona, Anglo Gold - Mining Technology, SPG Media Group PLC, 2009.
14. Балек А.Е. Управление горным давлением при камерной системе разработки // ФТПРПИ. – 1988. – № 1. – С. 25—31.
15. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М.: Мир, 1975.
16. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987.
17. Debasis Deb, Kamal C. Das. Extended Finite Element Method for the Analysis of Discontinuities in Rock Masses // Geotechnical and Geological Engineering. – September 2010, Vol. 28, Issue 5.
18. Жабин А.Б., Аверин Е.А., Поляков А.В. Показатель эквивалентной прочности горных пород // Горная промышленность. – 2018. – № 5 (141). – С. 112.
19. Potvin Y., Giles G. The development of a new high-energy absorption mesh // Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series. – 2008. – pp. 89-94.
20. Неверов С. А., Неверов А. А. Сравнительная геомеханическая оценка вариантов выпуска руды подэтажного обрушения с ростом глубины // ФТПРПИ. – 2013. – № 2.
21. Фрейдин А.М., Неверов С.А., Неверов А.А., Конури́н А.И. К обоснованию выбора и определению параметров геотехнологий добычи руд с учетом вида напряженно-деформированного состояния горных пород // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 180-185.
22. Шапошник Ю.Н., Неверов А.А., Неверов С.А., Никольский А.М. Оценка влияния накопившихся пустот на безопасность доработки Артемьевского месторождения // ФТПРПИ, № 3. – 2017. с. 108-118.
23. Еременко А.А., Филиппов В.Н., Конури́н А.И., Хмелинин А.П., Барышников Д.В., Христоролюбов Е.А. О параметрах буровзрывных работ при системе разработки подэтажного обрушения на шерешевском месторождении // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 126-131.
24. A.I. Konurin, S.A. Neverov, A.A. Neverov, M.I. Konurina. Geomechanical parametricization of rock massif for selection and substantiation of technology of underground works // 18th International Multidisciplinary Scientific Geoconference (SGEM2018), Exploration and mining mineral processing, Vol II, Sofia, Bulgaria: Stef92 Technology Ltd., pp. 451-458. ISBN 978-619-7408-37-9, ISSN 1314-2704, DOI: 10.5593/sgem2018/1.3.
25. Hofmann, H., Weides, S., Babadagli, T., Zimmermann, G., Moeck, I., Majorowicz, J., Unsworth, M. Potential for enhanced geothermal systems in Alberta, Canada // Energy, 69. – 2014. – pp. 578-591.
26. Рассказов И.Ю., Саксин Б.Г., Усиков В.И., Потапчук М.И. Геодинамическое состояние массива пород николаевского полиметаллического месторождения и особенности проявления удароопасности при его освоении // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 13-19.

27. Иофис М.А., Федоров Е.В., Есина Е.Н., Милетенко Н.А. Развитие геомеханики для решения проблем сохранения земных недр // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 18-21.
28. Оловянный А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений. – СПб.: ООО «Издательско-полиграфическая компания «КОСТА», 2012. – 280 с.
29. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород // И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. – М.: Недра, 1989.
30. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд // Учебник для вузов, – М.: Изд-во МГГУ, 2005.
31. Balg C., Roduner A. Geobruigg AG: Ground support applications // Int. Ground Support Conf. AGH University. – Lungern, Switzerland, 11-13 September, 2013.

© А. И. Конурип, С. А. Щукин, А. А. Неверов, 2019