

БЕЗОПАСНОСТЬ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДЭТАЖНОЙ ВЫЕМКЕ С ОБРУШЕНИЕМ В ТЕКТОНИЧЕСКИ НАПРЯЖЕННЫХ МАССИВАХ

Сергей Алексеевич Неверов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, заведующий лабораторией подземной разработки рудных месторождений, тел. (923)224-15-79, e-mail: nsa_nsk@mail.ru

Антон Игоревич Конури

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории физико-технических геотехнологий, (383) 205-30-30 доп. 316, e-mail: akonurin@yandex.ru

Юрий Николаевич Шапошник

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, тел. (383) 205-30-30 доп. 159, e-mail: shaposhnikyury@mail.ru

Рассмотрена отработка запасов мощной крутопадающей залежи системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды при переходе от карьерной выемки к подземному способу добычи в условиях развитой тектоники. Обоснование технологии выполнено путем математического моделирования напряженного состояния массива горных пород методом конечных элементов. Поиск безопасных параметров системы разработки осуществлен путем решения вариационной задачи с изменчивой степенью нарушенности геосреды в сложившейся горнотехнической конструкции при погашении запасов на развитой стадии очистной выемки. Установлены прогнозируемые участки потерь устойчивости основных конструктивных элементов системы разработки. Определены безопасные параметры отбойки и выпуска руды по условию устойчивости горных выработок. Даны рекомендации по выемке мощных крутопадающих залежей под открытыми горными работами.

Ключевые слова: карьер, система подэтажного обрушения, численное моделирование, массив горных пород, напряженно-деформированное состояние, параметры, устойчивость, безопасность

SAFETY IN SUBSTOPPING-AND-CAVING IN TECTONICALLY STRESSED ROCK MASSES

Sergey A. Neverov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Cand. Sci. (Eng.), Head of Underground Ore Deposit Mining Laboratory, office: +7 (923)224-15-79, e-mail: nsa_nsk@mail.ru

Anton I. Konurin

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Laboratory of Physical and Engineering Geotechnologies, office: +7 (383) 205-30-30 ext. 316, e-mail: akonurin@yandex.ru

Yuri N. Shaposhnik

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Dr. Sci. (Eng.), Chief Researcher, Underground Ore Deposit Mining Laboratory, office: +7 (383) 205-30-30 ext. 159, e-mail: shaposhnikyury@mail.ru

Mining of a thick steeply dipping deposit using sublevel caving with end-face ore drawing in transition from open pit excavation to underground mining is considered in conditions of developed tectonics. The technology was justified by mathematical modeling of the stress state of the rock mass using finite element method. Safe parameters of the mining system were determined by solving a variational problem with a variable degree of geomedium disturbance in the existing mining and engineering structure when depleting reserves at an advanced stoping stage. The predicted areas of stability losses for main structural elements of the mining system have been determined. Safe parameters of ore breaking and drawing were calculated using the stability condition of mine workings. Recommendations are given for the excavation of thick steeply dipping deposits under open pit mining.

Keywords: open-pit mine, sublevel caving, numerical modeling, rock mass, stress-strain state, parameters, stability, safety.

Актуальность

Как показывает практика большинство карьеров, ведущих разработку мощных крутопадающих рудных залежей неизбежно сталкиваются с проблемой безопасного перехода от открытых горных работ к подземным [1-5]. При этом в зависимости от геологических и горнотехнических факторов отработка подкарьерных запасов может осуществляться при наличии предохранительного подкарьерного целика, это преимущественно высокоценного сырья системами с закладкой или открытым выработанным пространством, а также под защитой ранее сформированной на дне карьера породной подушки в условиях бедных и рядовых руд технологией с обрушением [6-8]. В связи с чем, вопросы обоснования технологии выемки подкарьерных запасов являются актуальными и важными как с позиции безопасности, так и эффективности их погашения.

В статье предложено обоснование конструктивных параметров системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды при отработке подкарьерной части мощной крутой залежи применительно к месторождению, характеризующегося тектоническим распределением исходного природного поля напряжений в породном массиве [1-11].

Система разработки

Сущность технологии (рис. 1) заключается в отбойке руды в подэтажах вертикальными или крутонаклонными слоями в зажатой среде и её выпуском под обрушенными налегающими породами непосредственно в подэтажные орта (штреки) через их торцы, образующиеся по мере погашения этих выработок.

Выемочный блок разделяется на подэтажи. Высота подэтажа (h) в зависимости от выемки вкрест или по простиранию залежи варьируется от 15 до 30-40 м. В условиях отработки мощных залежей ($m > 20$ м) вкрест простирания (рис. 1 б) h изменяется от 15 до 20 м. При этом высота отбиваемого слоя или секции

($h_{сл}$) равна двум h т.е. 30 и 40 м, соответственно (панели ромбовидные). При выемки менее мощных залежей ($m < 20$ м) по простиранию отработка, как правило, осуществляется прямоугольными панелями, высотой от 30 до 40 м, т.е. h равна $h_{сл}$ – 30 и 40 м, соответственно (рис. 1 а).

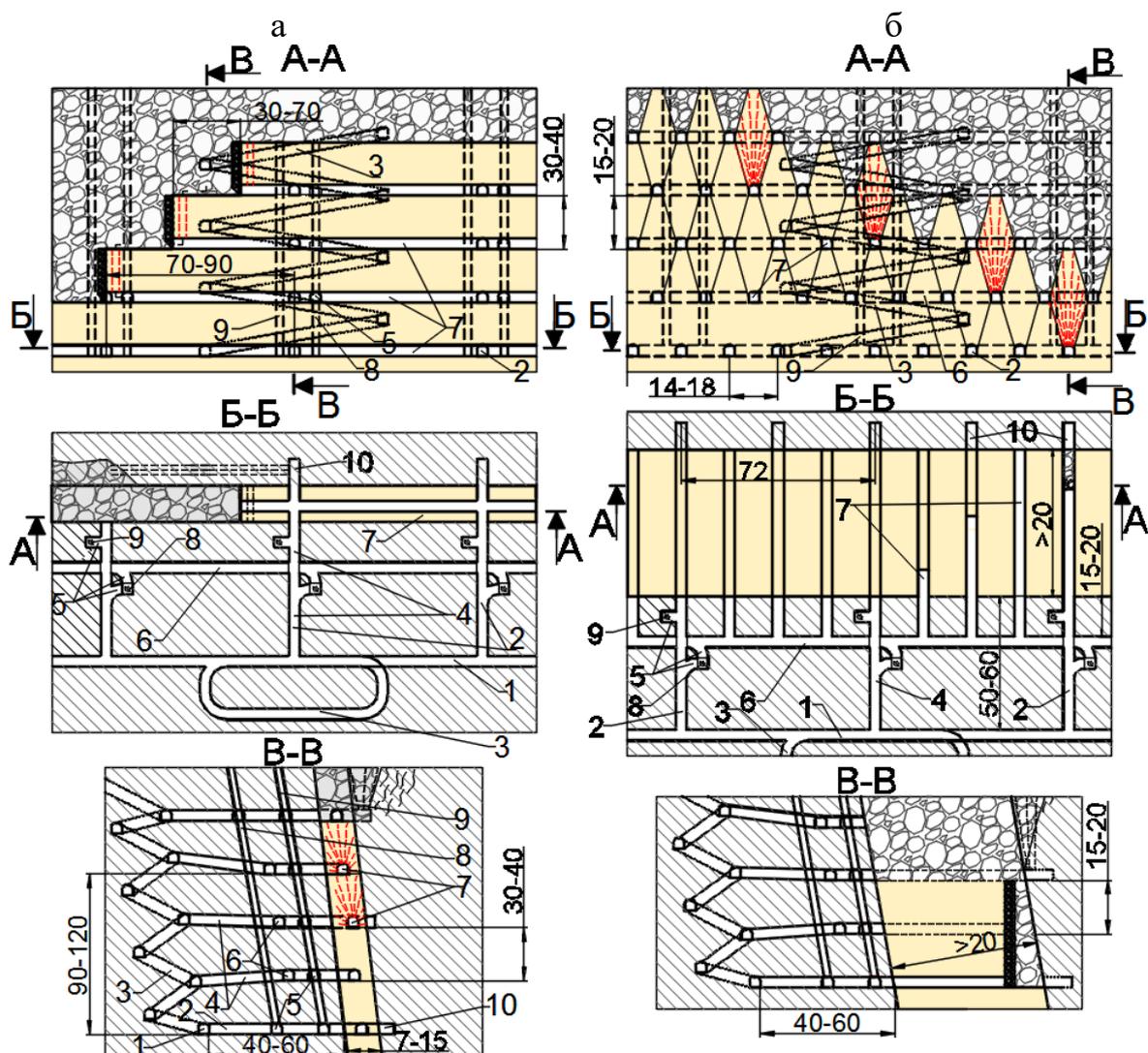


Рис. 1. Технология подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды при ведении очистных работ по простиранию рудной залежи при $m < 20$ м (а) и в крест простирания при $m > 20$ м (б):

- 1 – полевой откаточный штрек; 2 – полевой доставочный орт; 3 – спиральный съезд; 4 – заезд на подэтаж; 5 – ниша под рудоспуск и вентиляционный восстающий; 6 – полевые подэтажные штреки; 7 – буро-доставочный штрек (орт); 8 – рудоспуски; 9 – вентиляционные восстающие; 10 – буровая камера для погашения пород всячего бока

На начальной стадии выемки формируется компенсационная щель. После этого из буро-доставочных выработок производят бурение вееров восходящих скважин. Взрывание скважин производится слоями (2 веера) на зажатую среду.

Выпуск отбитой горной массы осуществляется в торец погрузочно-доставочной выработки. Для погрузки и транспорта отбитой руды в пределах подэтажа используются самоходные ПДМ, доставляющие ее к рудоспускам или непосредственно на дневную поверхность. При значительном плече доставки предусматривается использование автосамосвалов. Проветривание очистных забоев в буро-доставочных выработках каждого подэтажа выполняется вентиляторами местного проветривания. Выпуск и погрузка отбитой руды производится одновременно из двух-трех очистных забоев, на нескольких подэтажах, чем достигается интенсификация выемки.

Постановка задачи

Рассмотрим влияние отработки подкарьерных запасов технологией подэтажного обрушения на безопасность ведения горных работ для варианта $m > 20$ м с позиции рациональных параметров системы разработки по условию выпуска руды, определяемых:

расстоянием между буро-доставочными ортами ($L, м$) – $L = \frac{2h}{\operatorname{tg} f} + \frac{3}{2} A$,

толщиной отбиваемого слоя ($n, м$) – $n \approx \sqrt{\frac{2}{3} \times \frac{h}{\sqrt[3]{1 - R_{\text{пред}}}} \rho}$,

где, ρ – показатель сыпучести, м; h – высота подэтажа, м; A – ширина выработки выпуска, м; $R_{\text{пред}}$ – предельное разубоживание при выпуске, д.ед.; f – угол наклона стороны ромба, град:

$$f = \operatorname{arctg} \left[\frac{2h}{3 \times \left(\sqrt{h\rho} - \frac{A}{2} \right)} \right].$$

Граничные условия области решений примем для тектонически напряженных массивов, характеризующихся, как правило, взбросо-сдвиговым (сложным) механическим режимом нагружения [12-13]:

$$\sigma_{H_{\max}} > \sigma_{h_{\min}} > \sigma_v = 2.0\gamma H > 1.66\gamma H > \gamma H,$$

где, σ_v , $\sigma_{H_{\max}}$, $\sigma_{h_{\min}}$ – вертикальные, \max и \min горизонтальные напряжения, действующие на месторождении, H – глубина выемки; γ – плотность пород

Задача о нахождении решения системы дифференциальных уравнений в частных производных, вычислялась методом конечных элементов (МКЭ) в прямой постановке с использованием расчетной схемы в полных напряжениях [14-16]. Физико-механические свойства в расчетах приняты согласно таблица

Физико-механические свойства горных пород

Наименование	Плотность (γ), кг/м ³	Прочность на сжатие ^{**} ($\sigma_{сж}$), МПа	Прочность на растяжение (σ_p), МПа	Сцепление (C), МПа	Угол внутреннего трения (ϕ), град	Коэффициент Пуассона (μ)	Модуль Юнга [*] (E), ГПа
1. Мемно-серые сланцы	2800	100	14	21,4	52	0,14	7,7
2. Хлорит-серицитовые сланцы	2800	95	14	16,4	48	0,18	5,8
3. Метапесчаники кварцевые	2800	150	20	31,8	55	0,14	13
4. Бедная руда	2800	100	18	23,9	42	0,17	8,5

* – для трещиноватого массива горных пород; ** – из практики известно, что предел прочности пород при объемном сжатии в среднем в 2-2,5 раза выше, чем при одноосном

В качестве критерия устойчивости массива пород, отражающего его напряженно-деформированное состояние, использовалось выражение Кулона-Мора в главных максимальных и минимальных напряжениях [17-21]:

состояние устойчивости – $2C \cos \phi + \sigma_{\min} (1 + \sin \phi) \geq \sigma_{\max} (1 - \sin \phi)$

состояние разрушения – $2C \cos \phi + \sigma_{\min} (1 + \sin \phi) \leq \sigma_{\max} (1 - \sin \phi)$

или

состояние устойчивости – $2C \cos \phi + \sigma_{\max} (\sin \phi - 1) \geq -\sigma_{\min} (1 + \sin \phi)$

состояние разрушения – $2C \cos \phi + \sigma_{\max} (\sin \phi - 1) \leq -\sigma_{\min} (1 + \sin \phi)$

принимая, что

$$\frac{2C \cos \phi}{1 - \sin \phi} = \sigma_{сж}$$

тогда, для состояния устойчивости пород критерий примет вид:

$$\sigma_{сж} + \frac{\sigma_{\min} (1 + \sin \phi)}{1 - \sin \phi} \geq \sigma_{\max}$$

где, σ_{\max} и σ_{\min} – максимальные и минимальные главные напряжения, полученные из упругого решения, МПа; C, ϕ и $\sigma_{сж}$ – см. табл.

Для оценки безопасности очистных работ использовался подход анализа конфигурации и размеров зон вероятных разрушений пород, формируемых в элементах технологии выемки с учетом нарушенности горного массива. Последнее варьировалось от малой степени нарушенности ($K_c > 0,5$, где K_c – коэффициент структурного ослабления) до весьма сильной ($K_c < 0,25$).

Оценка безопасности работ при подэтажной выемке с обрушением

К рассмотрению принята горнотехническая ситуация, при которой выемка руды ведется одновременно на трех смежных по высоте подэтажах, причем фронт отработки верхнего подэтажа опережает нижний: – по простиранию на

ширину 2-х панелей; вкрест простирания в зависимости от мощности залежи на 15,0-25,0 м.

Добычные работы на рассматриваемых верхнем и нижнем смежных подэтажах обеспечивают погашение соответственно половины запасов и начало отработки очистных (ромбовидных) панелей. Параметры системы разработки соответствовали рациональным показателям полноты и качества извлечения руды, что позволило при моделировании варьировать мощностью залежи (m), высотой подэтажа (h) и расстоянием между буро-доставочными ортами (L).

На рис. 2 показан общий вид рассматриваемой горнотехнической конструкции отработки подкарьерных запасов системой подэтажного обрушения с распределением в массиве пород минимальных главных напряжений σ_3 .

На рис. 3-4 приведены фрагментарные результаты оценки устойчивости пород в элементах технологии в зависимости от мощности залежи, высоты подэтажа и глубины выемки для массивов с разной степенью нарушенности.

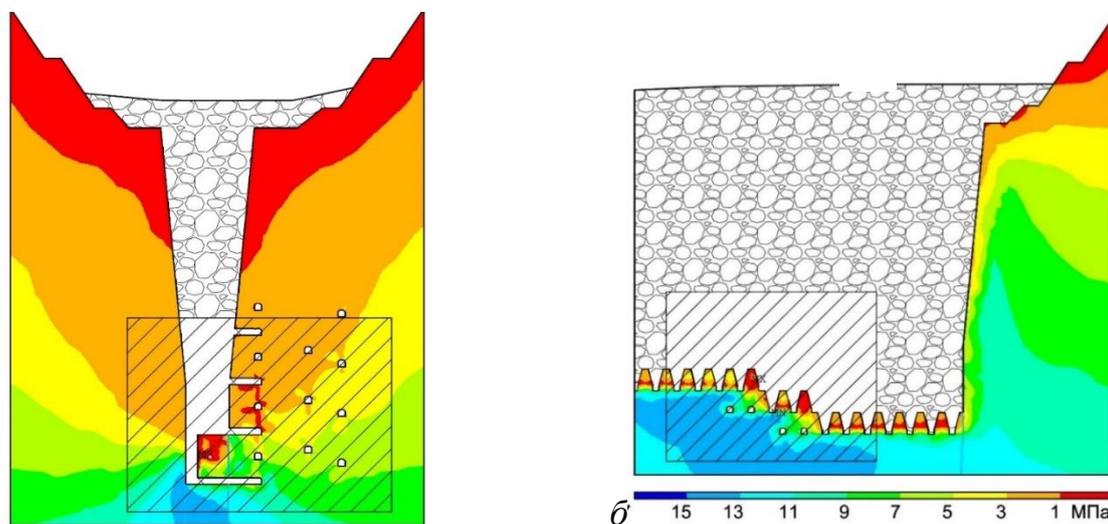


Рис. 2. Общая картина характера распределения минимальных главных напряжений σ_3 в вертикальном разрезе вкрест простирания по центру очистной (ромбовидной) панели нижнего подэтажа (а) и по простиранию залежи в области влияния очистного забоя в 4,0 метрах от отбитого слоя верхнего подэтажа (б) при выемке рудного тела системой подэтажного обрушения

На графике (рис. 5) показаны закономерности, устанавливающие связь расстояния между буро-доставочными ортами с глубиной разработки в зависимости от структурного ослабления массива горных пород, при которых обеспечивается требуемая устойчивость выработок горизонта выпуска и доставки.

Прогнозируемые области возможных обрушений пород в условиях меняющейся мощности и глубины ведения очистной выемки свидетельствуют о широком диапазоне устойчивости конструктивных элементов системы разработки в зависимости от нарушенности горного массива.

Учитывая принятое исходное поле напряжений, соответствующее тектонической модели геосреды, максимальными по величине будут являться

горизонтально ориентированные напряжения. Результаты расчетов НДС массива пород при выемке ромбовидных панелей вкрест простирания рудной залежи показали следующее.

1. Величины максимальных главных напряжений σ_1 в конструктивных элементах системы разработки изменяются: в области очистных забоев от 15,0 до 40,0 МПа; в кровле и бортах буро-доставочных ортов от 20,0 до 40,0 и более МПа; кровля и борта доставочных подэтажных штреков, обслуживающих очистные работы, испытывают сжимающие усилия соответственно в диапазоне 18,0-30,0 и 12,0-25,0 и более МПа; спиральный съезд (автоуклон), удаленный от залежи на расстояние 45,0-50,0 м, находится в условиях объемного сжатия, усилие σ_1 в кровле выработки достигает 30,0 МПа, в бортах – 10,0-25,0 МПа.

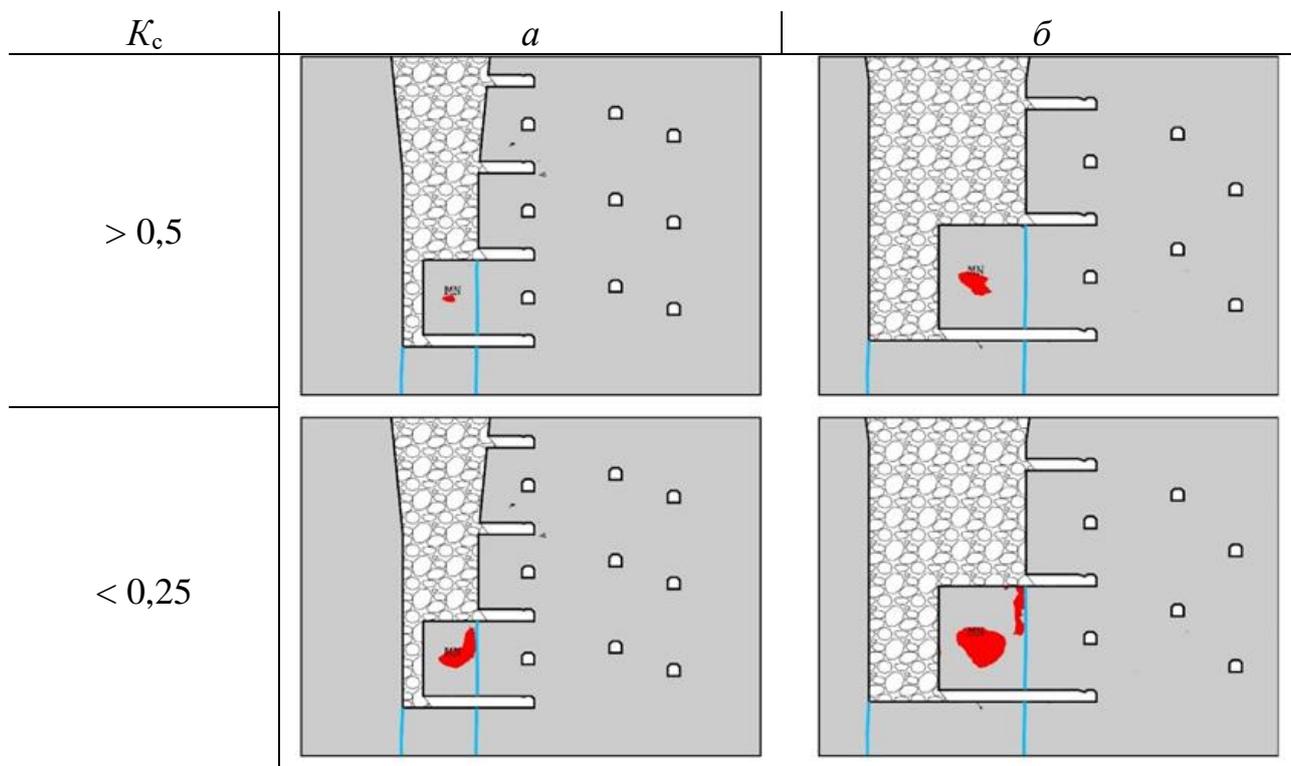


Рис. 3. Прогнозируемые участки потери устойчивости массива горных пород (выделены цветом) в конструктивных элементах системы подэтажного обрушения в разрезе см. рис. 2 в зависимости K_c : *a* – для $m = 26,0$ м, $h = 15,0$ м и $H = 200$ м; *б* – для $m = 55,0$ м, $h = 20,0$ м и $H = 300$ м

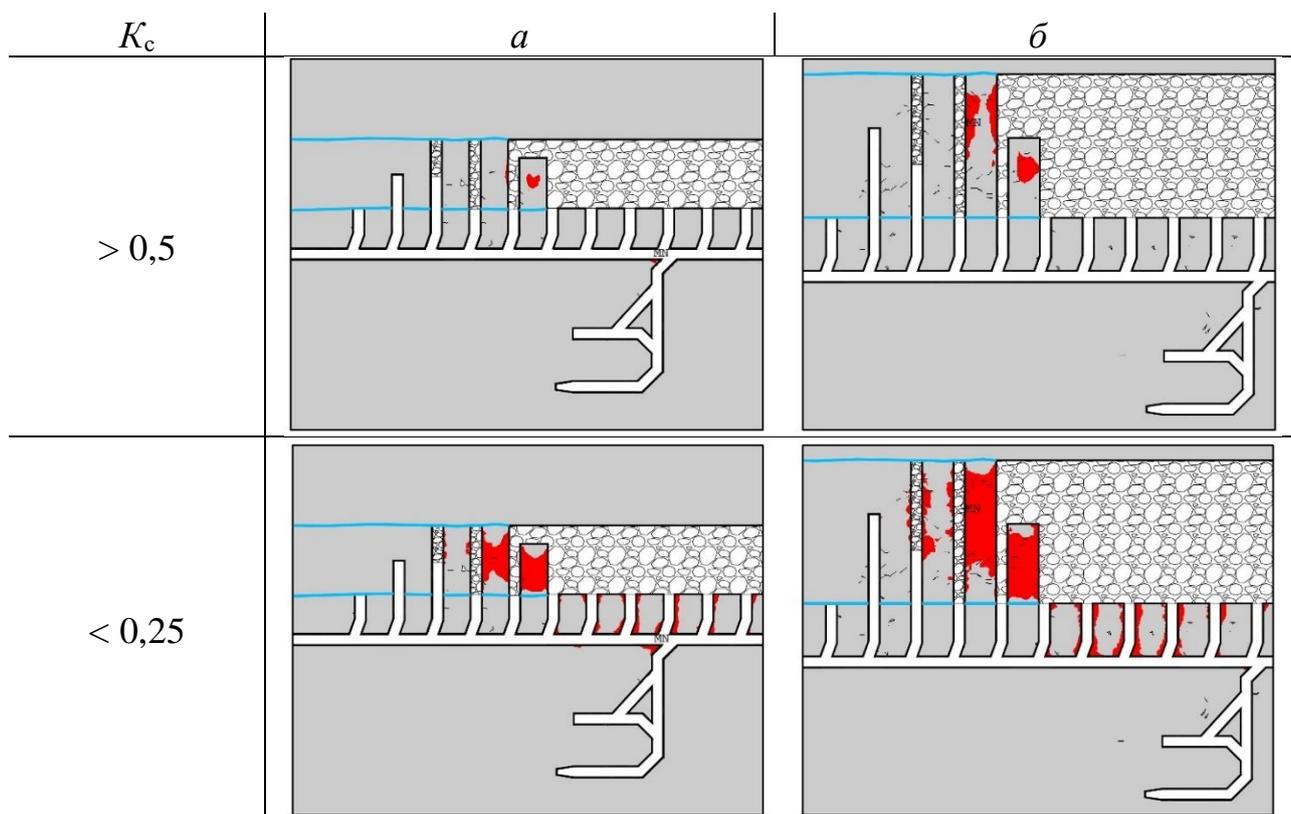


Рис. 4. Прогнозируемые участки потери устойчивости массива горных пород в элементах системы подэтажного обрушения в плане горизонта выпуска и доставки верхнего подэтажа в зависимости от K_c : *a* – для $m = 26,0$ м, $h = 15,0$ м и $H = 200$ м; *б* – для $m = 55,0$ м, $h = 20,0$ м и $H = 300$ м

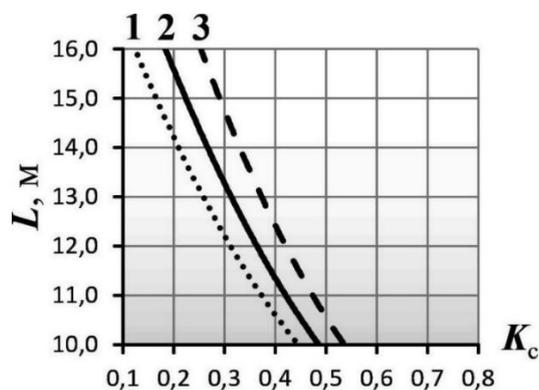


Рис. 5. Зависимость расстояний между буро-доставочными ортами от степени нарушенности массива пород (K_c) и глубины разработки:
1 – $H = 200$ м; 2 – $H = 300$ м;

2. Величины минимальных главных напряжений σ_3 в вышеописанных элементах системы разработки составляют соответственно: в области очистных забоев от $-2,0$ ("-" показывает возникновение растягивающих усилий) до $15,0$ МПа, в кровле и бортах буро-доставочных ортов соответственно $5,0$ - $12,0$ МПа и $4,0$ -

8,0 МПа; кровля и борта доставочных подэтажных штреков испытывают σ_3 в диапазоне соответственно от -2,0 (в местах сопряжения с буро-доставочными ортами) до 9,0 МПа и от 4,0 до 8,0 МПа; для спирального съезда значения усилий σ_3 не превышают величин 10,0 МПа. Зоны растяжения (до -2,0 ÷ -3,0 МПа) распространены на сопряжениях доставочных подэтажных штреков с буро-доставочными ортами (в одинаковой степени в кровле и бортах выработок). Области с растягивающими нагрузками также представлены в виде локальных участков в "теле" ромбовидной панели, особенно на границах контакта отбиваемого слоя с выработанным пространством. Возникновение растягивающих напряжений в залежи отбиваемых слоев, бортах и кровле буро-доставочных штреков, находящихся в области ведения очистных работ, отрицательно сказывается на их устойчивости и обуславливает прогнозирование потери устойчивости горных выработок.

3. Характер распределения максимальных касательных напряжений τ_{\max} на качественном уровне повторяет закономерности распределения напряжений σ_1 . Величины сдвигающих усилий в кровле и бортах буро-доставочных ортов составляют соответственно 5,0-15,0 МПа и 3,0-12,0 МПа, подэтажных доставочных штреков – 3,0-15,0 МПа и 2,0-12,0 МПа, автоуклона – до 12,0 МПа и 10,0 МПа, на сопряжениях подэтажных выработок τ_{\max} достигают значений до 15,0 МПа и более.

Установлено, что, в целом, в одинаковой степени локальному разрушению подвержены борта и кровля буро-доставочных ортов, полевых подэтажных штреков и особенно их сопряжения, а также сбойки, попадающие в область влияния очистной выемки. Также, в близком к запредельному состоянию относятся области массива пород в зоне отбиваемых слоев, где наиболее вероятно ожидать потерю их устойчивости и интенсивного трещинообразования – участки влияния очистной выемки обрабатываемой панели. Все эти элементы горнотехнической конструкции – сопряжения, а в некоторых случаях и собственно буро-доставочные орты, а также подэтажные полевые штреки подлежат обязательному креплению, как индивидуальными, так и комбинированными креплениями.

Заключение

1. Как показали исследования, а также, что и демонстрирует мировой опыт подэтажная выемка с обрушением достаточна адаптирована практически ко всему диапазону горно-геологических и геомеханических условий разработки месторождений. В ситуации постоянного удорожания добычи руд, что характерно для систем с закладкой, освоение данной технологии является весьма конкурентоспособным направлением для развития многих рудников при переходе от открытых горных работ к подземным.

2. Установлены общие закономерности распределения напряжений и формирования вероятных областей потерь устойчивости пород вокруг выработок с разной степенью интенсивности их проявления в зависимости от степени нарушения горного массива. Так, в наиболее неблагоприятных условиях

находятся очистные забои и большая часть длины буро-доставочных ортов, которые проявляются с ростом нарушенности пород и глубины выемки.

3. По результатам исследований были рекомендованы следующие конструктивные параметры и элементы выемки.

– высота подэтажа – 14,0-20,0 м. С глубиной от дна карьера более 200,0 м высота подэтажа – не менее 16,0 м;

– высота отбиваемого слоя – соответствует двойной высоте подэтажа (ромбовидная панель) и составляет – 28,0-40,0 м;

– расстояние между буро-доставочными ортами – в зависимости от высоты подэтажа и глубины выемки не менее 13 м и 16,0 м;

– расстояние от подэтажных доставочных (полевых) штреков до рудной залежи – не менее 15,0 м и 20,0 м соответственно до глубин 200,0 и более 300,0 м от дна карьера;

– опережение по простиранию залежи фронта выемки вышележащего подэтажа относительно нижележащего – не менее ширины 2-х панелей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Никольский, А. М. Технология подземной отработки подкарьерных запасов в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях [текст] / А. М. Никольский, А. А. Коваленко, М. В. Тишков, С. А. Неверов, А. А. Неверов // Монография, отв. ред. В. И. Клишин. – Новосибирск: Наука, 2017. – 328 с.

2. Soltani Khaboushan, A., Osanloo, M., Esfahanipour, A. Optimization of open pit to underground transition depth: An idea for reducing waste rock contamination while maximizing economic benefits // *Journal of Cleaner Production*, 2020, No. 277, 123530

3. Лобанов Е.А., Чайкин Д.А., Меньшиков П.Ю. Разработка технологических решений вскрытия и отработки прибортовых и подкарьерных запасов апатито-нефелиновых руд // *Фундаментальные и прикладные науки в горном деле*. – 2018 – Т. 5 – № 1 – С. 88–93.

4. Xu, S., Suorineni, F.T., An, L., Li, Y.H., Jin, C.Y. Use of an artificial crown pillar in transition from open pit to underground mining // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, No. 117, pp. 118-131

5. Макаров А.Б. Оценка влияния карьера на законтурный массив и условия совмещения открытой и подземной повторной разработки пологих залежей // В кн.: *Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу / Сборник X Международной конференции*, 2019: – Магнитогорск: МГТУ, 2019, с. 122-127.

6. Голик В.И. Исследование безопасности параметров системы разработки с обрушением / В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, Н.М. Качурин, В.И. Ляшенко // *Безопасность труда в промышленности*. – 2020. – № 1. – С. 16-20.

7. Голик В.И. Совершенствование параметров выпуска руд при подэтажном обрушении с торцовым выпуском / В.И. Голик, А.А. Белодедов, А.В. Логачев, Д.Н. Шурыгин // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. – 2018. – № 1. – С. 150-159.

8. Jakubec, J. Underground Mining at Ekati and Diavik Diamond Mines / J. Jakubec, R. Woodward, B. Boggis, L. Clark, P. Lewis // *11th International Kimberlite Conference, Botswana, 2017*. – Page. 87-91.

9. Valek, A., Sashourin, A. In-situ rock mass stress-state measurements in scales of mineral deposits: Problem-solving // *E3S Web of Conferences*, 2018, No. 56, 02004.

10. Барышников В. Д., Гахова Л. Н. Параметры рудной потолочины при переходе от открытой к подземной отработке месторождений // *Proceedings of the VI-th International*

Geomechanics Conference, 24 – 28 June 2014, Publ.: International House of Scientists “Fr. J. Curie”, Varna, Bulgaria.

11. Шоков А.Н. Геомеханическое обоснование параметров предохранительного целика при комбинированной открыто-подземной отработке Ньюпахкского месторождения / А.Г. Протосеня, А.Н. Шоков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – Екатеринбург, 2014, № 2, с. 54-58.

12. Wang, S., Yang, L., Cheng, H., (...), Shan, W., Yuan, J. Effect of basement structure on the spatial distribution of gold deposits: Structure stress transfer modeling of Jiaojia fault // Acta Petrologica Sinica, 2020, 36(5), pp. 1529-1546

13. Meggitt, J.W.R., Moorhouse, A.T. Finite element model updating using in-situ experimental data // Journal of Sound and Vibration, 2020, No. 489, 115675.

14. Zienkiewicz, O.C., Taylor, R.L. & Zhu, J.Z. (2005). The Finite Element Method: Its Basis and Fundamentals. Butterworth-Heinemann, 6th edn.

15. Xue Zhang, BEng, MEng. Particle Finite Element Method in Geomechanics / Faculty of Engineering and Built Environment. The University of Newcastle, September 2014. Australia <https://www.researchgate.net/publication/301351333>.

16. B. Ilyasov. Prediction of rock movements using a finite-discrete element method / B. Ilyasov, A. Makarov I. Biryuchiov // EUROCK 2018: Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses. Proceedings of the 2018 European Rock Mechanics Symposium – London: CRC Press, 2018. – Vol. I, p. 805.

17. A. Makarov. Rock mechanics of pillars extraction / A. Makarov, D. Mosyakin // EUROCK 2018: Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses. Proceedings of the 2018 European Rock Mechanics Symposium – London: CRC Press, 2018. – Vol. I, p. 1046.

18. Фрейдин А. М., Неверов С. А., Неверов А. А., Конурин А. И. Геомеханическая оценка геотехнологий подземной добычи руд на стадии проектных решений // Горный журнал. – 2016. – № 2. – С.39-45.

19. Brzovica, A. Rock Mass Characterization and Assessment of Block-Forming Geological Discontinuities during Caving of Primary Copper Ore at the El Teniente Mine, Chile / A. Brzovica, E. Villaescusa // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. –2007. – Vol. 44. P. 565-583.

20. Brown, E.T. Block Caving Geomechanics / E.T. Brown // International Caving Study 1997-2004. Indooropilly: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, the University of Queensland. – 2007. – 535 page.

21. Lelovic, S., Vasovic, D. Determination of mohr-coulomb parameters for modelling of concrete // Crystals, 2020, 10(9), 808, pp. 1-16.

© С. А. Неверов, А. И. Конурин, Ю. Н. Шапошник, 2021