

УДК 622.28; 622.831

**ОБОСНОВАНИЕ ВЫЕМКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ СИСТЕМАМИ
С ОБРУШЕНИЕМ И ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ НА АРТЕМЬЕВСКОМ РУДНИКЕ
ПРИ ПЕРЕХОДЕ С ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНУЮ ДОБЫЧУ**

Ю. Н. Шапошник, А. А. Неверов, А. О. Кудря, С. А. Неверов, А. М. Никольский

*Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН,
E-mail: nnn_aa@mail.ru, Красный проспект, 54, 630091, г. Новосибирск, Россия*

Выполнена геомеханическая оценка безопасных параметров конструктивных элементов выемки и последовательного погашения подкарьерных и прибортовых запасов рудного месторождения сплошной камерной системой разработки с обрушением и технологией формирования закладочного массива. Установлено, что безопасное расстояние между буродоставочными выработками смежных камер находится в прямой зависимости от высоты зоны отработки. Доказана необходимость последовательного проведения проходки буродоставочных штреков по мере извлечения камер. опережение проходческих работ над добычными должно составлять не более одной-двух выработок в зависимости от нарушенности массива горных пород. Порядок реализации очистных работ не должен сопровождаться формированием разного рода целиков по ширине, соизмеримой с очистной камерой или менее ее. Показано, что небезопасно вести отработку запасов на участках, попавших в зону наработки и проработки. Определены параметры конструктивных элементов систем разработки, обеспечивающих безопасность ведения горных работ.

Породный массив, запасы, свойства пород, нарушенность, выемка, штрек, камера, целик, слой, обрушение, закладка, моделирование, этапы развития горных работ, напряжения, устойчивость, разрушение, параметры, безопасность

DOI: 10.15372/FTPRPI20240611

EDN: PPTXIE

Современный уровень развития горнодобывающей отрасли сопровождается переходом от карьерной выемки к подземной разработке [1 – 12]. обусловлено это рядом причин, из которых можно выделить следующие. Первый и основной фактор — рост коэффициента вскрыши с понижением горизонта выемки, приводящий открытую добычу к нерентабельной. Второй — восполнение выбывающих рудных запасов с глубиной отработки. Третий фактор — снижение отрицательного воздействия карьера на окружающую среду и объекты поверхностной природной и техногенной инфраструктуры, перенос которых требует больших финансово-трудовых затрат. В этой связи актуальным является вопрос эффективного и безопасного перехода от от-

Работа выполнена в рамках проекта НИР (№ гос. регистрации 121051900145-1).

крытых горных работ к подземным. При этом выбор способа подземной отработки запасов зависит не только от ценности извлекаемого минерального сырья, но и от требований к необходимости сохранения дневной поверхности.

Обобщение мировой практики выемки залежей под дном карьера свидетельствует о существенной доле применения систем разработки с обрушением. Неоспоримыми преимуществами таких геотехнологий являются повышенная производительность на очистных работах и низкие материально-трудовые затраты. Однако высокие потери и разубоживание руды, а также развитие зон критических деформаций подработанного горного массива ограничивают область безопасного и рационального освоения технологий с обрушением. По этой причине данный класс систем используется главным образом при выемке рядовых руд средней и ниже средней ценности, а также в случаях отсутствия потребности в сохранении земной поверхности.

Добыча более ценных полезных ископаемых требует максимальной полноты и качества извлечения запасов. Известно, что это достигается использованием технологий с закладкой очистного пространства. Тем не менее высокая стоимость производства и укладки твердеющей закладки в погашенные камеры / слои не обеспечивает эффективность горных работ, лимитируя границы и условия использования систем разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства.

Вопросы, связанные с отработкой запасов под дном карьера, требуют решений, основанных на современных подходах в изучении геомеханических процессов, нацеленных на поиск рациональных параметров и порядка погашения залежей. В частности, для повышения эффективности выемки подкарьерных и прибортовых участков месторождения существует один из весьма перспективных технологических приемов — совместное использование систем с обрушением и закладкой, позволяющее управлять состоянием массива пород и показателями извлечения руды. Решению данных задач посвящена настоящая работа.

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ И ПОРЯДОК ПОГАШЕНИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ

На Артемовском полиметаллическом руднике при переходе от открытых горных работ к подземным рассмотрим случай выемки одной части рудных запасов ниже дна карьера камерной сплошной системой с обрушением, другой — в прибортовой его области, с твердеющей закладкой. Характерный вертикальный разрез горнотехнической конструкции представлен на рис. 1.

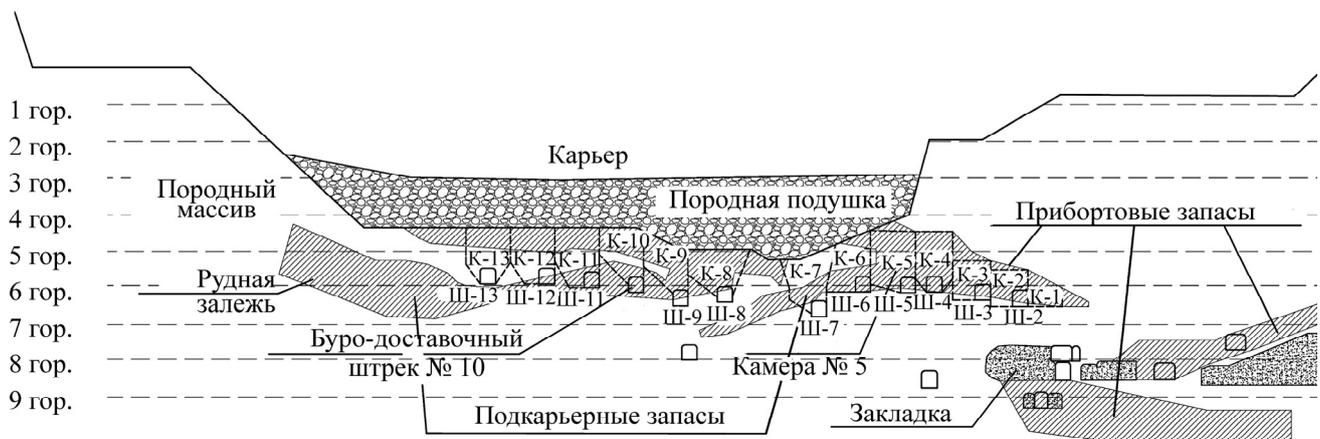


Рис. 1. Вертикальный разрез отработки подкарьерных и прибортовых запасов системами разработки с обрушением и твердеющей закладкой на месторождении

Основные параметры выемки следующие: погашение камер № 1–4 осуществляется технологией с твердеющей закладкой, камер № 5–13 — сплошной камерной системой с обрушением в присечку; ширина камер № 5–13 изменяется в диапазоне 11–12 м, № 1–4 — 10 м; высота камер № 4–13 колеблется от 15 до 16 м, № 2 и 3 — 10 м, № 1 — 5 м; расстояние между буродоставочными штреками (между их бортами, а также контурами камер и выработками) составляет 7–8 м (в районе камер № 2–3 — 6 м).

Учитывая, что буродоставочные штреки располагаются в основном на границе очистной камеры, примем следующее условие: безопасность очистных работ достигается оптимальным расстоянием от границы выработанного пространства (борта погашенной камеры) до борта буродоставочного штрека соседней (смежной) камеры. При расположении данной выработки на границе камеры безопасное расстояние считается от борта штрека отработанной камеры до прилегающего штрека смежной, планируемой к отбойке камеры.

Для определения безопасных параметров конструктивных элементов выемки воспользуемся методом последовательного рассмотрения изменения горнотехнической ситуации, в том числе изучения начального периода развития горных работ и предельного случая (завершающего этапа отработки):

1-й этап — начало развития горных работ, включающее рассмотрение процесса подготовки запасов к очистной выемке, путем проходки всех буродоставочных штреков и отработку камеры № 4 на полную высоту (16 м) под твердеющую закладку. Это позволяет на первоначальной стадии методом последовательного исключения скорректировать принятые к анализу исходные параметры отработки и перейти ко 2-му этапу.

2-й этап (принимается на основе результатов расчета 1-го этапа) — развитие фронта очистных работ (отработка камер № 13, 12 и 11) с анализом состояния буродоставочных штреков № 10, 9 и 8 (определяется достаточность расстояния между бортом погашенной камеры и штреком смежной, планируемой к отработке камеры), а также переход на слоевую нисходящую выемку с оценкой за состоянием штреков № 3 и 2.

3-й этап (принимается на основе результатов расчета 2-го этапа) — дальнейшее развитие фронта очистной выемки, а именно отработка камеры № 10, увеличение расстояния между буродоставочными штреками № 10, 9 и 8 (от борта погашенной камеры до соседнего штрека) до 10 м, а также корректировка расположения штреков № 9 и 8 по вертикали (выработки сдвинуты на 2 м выше первоначальных отметок) и доработка камеры № 4 слоевой системой разработки (выемка второго слоя и его закладка) с анализом состояния буродоставочных штреков. Иными словами, определяются безопасные расстояния между бортом погашенной камеры и смежным штреком.

4-й этап (принимается на основе результатов расчета 3-го этапа) — завершающая стадия выемки подкарьерных и прибортовых запасов, предусматривающая отработку камер № 9, 8 и 7, увеличение расстояния между буродоставочными штреками № 5, 6 и 7 (расстояния от борта погашенной камеры до соседнего штрека) до 10 м с анализом их состояния (проверяется на безопасность расстояние между бортом отработанной камеры и смежным штреком), а также доработка камер № 3 и 2 слоевой системой разработки (выемка в один слой и его закладка) с полной геомеханической оценкой сложившейся горнотехнической конструкции.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ, ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

В качестве математической модели массива горных пород при решении краевой задачи принята модель сплошной упругой среды [13–21]. Определение НДС и устойчивости массива пород в конструктивных элементах горнотехнической конструкции выполнены методом конечных элементов (МКЭ) в программном комплексе ANSYS в двухмерной постановке.

В численных решениях рудная залежь и вмещающие породы имитировались как сплошные, однородные, упругие, линейно-деформируемые геологические среды с физико-механическими свойствами трещиноватого массива (табл. 1).

ТАБЛИЦА 1. Деформационно-прочностные свойства трещиноватого массива горных пород, принятые при моделировании

Тип породы	Значение деформационных и прочностных показателей в образце (куске)							Расчетное значение*			
	γ , т/м ³	σ_p , МПа	$\sigma_{сж}$, МПа	E , МПа	μ	C , МПа	φ , град	Сцепление с учетом K_c , МПа			$\varphi_{расч}$, град
								0.20	0.15	0.10	
Вмещающие породы	2.7	15	155	13500	0.23	20	53	4	3	1	38
Рудная залежь	3.0	12	120	8000	0.20	16	49	3.2	2.4	1.6	34
Твердеющая закладка	2.0	0.3–0.5	4	1200	0.35	1.3	25	—	—	—	—

Примечание: γ — плотность; σ_p — предел прочности при растяжении; $\sigma_{сж}$ — предел прочности при сжатии; E — эффективный (приведенный) модуль упругости; μ — коэффициент Пуассона; C — сцепление; φ — угол внутреннего трения; $\varphi_{расч}$ — расчетный угол внутреннего трения; * принимается с учетом коэффициента структурного ослабления (K_c) и коэффициента запаса устойчивости (η) 1.7 ($\varphi = \arctg(\tg\varphi_{обр}/\eta)$).

Задача рассматривалась в приближении плоской деформации для вертикального сечения массива пород, что предполагает значительную протяженность исследуемого горного объекта по сравнению с его поперечным размером. При этом в основу выполняемых исследований положен следующий принцип: всякое выработанное пространство камерного типа, ограниченное по контуру, можно заменить эквивалентной выработкой бесконечной длины, кровля которой будет обладать такой же устойчивостью, как и кровля камеры, т. е. ширина бесконечной выработки является эквивалентным пролетом камеры. Следовательно, если один размер камеры (обнажения) превышает второй в два раза и более, то устойчивость кровли определяется меньшим параметром камеры.

В качестве краевых условий задачи принята геостатическая (гидростатическая) геомеханическая модель геосреды. Условия распределения исходных природных напряжений в горном массиве, при которых горизонтальные компоненты σ_x и σ_z равны силе тяжести (объемному весу) вышележащей толщи пород, удовлетворительно описываются гипотезой Гейма:

$$\sigma_y = \sigma_x = \sigma_z = -\gamma g H, \quad \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (1)$$

где σ_y , σ_x , σ_z и τ_{xy} , τ_{yz} , τ_{xz} — соответственно вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений (ось y — направлена вертикально); H — глубина разработки; γ — плотность пород; g — ускорение свободного падения.

Расчетная схема предполагает следующие краевые условия: верхняя граница модели соответствует дневной поверхности, поэтому она свободна от напряжений ($\sigma_y = 0$, $\tau_{xy} = 0$); породная подушка, лежащая на дне карьера, заменялась внешней распределенной вертикальной нагрузкой, равной давлению обрушенных пород в соответствии с высотой навала — $\sigma_{y.п.п} = \gamma_{п.п} g h_{п.п}$, $\tau_{xy} = 0$ ($\gamma_{п.п}$ — плотность пород в навале в разрыхленном состоянии, $h_{п.п}$ — высота породной подушки); на нижней границе вертикальная компонента вектора перемещений и касательные напряжения принимаются нулевыми ($u_y = \tau_{xy} = 0$); на вертикальных границах — одна боковая грань нагружается в соответствии с $\sigma_x = \sigma_y$, $\tau_{yx} = 0$, на второй боковой грани — горизонтальная компонента вектора перемещений и касательная составляющая тензора напряжений равны ну-

лю ($u_x = \tau_{yx} = 0$); градиент изменения гравитационного (вертикального) давления по глубине учитывается массовыми силами γg ; на границах контактирующих слоев вмещающих пород, рудной залежи и твердеющей закладки принимается условие жесткого сцепления (равенство компонент вектора перемещений $-u_y^1 = u_y^2$, $u_x^1 = u_x^2$), создается непрерывность при переходе через контакт; контуры открытых обнажений (выработок, камер) являются свободными от внешних усилий ($\sigma_n = \tau_n = 0$).

Для оценки зон критического состояния массива в конструктивных элементах выемки при погашении подкарьерных и прибортовых запасов, согласно рассмотренным этапам развития горных работ, принят критерий Кулона – Мора, который хорошо описывает поведение скальных высокомодульных пород с прочностью на сжатие на порядок и более выше, чем на растяжение:

$$\sigma_{\max} - \sigma_{\min} = \sin \varphi (\sigma_{\max} + \sigma_{\min} + 2C \operatorname{ctg} \varphi) \quad (2)$$

где C — сцепление, МПа; φ — угол внутреннего трения, град; σ_{\max} и σ_{\min} — соответственно максимальные и минимальные главные напряжения, МПа.

Уравнение (2) устанавливает связь между максимальным сопротивлением сдвигу $(\sigma_{\max} - \sigma_{\min})/2 = \tau_{\max}$ и средним усилием $(\sigma_{\max} + \sigma_{\min})/2 = \sigma_{\text{ср}}$ при различных значениях сцепления C и угла внутреннего трения φ горных пород.

Определим область, где возникает предельное состояние массива пород (разрушение), характеризующееся критическими касательными напряжениями, превосходящими прочность на сдвиг:

$$K_y = \frac{\sin \varphi (\sigma_{\max} + \sigma_{\min} + 2C \operatorname{ctg} \varphi)}{\sigma_{\max} - \sigma_{\min}} < 1. \quad (3)$$

Интерпретация критического состояния горного массива в настоящей статье представляется в виде изображений зон вероятных разрушений пород в конструктивных элементах выемки.

Возможные риски, связанные с наличием в реальных условиях трещиноватости массива пород, учитываются путем изменения коэффициента структурного ослабления (K_c) от 0.1 до 0.2. Данные значения K_c приняты на основании практических данных о трещиноватости горного массива на месторождении. В целях обеспечения запаса надежности расчетов пределы прочности на сжатие, растяжение, чистый сдвиг (срез — сцепление пород) принимаются в 5–10 раз меньшими, чем в образцах. Это позволяет корректно и объективно оценивать состояние нарушенного массива пород в случаях недостаточной изученности горно-геологических и геомеханических условий месторождения.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЧИСЛЕННЫХ РАСЧЕТОВ

Результаты математического моделирования представлены в сравнительной форме в виде прогнозируемых областей потери устойчивости массива пород (участки выделены черным цветом) в конструктивных элементах выемки в зависимости от степени его нарушенности с учетом рассматриваемых этапов развития горных работ с их кратким анализом, которые приводятся далее.

При оценке несущей способности массива пород воспользуемся условием, при котором поперечное сечение конструктивного элемента выемки полностью находится в запредельном состоянии. Примем, что критические деформации возникают при сдвиговом (вязком) разрушении пород, тогда решения, полученные в пределах упругости, используются в критерии прочности

(2), (3). Обозначим основное условие обеспечения безопасных параметров выемки подкарьерных и прибортовых рудных запасов через наличие так называемых пластических шарниров — зон разрушений массива пород.

Анализ наиболее напряженных элементов горной конструкции позволяет установить наличие или отсутствие областей разрушений массива пород и характер их образования (обширные пересекающиеся зоны критического состояния, охватывающие все поперечное сечение конструктивного элемента выемки или участки запредельного деформирования, размеры которых распространяются не на все поперечное сечение рассматриваемого объекта, сохраняя его несущую способность).

На 1-м этапе развития горных работ принимается во внимание условие с более вероятным достижением события (диапазон изменения $K_c = 0.15$), при этом прогнозируемые зоны возможных разрушений или ослаблений пород локализируются в массиве вблизи расположения буродоставочных штреков (рис. 2). В этой связи расстояние между бортами погашенной камеры и смежным (соседним) штреком в зависимости от высоты области отработки (камера + зона обрушения) необходимо увеличить до 10–12 м. Чем выше эта область, тем больше должно быть расстояние от границы камеры (выработанного пространства) до буродоставочного штрека подготавливаемой к выемке смежной камеры.

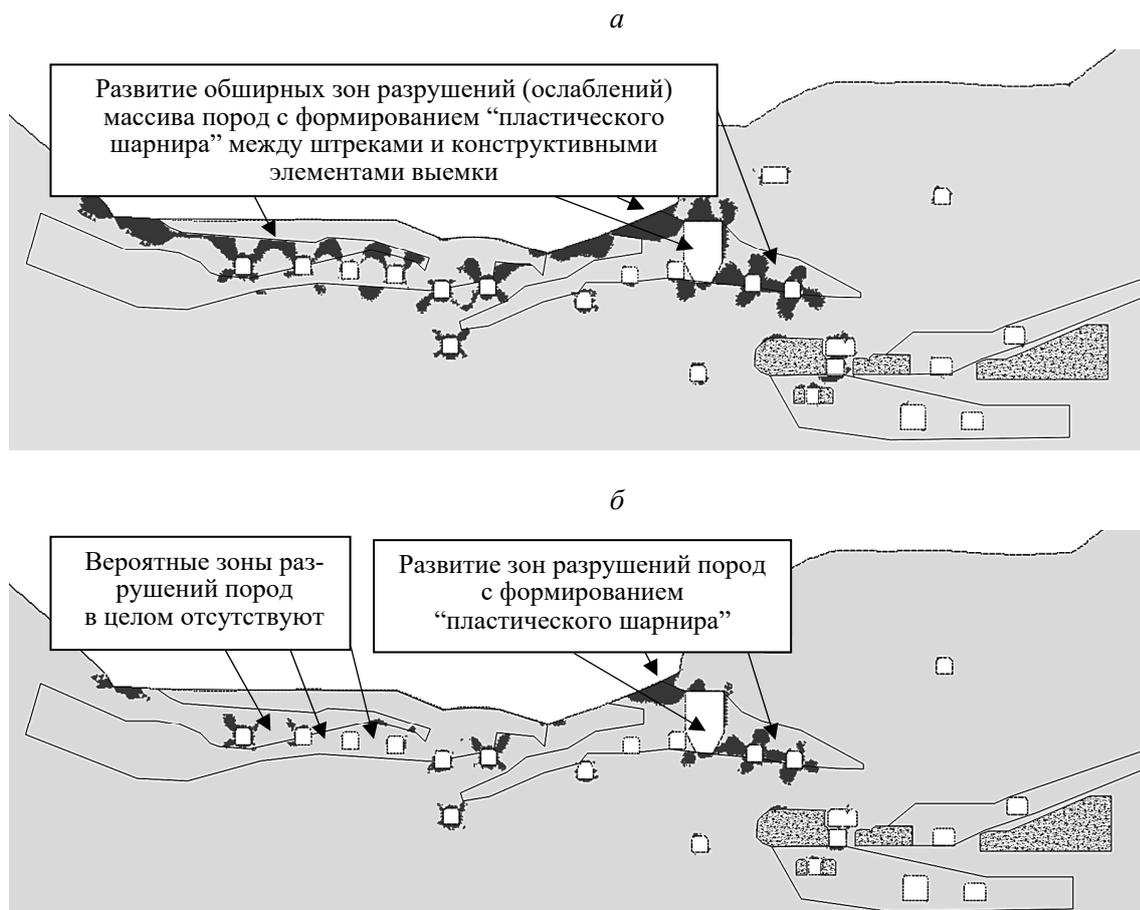


Рис. 2. Прогнозируемые области разрушений массива пород (выделены темным цветом) в элементах выемки для 1-го этапа развития горных работ при отработке подкарьерных и прибортовых запасов системами с обрушением и твердеющей закладкой: а — при $K_c = 0.1$; б — $K_c = 0.15$

Видно, что отработка камеры № 4 на высоту 16 м недопустима, поэтому ее выемку следует осуществлять слоями (например, в 2 слоя, высотой 7.5–8.0 м в нисходящем порядке). Аналогичная ситуация складывается и при подготовке камер № 2 и 3. Принятые расстояния между буродоставочными штреками № 2, 3, 4 и бортами смежных камер (до 6 м) являются недостаточными для исключения “пластического шарнира”. В условиях массивов пород с $K_c=0.2$ вероятных зон разрушений пород в области влияния буродоставочных штреков не наблюдается. Их незначительная локализация отмечается в кровле и бортах штрека № 2, а также в угловой зоне кровли камеры № 4 с выходом в дно карьера.

По результатам моделирования 2-го этапа развития фронта очистных работ отметим, что слоевая выемка улучшает геомеханическую обстановку в районе отработки прибортовых запасов с твердеющей закладкой (рис. 3). Зоны разрушений вблизи штреков № 2 и 3 изменяются в зависимости от нарушенности $K_c=0.2-0.1$, т. е. от незначительной локализации или их отсутствия до весьма обширных с формированием “пластического шарнира”. В условиях массивов с сильной нарушенностью пород необходимо увеличение расстояния от границы погашенной камеры (слоя) до борта штрека, подготавливаемой к отбойке смежной камеры. В связи с наличием зон возможных разрушений пород вблизи буродоставочных штреков при выемке подкарьерных запасов требовались корректировка расстояния между ними и контурами камер, а также пересмотр их пространственного расположения, что и было сделано на 3-м этапе: штреки № 9 и 8 смещались по высоте и горизонтали, соответственно на 2 м выше первоначальных высотных отметок и на расстояние до 10 м между границей камеры и бортом штрека. При $K_c=0.2$ критические зоны в форме “пластического шарнира” в конструктивных элементах выемки отсутствуют.

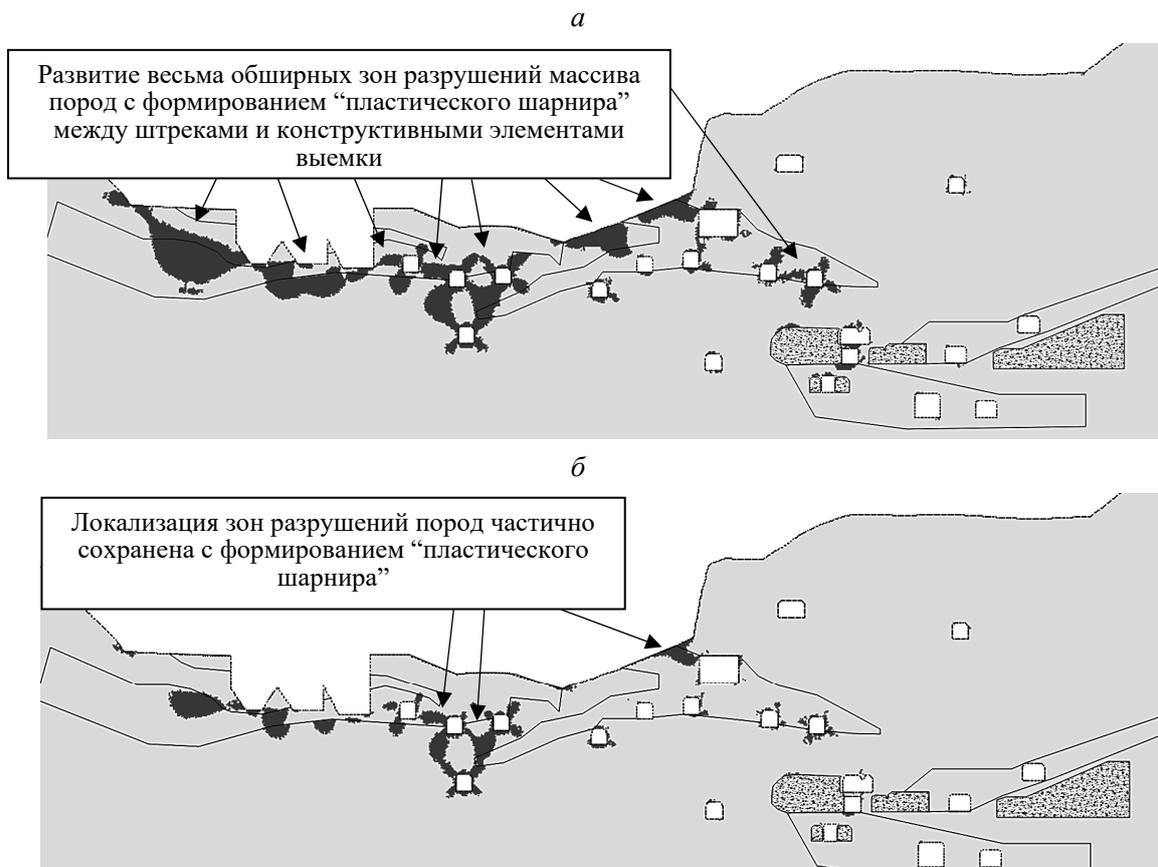


Рис. 3. Прогнозируемые области разрушений массива пород в элементах выемки для 2-го этапа развития горных работ при отработке подкарьерных и прибортовых запасов системами с обрушением и твердеющей закладкой: *а* — при $K_c=0.1$; *б* — $K_c=0.15$

Следующий 3-й этап характеризуется дальнейшим развитием фронта добычи за счет увеличения расстояния между границей погашенной камеры № 10 и бортом смежного буродоставочного штрека № 9, а также штреками № 9 и № 8 до 10–12 м и их смещениями по вертикали на 2 м выше первоначальных высотных отметок (рис. 4). В результате геомеханическая ситуация значительно улучшилась, что свидетельствует об эффективности данного приема по управлению горным давлением. При этом полная отработка камеры № 4 слоями в нисходящем порядке показала необходимость увеличения расстояния между ее контуром и бортом буродоставочного штрека № 3 с 6 до 8–10 м. Наиболее благоприятная обстановка с позиции безопасности ведения горных работ для рассматриваемого случая развития фронта выемки складывается при $K_c = 0.2$, вследствие чего обширные зоны с запредельным состоянием массива не возникают.

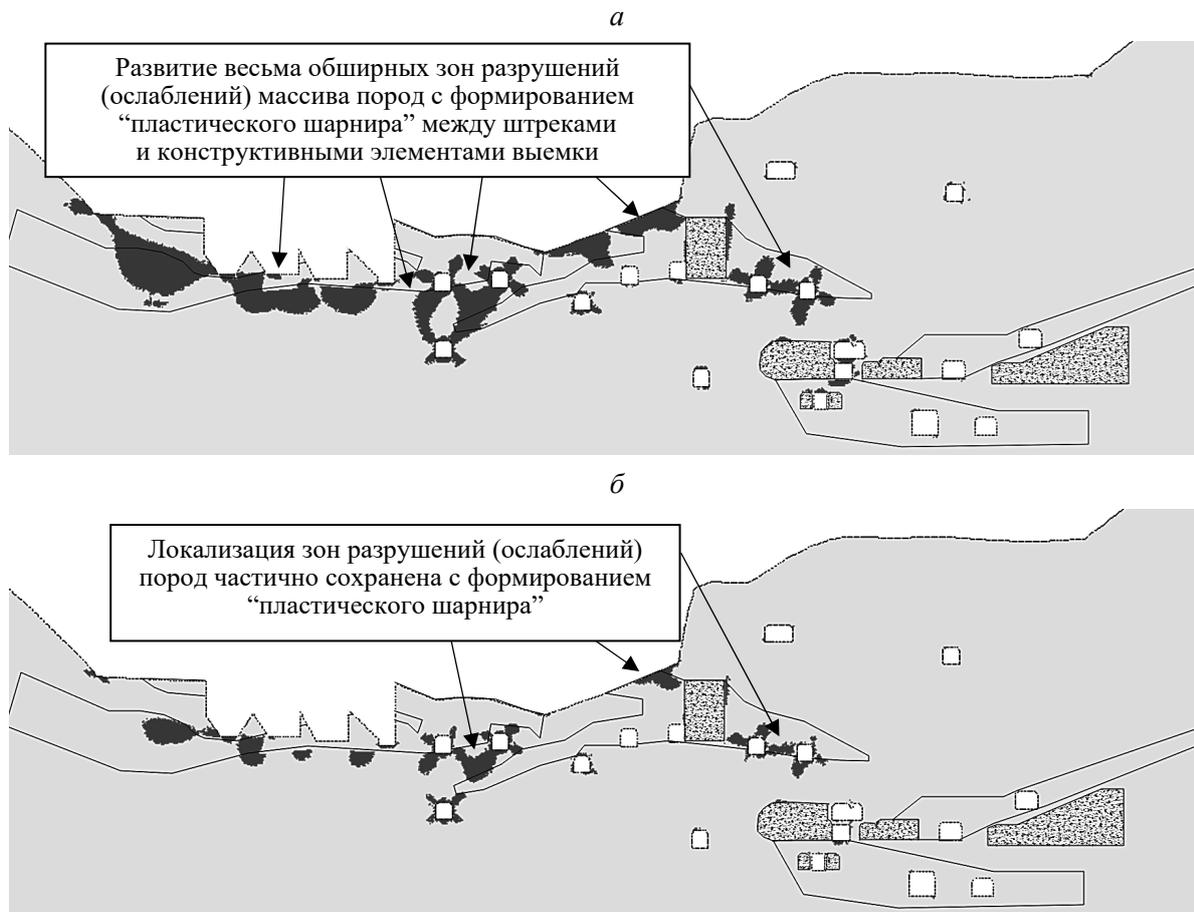


Рис. 4. Прогнозируемые области разрушений массива пород в элементах выемки для 3-го этапа развития горных работ при отработке подкарьерных и прибортовых запасов системами с обрушением и твердеющей закладкой: а — при $K_c = 0.10$; б — $K_c = 0.15$

Анализируя результаты моделирования 4-го этапа, следует отметить, что на стадии завершающей отработки подкарьерных и прибортовых запасов (в данном случае это погашение камер № 9, 8 и 7) горизонтальное расстояние между буродоставочными штреками № 5, 6 и 7 (или расстояние между бортами камер и смежными штреками) необходимо дополнительно увеличить с 10 до 12–14 м (рис. 5). Указанное условие связано с наличием «пластического шарнира» между выработками и камерами, и оно справедливо в случае изменения порядка выемки подкарьерных запасов. За счет роста общей зоны отработки и формирования ситуации погашения камер

на убывающий целик геомеханическая обстановка резко ухудшается. Для обеспечения безопасной выемки оставшихся камер необходимо увеличить расстояния между буродоставочными штреками (между бортами погашенных камер и смежных штреков). Важно, что район выемки камер № 1, 2 и 3 с твердеющей закладкой в условиях массива пород с сильной нарушенностью относится к опасному, склонному к проявлению горного давления, так как данная область находится в зоне подработки (ранее погашенные и заложенные камеры). Отработку камер № 1, 2 и соответственно проходку штреков № 2, 3 при $K_c=0.1$ следует исключить из разработки. В случае, когда $K_c=0.2$, незначительная локализация областей потерь устойчивости массива пород наблюдается в районе камеры № 5, между смежными буродоставочными штреками № 5 и № 6.

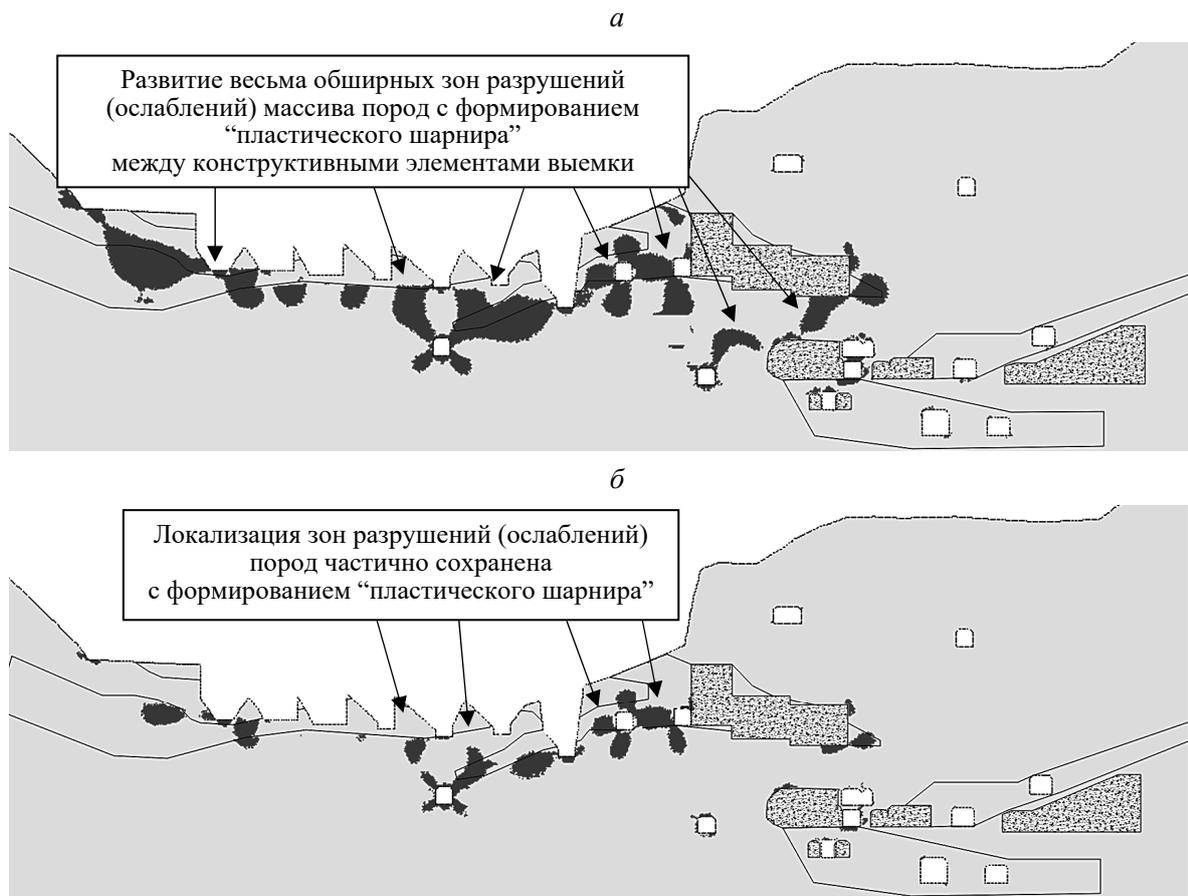


Рис. 5. Прогнозируемые области разрушений массива пород в элементах выемки для 4-го этапа развития горных работ при отработке подкарьерных и прибортовых запасов системами с обрушением и твердеющей закладкой: *a* — при $K_c=0.10$; *б* — $K_c=0.15$

ВЫВОДЫ

На основании выполненного математического моделирования НДС и устойчивости массива пород в конструктивных элементах сложившейся горнотехнической конструкции на Артемовском руднике при выемке подкарьерных и прибортовых запасов системами разработки с обрушением и твердеющей закладкой установлено следующее:

— безопасное значение горизонтального расстояния между границей выработанного пространства и бортом смежного буродоставочного штрека соседней камеры, планируемой к выемке (в зависимости от высоты зоны отработки), составляет не менее 10–12 м;

— проходку буродоставочных штреков следует осуществлять последовательно по мере отработки камер (по завершении выемки одной камеры должен быть пройден штрек в границах смежной, планируемой к отработке камеры). Не рекомендуется осуществлять опережающую проходку буродоставочных штреков (более двух) в планируемых к отработке смежных камерах на рассматриваемом участке (изрезанность массива пород выработками существенно снижает его устойчивость);

— отработку запасов системой с закладкой необходимо осуществлять слоями, высотой не более 8.0 м;

— горизонтальное расстояние между контуром заложённой камеры и бортом смежным штреком соседней камеры (между буродоставочными выработками), отрабатываемой слоями (7.5–8.0 м) с твердеющей закладкой следует принимать не менее 8–10 м;

— запрещается вести горные работы на участках подкарьерных запасов, попавших одновременно в зону надработки и подработки;

— последовательность отработки подкарьерных и прибортовых запасов в условиях сильнонарушенного горного массива ($K_c = 0.1$ и менее) не должна допускать порядок выемки камер, при котором формируются целики (рекомендуется сплошной фронт очистных работ), а также подработанных участков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Калмыков В. Н., Григорьев В. В., Волков П. В. Изыскание вариантов систем разработки для выемки прибортовых запасов при комбинированной геотехнологии // Вестн. Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. — 2010. — № 1. — С. 17–20.
2. Усенов К. Ж., Алибаев А. П. Отработка подкарьерных запасов крутопадающих месторождений комбинированным способом // Горн. журн. Казахстана. — 2014. — № 4. — С. 4–9.
3. Танков М. С. Технология эффективной отработки рудных целиков, расположенных в дне и бортах карьера // Изв. вузов. Горн. журн. — 2014. — № 5. — С. 11–17.
4. Zehirov S., Kaykov D., and Koprev I. A review of combining open-pit and underground mining methods around the world, J. Min. Geological Sci., 2017, Vol. 60. — P. 17–20.
5. Алексеев А. В. Отработка прибортовых запасов карьера “Восточный” Олимпиадинского месторождения / Сб. матер. Междунар. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых. — Красноярск: СФУ, 2016. — С. 4–7.
6. Бахтавар Е., Ораи К., Шахриар К. Оптимизация перехода от открытой разработки полезных ископаемых к подземному способу ведения горных работ // ФТПРПИ. — 2009. — № 5. — С. 86–94.
7. Алибаев А. П., Осмонова Н. Т., Усенов К. Ж. Отработка подкарьерных запасов полезных ископаемых в условиях комбинированной разработки // Изв. вузов (Кыргызстан). — 2012. — № 6. — С. 15–17.
8. Танков М. С., Шелковый И. С. Опыт отработки запасов руды в бортах и дне карьеров при переходе с открытого способа разработки на подземный // Зап. Горн. ин-та. — 2012. — Т. 198. — С. 37.
9. Дик Ю. А., Танков М. С. Результаты опытно-промышленной отработки запасов разделительного рудного целика р. т. № 1 месторождения Молодежное // Сб. докл. VIII Междунар. конф. “Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр”. — Магнитогорск, 2015. — С. 51–53.
10. Волков Ю. В., Смирнов А. А., Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Чаговец Г. А. Разработка крутопадающих рудных тел под дном карьера системами с обрушением // ГИАБ. — 2011. — № 2. — С. 60–64.

11. **Tri Karian, Hideki Shimada, Takashi Sasaoka, Sugeng Wahyudi, Deyu Qian, and Budi Sulistianto.** Countermeasure method for slope instability in crown pillar area of cut and fill underground mine, *Int. J. Geosciences*, 2016, Vol. 7. — P. 280–300.
12. **Щукин С. А., Неверов А. А., Неверов С. А.** Отработка подкарьерных запасов подэтажно-камерной технологией с формированием искусственных целиков и породной закладки, *Интерэкспо Гео-Сибирь*, 2021. — Т. 2. — № 4. — С. 205–215.
13. **Зенкевич О.** Метод конечных элементов в технике. — М.: Мир, 1975. — 541 с.
14. **Оловянный А. Г.** Механика горных пород. Моделирование разрушений. — СПб.: Коста, 2012. — 280 с.
15. **Неверов А. А.** Геомеханическая оценка комбинированной геотехнологии при отработке мощной пологой рудной залежи // *ФТПРПИ*. — 2014. — № 1. — С. 119–131.
16. **Турчанинов И. А. Иофис М. А., Каспарьян Э. В.** Основы механики горных пород. — М.: Недра, 1989.
17. **Шапошник Ю. Н., Неверов А. А., Неверов С. А., Никольский А. М.** Оценка влияния накопившихся пустот на безопасность доработки Артемьевского месторождения // *ФТПРПИ*. — 2017. — № 3. — С. 108–118.
18. **Неверов С. А., Неверов А. А.** Сравнительная геомеханическая оценка вариантов выпуска руды подэтажного обрушения с ростом глубины // *ФТПРПИ*. — 2013. — № 2. — С. 113–122.
19. **Aizhong Lu, Ning Zhang, and Guisen Zeng.** An extension failure criterion for brittle rock, *Deep Rock Behaviour Eng. Env.*, 2020, Vol. 2020. — P. 1–12.
20. **Debasis Deb and Kamal C. Das.** Extended finite element method for the analysis of discontinuities in rock masses, *Geotechnical and Geological Eng.*, 2010, Vol. 28. — P. 643–659.
21. **Pantelidis L.** Rock slope stability assessment through rock mass classification systems, *Int. J. Rock Mech. and Min. Sci.*, 2009, Vol. 46, No. 2. — P. 315–325.

Поступила в редакцию 18/X 2024

После доработки 06/XI 2024

Принята к публикации 08/XI 2024