

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.28, 622.831

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ПОРОД ЦЕЛИКАМИ И ОБРУШЕНИЕМ КРОВЛИ ПРИ ВЫЕМКЕ НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ МАЛОЙ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ

А. А. Неверов, А. И. Конурин, С. А. Неверов, С. Ю. Васичев, С. А. Щукин

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

Приведены конструктивные особенности и дана оценка камерно-целикового порядка отработки рудных тел наклонного падения, совмещающего два разных способа управления горным давлением: за счет естественной устойчивости массива пород и обрушения налегающей толщи. Показано, что в тектонически напряженных массивах обеспечивается безопасность работ на стадии погашения камерных запасов и временного рудного целика под защитой нависающей породной консоли. Выявлено, что наклон залежи формирует преимущественно сдвиговой характер разрушения пород в целике и днище блока. Установлены рациональные соотношения минимальной ширины временного рудного целика и пролета камеры.

Массив, залежь, нарушенность, мощность, угол падения, выработка, камера, целик, кровля, консоль, выемка, управление, горное давление, параметры, моделирование, устойчивость, разрушение, безопасность

DOI: 10.15372/FTPRPI20240510

EDN: BCDMLB

Известно, что на выбор способа отработки пологих и наклонных рудных залежей особое влияние оказывают такие факторы, как ценность добываемого сырья и устойчивость горных пород. При добыче руд невысокой ценности все большее применение находят системы разработки с открытым выработанным пространством и с обрушением [1–9]. Первые в основном представлены камерно-столбовыми системами для залежей малой и средней мощности, а также технологиями с камерно-целиковым порядком отработки для рудных тел средней мощности и мощных; вторые — сплошной выемкой с последующим обрушением налегающих пород. При этом каждая технология имеет свою область безопасного и эффективного применения.

На основе многолетнего опыта использования тех или иных способов добычи на рудниках разрабатываются нормативные документы, регламентирующие определенные требования к производству горных работ в зависимости от условий выемки. В последнее время множество

рудников вследствие изменений условий выемки запасов, уточнения и корректировки геомеханических факторов, а также повышения частоты несчастных случаев и аварийных ситуаций вынуждены пересматривать ранее принятые основные технические решения и ужесточать требования к безопасности ведения горных работ. Так, на некоторых предприятиях корпорации “Казахмыс” (Жезказганская и Жиландинская группа месторождений, рудник Жомарт и др.), ведущих добычу на пологих и наклонных залежах изменение угла падения рудных тел, глубины выемки и нарушенности массива пород накладывают весьма существенные ограничения на использование камерно-столбовой системы разработки, переводя ее в разряд небезопасных [1–9]. С данным обстоятельством сталкиваются и отечественные рудники в условиях интенсивного понижения горизонта выемки. Становится актуальным поиск и обоснование новых технических решений по безопасной и эффективной отработке залежей с позиций управления горным давлением, связанных как со снижением действующих напряжений, так и повышением устойчивости массива пород.

В настоящей работе приводится обоснование способа управления горным давлением, сочетающего элементы систем разработки с естественным поддержанием выработанного пространства и с обрушением при выемке наклонных рудных залежей малой и средней мощности применительно к горно-геологическим и геомеханическим условиям Жезказганской и Жиландинской группы месторождений. В отечественной практике к аналогичным по условиям залегания и отработки можно отнести месторождения Бадран, Нерундинское, Николаевское, группы Кольского полуострова и ряд других [1–9].

СПОСОБ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ПОРОД В ЭЛЕМЕНТАХ ВЫЕМКИ

Конструктивные особенности комбинированного способа управления кровлей при выемке наклонных рудных залежей представлены на рис. 1.

В основу предлагаемого варианта системы разработки положен камерно-целиковый порядок погашения рудной залежи, совмещающий технологию добычи с естественной устойчивостью горного массива и с обрушением налегающих пород. При этом одним из основных параметров управления кровлей является соотношение высоты обрушения налегающего массива пород к мощности рудного тела.

Залежь делится на выемочные блоки, в составе которых выделяют камеру и временный рудный целик. Первоначально погашаются камерные запасы системой разработки с открытым выработанным пространством. Отбойка руды в камере осуществляется слоями с выпуском ее по площадно-торцовой схеме, через буровой (буро-погрузочный) орт и погрузочные заезды. По мере выпуска на днище камеры формируются остатки взорванной руды, которые являются временными и подлежат возврату при отбойке целика. Вторая стадия заключается в выемке запасов временного рудного целика. Его отбойка проводится массовым взрыванием вееров скважин, пробуренных из бурового (буро-погрузочного, посадочного) орта с забросом руды в ранее погашенную очистную камеру.

В результате обрушения целика образуется породная консоль. Под ее защитой осуществляется выпуск отбитой руды вначале в границах камеры через породную траншею в торец полевого погрузочно-доставочного орта в отступающем порядке при мощности залежи (m) 7–20 м и погрузочные заезды при $m = 2–6$ м. Затем проводится доизвлечение остатков в границах целика. В условиях $m = 7–20$ м это достигается через породную траншею, аналогично процессу выпуска в границах камеры. В варианте с $m = 2–4$ м технология отбойки целика предусматривает параметры буровзрывных работ (БВР), обеспечивающих направленную доставку руды силой взрыва к погрузочным заездам в границах камеры. Наличие обрушенных пород в вышележащем погашенном блоке создает дополнительное давление (подпор) на отбитую руду, минимизируя ее остатки на почве очистного пространства.

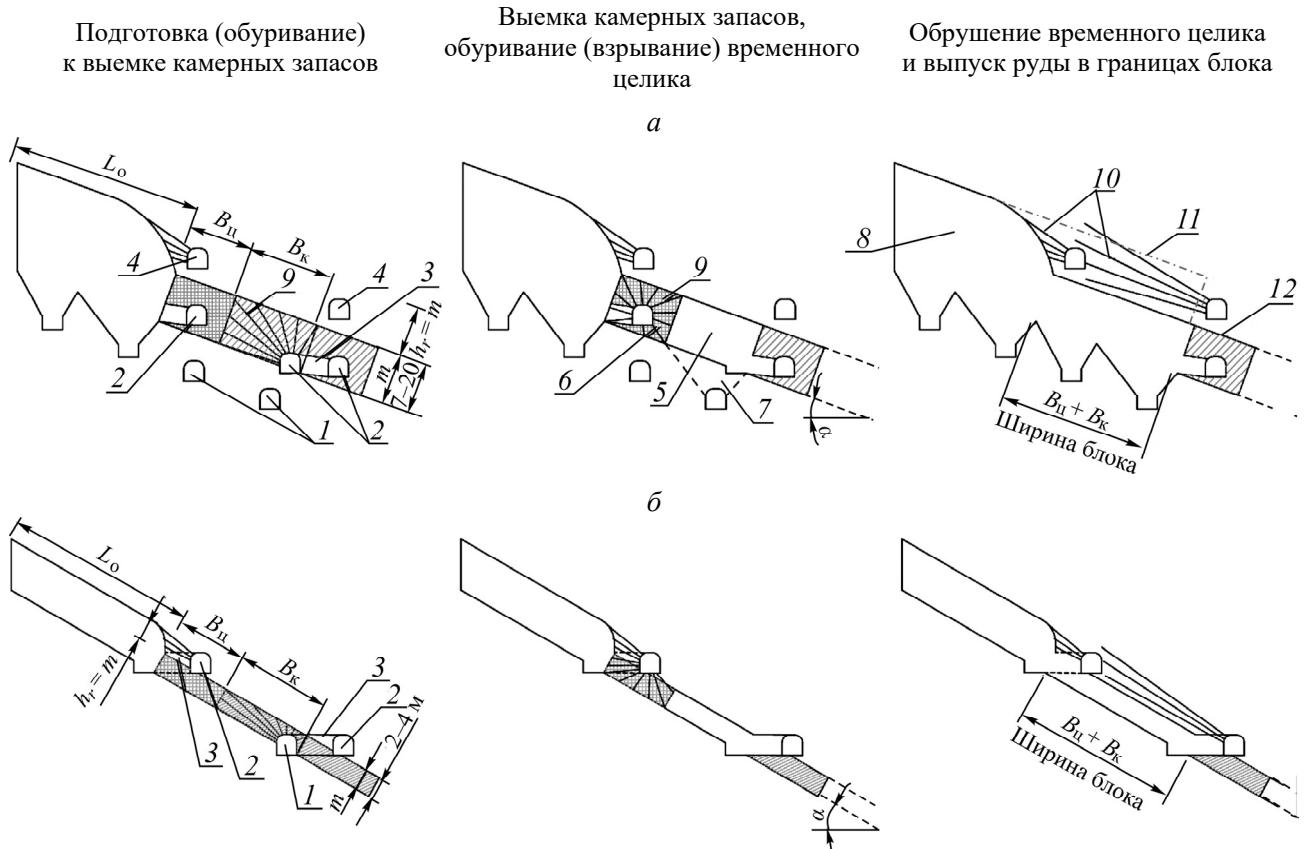


Рис. 1. Технологические схемы камерно-целикового порядка выемки с последующим обрушением пород кровли: *а* — для рудных залежей средней мощности $m = 7 - 20$ м: 1 — полевой погрузочно-доставочный орт; 2 — буровой орт; 3 — погрузочные заезды; 4 — буровой посадочный орт; 5 — очистная камера; 6 — временный рудный целик; 7 — породная выпускная траншея; 8 — выработанное пространство (зона обрушения); 9 — отбойные скважины; 10 — посадочные скважины; 11 — породная консоль; 12 — рудная залежь; h_r — высота обрушения породной кровли; m — мощность залежи; B_u — ширина временного рудного целика; B_k — ширина очистной камеры; L_o — пролет зоны обрушения; α — угол падения залежи; *б* — для рудных залежей малой мощности $m = 2 - 4$ м: 1 — буро-погрузочный орт камеры; 2 — буро-погрузочный посадочный орт целика; 3 — погрузочные заезды

По завершении выпуска отбитой руды из блока над ним посредством взрывания посадочных скважин осуществляют принудительное крупноблочное обрушение пород консоли на высоту, соизмеримую с мощностью залежи. Цель такого технологического приема — исключение опасных зависаний (пролетов) обнаженной кровли и снижение концентраций напряжений во временном рудном целике при отработке камеры смежного (соседнего) блока.

Таким образом, конструктивные и технологические особенности, включая порядок ведения горных работ в рассматриваемом варианте отработки наклонной залежи, позволяют управлять состоянием временного целика и кровли камеры на стадии ее погашения, а также нависающей консоли над очистным блоком при генеральном выпуске отбитой руды.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ, ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

Математическое моделирование и решение краевой задачи о нахождении напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива выполнено в рамках теории упругости в трехмерной постановке методом конечных элементов (МКЭ) с использованием лицензионного

программного обеспечения ANSYS [10–12]. Обозначим постановку задачи определения НДС массива пород в элементах горной конструкции (рис. 2). В трехмерной системе координат x, y, z предложена схема расчетной области R (параллелепипед) $0 \leq x \leq L_x, 0 \leq y \leq L_y, 0 \leq z \leq L_z$ с краевыми условиями.

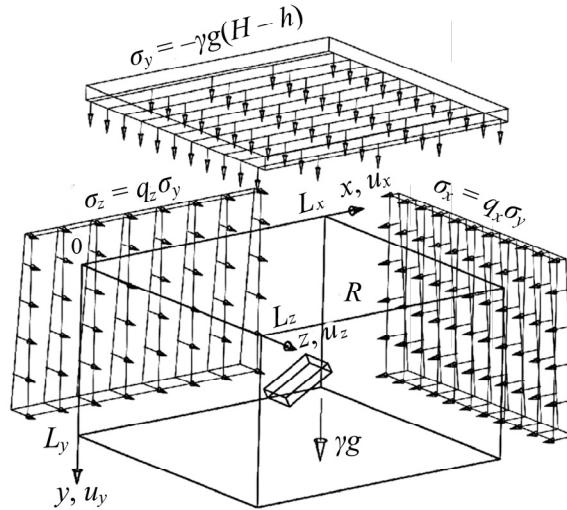


Рис. 2. Схема расчетной области с постановкой задачи

Допустим, что массив пород обладает только упругими свойствами, тогда деформации и напряжения определяются из системы дифференциальных уравнений в частных производных, включающих:

- статические соотношения — уравнения равновесия: $\sigma_{ij,j} + pF_i = 0$, (1)

$$\bullet \text{ геометрические соотношения — уравнения Коши: } \varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}(u_{i,j} + u_{j,i}), \quad (2)$$

$$\bullet \text{ физические соотношения — физические уравнения (закон Гука): } \sigma_{ij} = 2G\varepsilon_{ij} + \lambda\theta\delta_{ij}, \quad (3)$$

- статические и кинематические граничные условия:

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

Здесь σ_{ij} — компоненты тензора напряжений; $pF_i = \gamma g \delta_{ij}$ — объемные силы; γ — плотность пород; g — ускорение свободного падения; ε_{ij} — компоненты тензора деформаций; u_i — компоненты вектора перемещений; $\theta = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z$ — относительная объемная деформация; G и λ — параметры Ламе $G = E / (2(1+\mu))$, $\lambda = E\mu / ((1-2\mu)(1+\mu))$; δ_{ij} — символ Кронекера; q_x, q_z — коэффициенты бокового давления ($q_z = 1.5$, $q_x = 2.0$); μ — коэффициент Пуассона; H — глубина выемки; h — расстояние от верхней границы модели до рудной залежи.

Сформулированная краевая задача, обозначенная на рис. 2, и выражения (1)–(4) сводятся к решению системы линейных алгебраических уравнений, представляющих собой уравнения равновесия узлов в перемещениях [10–11]:

$$|K|\{\delta\} = \{F\}, \quad (5)$$

где $|K|$ — матрица жесткости системы; $\{\delta\}$ — вектор перемещений всех узлов; $\{F\}$ — вектор узловых нагрузок (границых и объемных сил).

Моделирование НДС горного массива выполнялось по усредненным деформационным и прочностным характеристикам пород рудников Жезказганский и Жиландинский с учетом их нарушенности (табл. 1). При определении устойчивости массива пород использовались расчетные характеристики C и угла φ , с учетом коэффициентов структурного ослабления (K_c) и запаса прочности (η) 1.4 ($\varphi = \arctg(\operatorname{tg}\varphi_{\text{образец}} / \eta)$) соответственно.

ТАБЛИЦА 1. Физико-механические свойства массива пород, используемые в расчетах

Тип породы	Значение деформационных и прочностных показателей в образце (куске)						E_s , ГПа	Расчетное значение				
	γ , т/м ³	σ_p , МПа	$\sigma_{cж}$, МПа	E , ГПа	μ	C , МПа		Сцепление с учетом K_c , МПа		$\varphi_{\text{расч}}$, град		
								0.45	0.35			
Рудный массив (медная руда)	3.2	20	140	52-65	0.21	27	52	16.0	12.1	9.4	6.7	42
Породный массив (песчаники)	2.7	15	120	46-60	0.23	23	50	13.0	10.4	8.0	5.7	40

Примечание: γ — плотность; σ_p — предел прочности при растяжении; $\sigma_{cж}$ — предел прочности при сжатии; E — модуль упругости; μ — коэффициент Пуассона; C — сцепление; φ — угол внутреннего трения; E_s — эффективный (приведенный) модуль упругости; $\varphi_{\text{расч}}$ — расчетный угол внутреннего трения

Численные решения проводились в прямой постановке с использованием схемы в полных напряжениях, т. е. силовое воздействие в модели реализовывалось внешними усилиями на границах и распределенными по всему ее пространству массивами (объемными) силами после того, как в расчетной области созданы техногенные обнажения. Напряжения, полученные в такой постановке, несколько больше, чем напряжения, полученные по расчетным схемам в дополнительных и снимаемых напряжениях, что с точки зрения безопасности и снижения рисков весьма важно. Имитация веса пород массива в модели осуществлялась заданием объемной силы γg . Определение НДС массива пород проводилось для глубин выемки 350 м и 500 м.

Границные статические и кинематические условия краевой задачи реализованы применительно к тектонической модели геосреды (условие распределения исходных природных напряжений в горном массиве, при котором горизонтальные составляющие превышают гравитационную): $\sigma_{\min} = \sigma_z = 1.5\sigma_y$ — действуют по простианию; $\sigma_{\max} = \sigma_x = 2.0\sigma_y$ — действуют вкрест простиания; $\sigma_{\text{верт}} = \sigma_y$ — вертикальная составляющая поля напряжений. К верхней границе расчетной модели (рис. 2) при рассмотрении объекта исследования на глубине 500 м приложена нагрузка, заменяющая вес столба массива пород высотой 150 м. Контактное взаимодействие породных слоев моделировалось жестким сцеплением. Все техногенные обнажения свободны от внешних усилий — $\sigma_n = \tau_n = 0$. Значительная удаленность исследуемого объекта от внешних границ расчетной модели, согласно правилу Сен-Венана, исключает их взаимное влияние.

Для установления закономерностей влияния конструктивных и технологических особенностей рассматриваемого варианта выемки, а также природных факторов на состояние горного массива воспользуемся разными значениями коэффициента структурного ослабления (K_c) на основе практического опыта отработки большинства действующих месторождений, а именно [13–17]: $K_c \geq 0.45$ — средней степени нарушенности породы; $K_c = 0.35$ — выше средней степени нарушенные породы; $K_c = 0.25$ и менее — нарушенные породы (пределный случай).

В целях оценки состояния конструктивных элементов выемки воспользуемся подходом, основанным на разрушении массива пород при сдвиге, — условие, когда интенсивность главных напряжений более чем в 4 раза превышает предел прочности породы на разрыв. Следовательно, в качестве основного критерия устойчивости примем сдвиговое разрушение по условию Кулона–Мора, обусловленное значительными касательными усилиями, превосходящими предел прочности пород на срез [15–23]:

$$\tau = C + |\sigma| \tan \varphi, \quad (6)$$

где τ — предел прочности породы на срез, МПа; C — сцепление пород, МПа; σ — нормальное напряжение, действующее на площадке разрушения, МПа; φ — угол внутреннего трения.

Соотношение (6) в приведенном виде практически не используется для определения показателя устойчивости или способности пород к обрушению. Для расчетов применяют функцию прочности, выраженную из данного уравнения (уравнения прямой, огибающей предельные круги напряжений по Мору) — условие предельного равновесия в главных напряжениях:

$$2C \cos \varphi + |\sigma_1 + \sigma_3| \sin \varphi = (\sigma_1 - \sigma_3), \quad (7)$$

где σ_1 и σ_3 — максимальные и минимальные главные напряжения, полученные в рамках упругого поведения массива пород, МПа.

Отсюда получаем показатель устойчивости массива пород по критерию Кулона–Мора:

$$K_m = \frac{2C \cos \varphi + (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \varphi}{\sigma_1 - \sigma_3}. \quad (8)$$

Значения $K_m < 1$ характеризуют области возможных разрушений / ослаблений пород. Результаты расчетов приводятся в виде отрисованных зон возможных разрушений / ослаблений пород (участков потерь устойчивости). На рисунках эти зоны выделены черным цветом.

РЕЗУЛЬТАТЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ И ИХ АНАЛИЗ

Для оценки степени влияния природных факторов и конструктивных параметров рассматриваемого варианта выемки на состояние массива пород выделены для сравнения следующие три группы задач:

- ориентировка бортов камер/целиков относительно мощности залежи с вариацией их параметров, включая угол падения рудного тела, глубину разработки и степень нарушенности массива пород;
- наличие выработок в целике и их влияние на его состояние;
- изменение параметров выемки в зависимости от мощности и угла падения залежи, глубины разработки и степени нарушенности массива пород.

Все результаты расчетов приводятся в виде наглядного атласа участков потерь устойчивости пород в конструктивных элементах камерно-целикового способа погашения наклонной залежи, позволяющего на основе закономерностей развития зон возможных разрушений горного массива управлять его состоянием.

В табл. 2 приведено соотношение между конструктивными особенностями и параметрами участков потерь устойчивости массива пород в элементах выемки при мощности залежи (m) 20 м, глубине разработки (H) 500 м в зависимости от наклонов бортов камеры / целика и наличия / отсутствия бурового орта во временном рудном целике.

ТАБЛИЦА 2. Сравнительный анализ зон критического состояния массива пород по критерию Кулона – Мора при $m = 20$ м, $H = 500$ м и $B_{ц} \times B_{к} = 20 \times 20$ м

α , град	K_c	Вертикальные борта камеры / целика	Борта камеры / целика, перпендикулярные падению залежи	Отсутствие буровой выработки в границах целика
20	0.25			
	0.45			
35	0.25			
	0.45			

На рис. 3 показан характер изменения устойчивости массива пород в элементах рассматриваемого варианта выемки при уменьшении m до 10 м на глубине $H = 500$ м в зависимости от параметров камеры и рудного целика, а также расположения погрузочно-доставочной выработки в его днище.

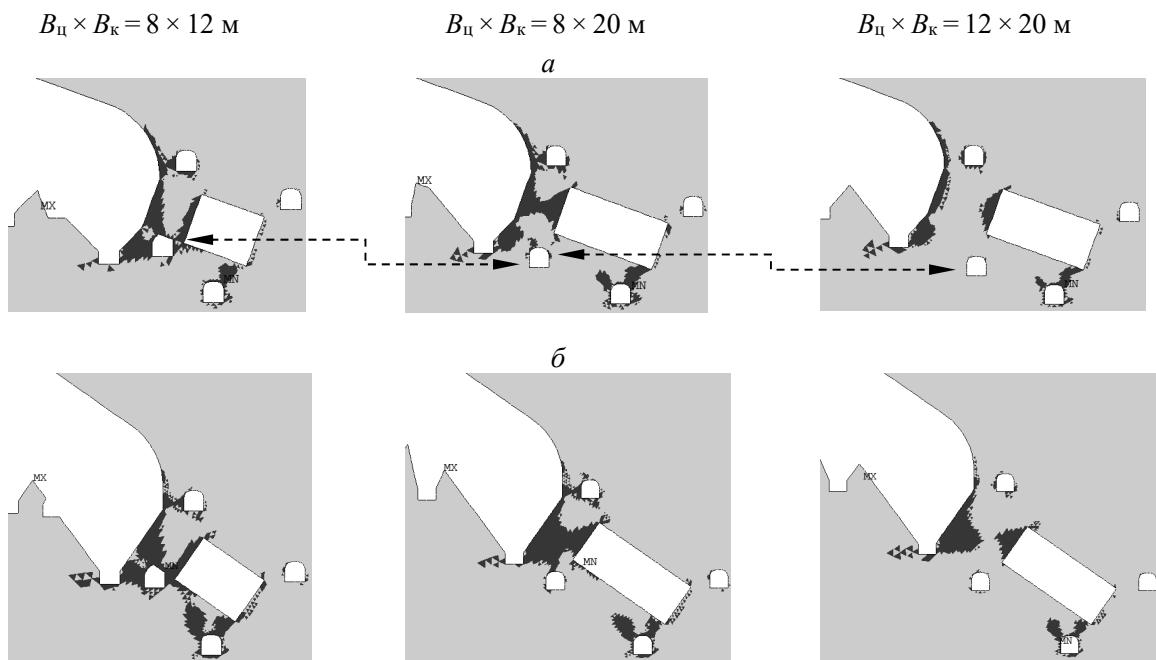


Рис. 3. Анализ зон критического состояния массива пород (по критерию Кулона–Мора) при $m=10$ м, $H=500$ м и $K_c=0.35$ в зависимости от параметров камеры и рудного целика, а также расположения погрузочно-доставочной выработки в его днище: a — $\alpha=20^\circ$; β — $\alpha=35^\circ$

На рис. 4 представлено сопоставление развития зон критического состояния массива пород в зависимости от m и глубины выемки (H) при угле падения рудной залежи (α) 35° и $B_п \times B_к = 12 \times 20$ м.

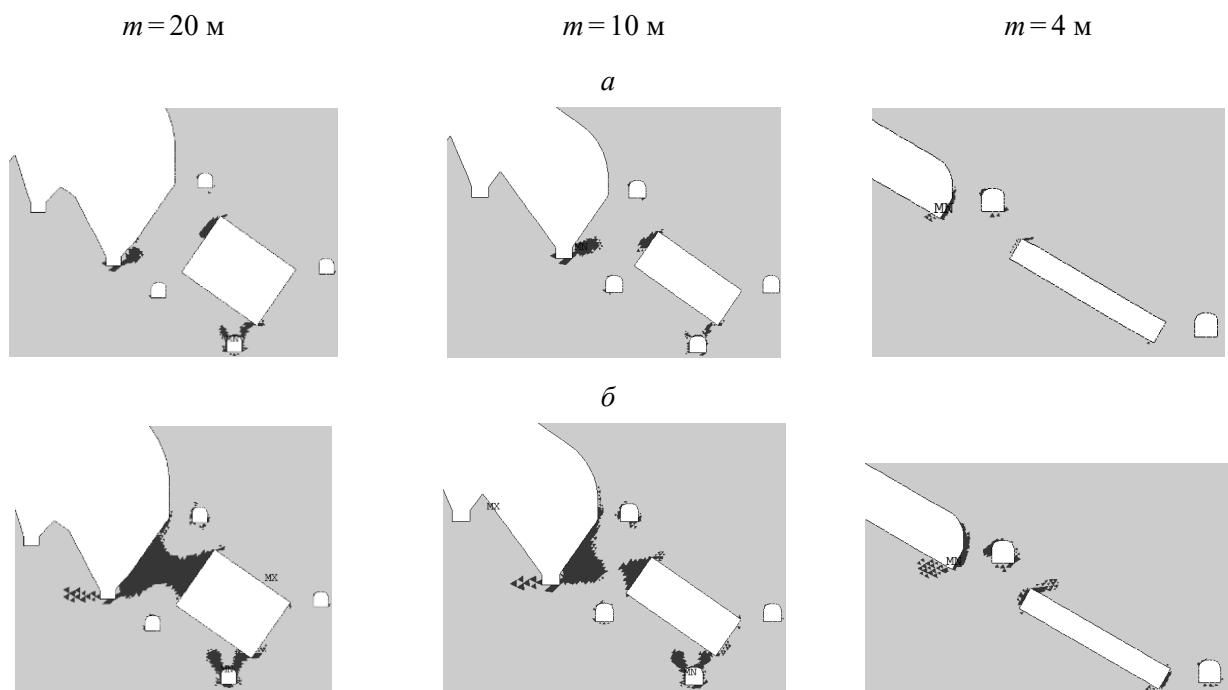


Рис. 4. Анализ зон критического состояния массива пород (по критерию Кулона–Мора) в зависимости от мощности залежи (m) при угле ее падения 35° , $B_п \times B_к = 12 \times 20$ м и $K_c=0.35$: a — при $H=350$ м; β — $H=500$ м

На рис. 5 для залежи с $m=4$ м при угле падения 35° и глубине выемки 500 м показан прогноз развития возможных областей потерь устойчивости массива пород за счет растягивающих напряжений в зависимости от пролетов камер и ширины целика. Здесь принимается, что породы не оказывают сопротивление разрушению за счет растягивающих усилий.

$$B_{\text{ц}} \times B_{\text{k}} = 8 \times 12 \text{ м}$$

$$B_{\text{ц}} \times B_{\text{k}} = 10 \times 25 \text{ м}$$

$$B_{\text{ц}} \times B_{\text{k}} = 12 \times 16 \text{ м}$$

$$B_{\text{ц}} \times B_{\text{k}} = 12 \times 25 \text{ м}$$

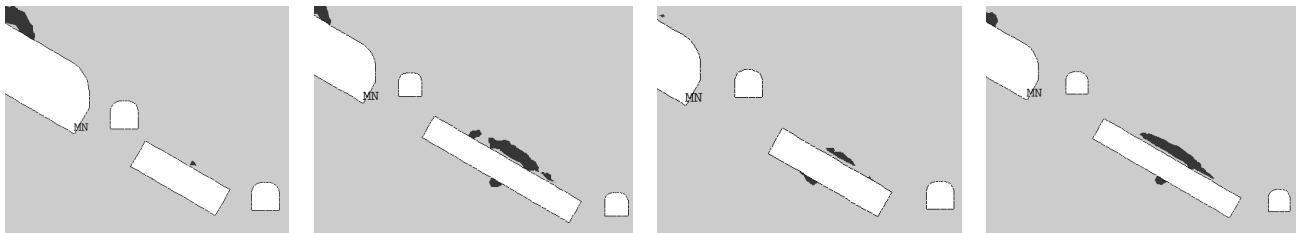


Рис. 5. Анализ зон критического состояния массива пород за счет развития растягивающих напряжений для залежи с $m=4$ м при угле ее падения 35° и глубине выемки 500 м

Рис. 6 иллюстрирует сравнительную картину запредельных областей массива пород в горнотехнической ситуации после погашения временного рудного целика. Результаты сравнительной оценки наклона борта камеры/целика относительно контура залежи (см. табл. 2) свидетельствуют о снижении площади распространения возможной области разрушения массива в сечении временного целика при его ориентировании перпендикулярно падению/восстанию рудного тела. Устойчивость целика повышается, тем самым обеспечиваются условия безопасной отработки камерных запасов. Существенная роль здесь отводится повышенным горизонтальным (тектоническим) исходным природным напряжениям, действующим в массиве пород, которые позволяют удерживать кровлю камеры в устойчивом состоянии в процессе погашения ее запасов.

$$K_c = 0.25$$

$$K_c = 0.35$$

$$K_c = 0.45$$

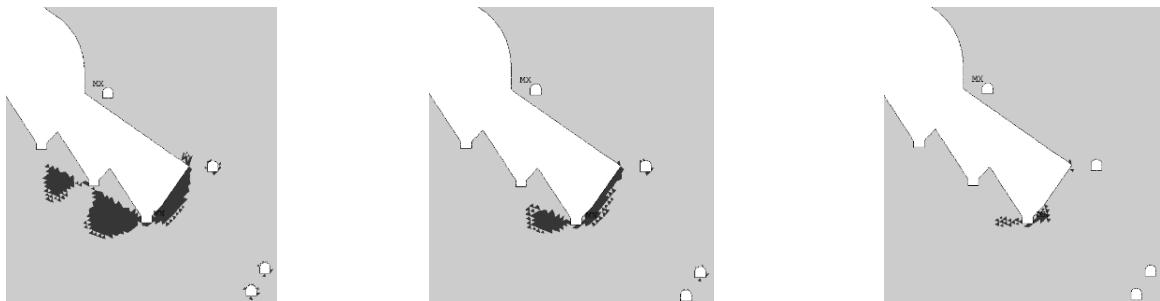


Рис. 6. Анализ зон критического состояния массива пород (по критерию Кулона-Мора) для ситуации после погашения временного рудного целика при $m=20$ м, $B_{\text{ц}} \times B_{\text{k}} = 20 \times 20$ м и $\alpha = 35^\circ$

К участкам массива пород, подверженных разрушению/ослаблению с более высокой вероятностью относятся (см. табл. 2, рис. 3): область днища временного целика со стороны общего очистного пространства; угловые зоны в кровле камеры со стороны целика и основания прилегающего рудного массива (будущего целика); район расположения полевых погрузочно-доставочных ортов как в границах камеры, так и целика. В этой связи выработки днища блока необходимо заглублять относительно рудной залежи в подстилающих породах на расстояние не менее 6–8 м.

Согласно расчетам, проведение выработок в пределах рудного целика, а также на его границах не рекомендуется. Разрезка целика выработкой существенно нарушает его устойчивость. Потеря сохранности целика проявляется в формировании в нем так называемого пластического шарнира, т. е. когда его сечение полностью перекрывается возможной зоной разрушения. Сле-

дует считать, что если область критического состояния массива охватывает все поперечное вертикальное сечение целика, то он является неустойчивым и его ширина не обеспечивает безопасность горных работ. В случае частичного (локального) проявления этой области — устойчивость целика обеспечена.

Установлено, что безопасность очистных работ может быть достигнута путем управления размером камерного пролета и шириной временного рудного целика (см. табл. 2, рис. 3, 4). Снижение $B_{\text{к}}$ с 30 до 12–20 м при других фиксированных конструктивных параметрах выемки приводит к росту устойчивости рудного целика и кровли камеры в период отработки блока. При этом также достигается более безопасное извлечение самого целика в дальнейшем. С уменьшением $B_{\text{ц}}$ с 20 до 8 м повышается вероятность разрушения целика, сопровождающаяся охватом обширной площади его поперечного сечения критической зоной, включая породное траншейное днище камеры. Таким образом, на выбор параметров выемки влияние оказывает зависимость минимальной ширины временного рудного целика от пролета камеры ($B_{\text{ц}} / B_{\text{к}}$), которая на глубине разработки 350–500 м при $m = 10–20$ м должна находиться в диапазоне не менее 0.4–0.5.

Как показало математическое моделирование, на устойчивость пород, кроме степени нарушенности массива, соотношения ширины целика и камеры, большое влияние оказывает угол падения залежи и ее мощность (см. табл. 2, рис. 3, 4). Так, с увеличением угла падения рудного тела с 20 до 35° геомеханическая ситуация в конструктивных элементах системы разработки в тектонически напряженных массивах ухудшается. Обусловлено это формированием предельного состояния массива пород за счет повышения роли сдвигающего разрушения (касательных напряжений) на площадках скольжения.

Высота целика, или мощность залежи, в условиях пологого и наклонного ее залегания — один из эффективных способов управления горным давлением. Повышение устойчивости целика с уменьшением мощности залежи можно охарактеризовать ростом его жесткости или снижением податливости (см. рис. 4). Следовательно, целик обладает большей несущей способностью и может воспринимать значительную нагрузку. Одним из путей повышения эффективности отработки пологих и наклонных залежей малой и средней мощности ($m = 4–8$ м) является возможность снижения соотношения $B_{\text{ц}} / B_{\text{к}}$ до 0.25 (при условии устойчивого значения параметра $B_{\text{ц}}$), позволяющая увеличить извлечение чистой руды за счет роста камерных запасов, погашаемых системой с открытым выработанным пространством.

Сравнительный анализ полученных прогнозных участков запредельного деформирования налагающей толщи вследствие перехода ее от трехосного сжатия к двух- и одноосному сжатию при уменьшении ширины целика и увеличении пролета камеры свидетельствует о проявлении в породах кровли зон с растягивающими усилиями (см. рис. 5). В этой связи устойчивость подработанной области находится в прямой зависимости от нарушенности массива пород и параметров тектонического природного поля напряжений.

Геомеханическую обстановку в породной консоли и кровле блока в ситуации после погашения временного рудного целика в условиях рассматриваемых глубин можно охарактеризовать как приемлемую с точки зрения обеспеченности безопасности ведения горных работ (см. рис. 6). Устойчивость породной консоли, образованной погашением запасов блока (обрушение запасов целика на открытую камеру), свидетельствует о ее достаточной сохранности при наличии в массиве пород повышенных горизонтальных (тектонических) напряжений. В рассмотренном диапазоне конструктивных параметров целика и камеры, а также глубины выемки, мощности залежи и ее угла падения потеря устойчивости пород нависающей консоли за счет сдвигающих усилий не наблюдается. Однако при полученных значениях минимальных главных напряжений в нависающей консоли, близких к нулю и менее, в весьма нарушенном горном массиве следует ожидать послойного отслоения пород в выработанное пространство погашенного блока.

Важным приемом, позволяющим управлять как состоянием конструктивных элементов выемки, так и выпуском отбитой руды, является принудительное обрушение налегающих пород кровли в границах погашаемого блока на высоту, равную мощности залежи. За счет роста общего пролета зоны отработки по вертикали (мощность залежи и высота посадки кровли) повышается деформационная способность краевой рудной области, прилегающей к выработанному пространству. Выемка соседнего целика смежного блока осуществляется в разгруженной от повышенной концентрации горного давления краевой зоне отработки.

Из приведенных результатов следует, что форма и размеры областей вероятных разрушений пород существенно зависят от степени их нарушенности, а безопасность ведения горных работ в очистном блоке обеспечивается сохранностью временного рудного целика и налегающего массива.

На основе данных численного моделирования НДС и устойчивости конструктивных элементов рассмотренного способа погашения наклонной залежи с учетом обеспеченности максимального извлечения чистой руды для массивов пород трещиноватых и выше средней степени нарушенности ($K_c = 0.3 - 0.4$) рекомендуются параметры камеры и временного целика, указанные в табл. 3.

ТАБЛИЦА 3. Безопасные параметры камер и целиков при реализации рекомендуемого способа управления горным давлением в условиях погашения наклонных рудных залежей средней и малой мощности

Средний угол падения залежи α , град	Средняя мощность залежи m , м	Глубина разработки H , м	Ширина, м	
			целика B_{Π}	камеры B_k
20–25	2–6	350	10–12 12–14	20–25 25–30
		500	10–12 12–14	18–20 20–25
	7–13	350	10–12 12–14	18–20 22–25
		500	10–12 12–14	14–16 18–20
	14–20	350	12–14 16–18 20–22	18–20 22–25 26–30
		500	16–18 20–22	16–18 18–20
30–35	2–6	350	10–12 12–14	18–20 22–25
		500	10–12 12–14 16–18	14–16 16–18 20–22
	7–13	350	12–14	16–20
		500	16–18	20–22
	14–20	350	16–18 20–22	20–22 22–25
		500	20–22 24–26	20–22 24–26

ВЫВОДЫ

Основными преимуществами предложенного способа управления состоянием массива при отработке наклонных рудных залежей средней и малой мощности являются отсутствие механизма к накоплению в массиве пород разного рода целиков (концентраторов напряжений),

обеспечивающего формирование наиболее благоприятной геомеханической обстановки при ведении горных работ и высокое извлечение минерального сырья из недр. К достоинствам способа также можно отнести отсутствие повторной разработки ранее оставленных запасов, которая имеет место при камерно-столбовых и камерно-целиковых геотехнологиях с большими дополнительными затратами, относящих в некоторых условиях отработку в разряд убыточных.

Наличие природных тектонических напряжений в массиве повышает сохранность пород кровли погашенной камеры на стадии ее отработки и нависающей консоли при выемке запасов временного рудного целика.

При незначительной ширине целика (менее 20 м) не рекомендуется проводить в нем буровые выработки. Выработка, находящаяся в границах целика, оказывает существенное влияние на его сохранность. Обуривание целика следует осуществлять из полевых выработок (погружечно-доставочного или бурового посадочного ортова). За счет действия в массиве повышенных тектонических напряжений в кровле камеры и формируемой после погашения временного рудного целика породной консоли практически не возникает обширных зон с запредельными растягивающими напряжениями.

Безопасность и эффективность ведения горных работ достигается рациональным выбором соотношения минимальной ширины временного рудного целика с камерным пролетом ($B_{\text{ц}} / B_{\text{к}}$), которое для глубин выемки 350–500 м находится в диапазоне: при $m = 10 - 20$ м не менее 0.4–0.5, при $m = 4 - 8$ — до 0.25.

Установлено, что в предложенном варианте погашения рудной залежи критическое состояние временного целика формируется за счет сдвигающих (скальвающих под влиянием касательных) усилий, а критическое состояние кровли камеры и нависающей породной консоли — за счет локальных трещин отрыва (растягивающих напряжений).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Борщ-Компониец В. И., Макаров А. Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. — М.: Недра, 1986. — 270 с.
2. Абеев Е. А., Байтажиков А. Е., Зейнулин А. А., Жараспаев М. А. Обоснование допустимых пролетов кровли при камерно-столбовой системе разработки на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) // Горн. журн. Казахстана. — 2019. — № 5. — С. 37–41.
3. Зайцев, О. Н., Макаров А. Б., Юн А. Б. Геомеханическое обоснование технологии повторной разработки междукамерных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи // Маркшейдерский вестник — 1999. — № 4. — С. 17–23.
4. Неверов А. А. Неверов С. А., Фрейдин А. М., Хмелинин А. П. Устойчивость поддерживающих целиков и кровли лавных подсечек при комбинированной технологии выемки пологих рудных залежей // Вестн. КузГТУ. — 2013. — № 5–6.
5. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Криницын Р. В. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд // ГИАБ. — 2021. — № 5–1. — С. 88–104.
6. Юн Р. Б., Макаров А. Б., Зайцев О. Н., Герасименко В. И., Дюсембаев А. К., Малышев В. Н., Полюхович Л. Г., Габасов С. Г., Мамахов С. К. Управление горным давлением при дальнейшей разработке Жезказганского месторождения // Горн. журн. — 1997. — № 7. — С. 22–25.
7. Неверов А. А. Геомеханическая оценка комбинированной геотехнологии при отработке мощной пологой рудной залежи // ФТПРПИ. — 2014. — № 1. — С. 119–131.

8. **Макаров А. Б.** Обоснование допустимых параметров очистных камер и целиков // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — 2015. — № 2. — Т. 2. — С. 261–267.
9. **Неверов А. А., Неверов С. А., Тапсиев А. П., Щукин С. А., Васичев С. Ю.** Обоснование геотехнологий выемки рудных месторождений на основе развития модельных представлений об изменении параметров природного поля напряжений // ФТПРПИ. — 2019. — № 4. — С. 74–90.
10. **Зенкевич О. К.** Метод конечных элементов в технике. — М.: Мир, 1975. — 541 с.
11. **Фадеев А. Б.** Метод конечных элементов в геомеханике. — М.: Недра, 1987. — 221 с.
12. **Конурин А. И., Неверов С. А., Неверов А. А., Щукин С. А.** К проблеме численного моделирования напряженно-деформированного состояния и устойчивости трещиноватого массива // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — 2019. — Т. 6. — № 2. — С. 144–150.
13. **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.
14. **Abdellah Wael R.** Serviceability analysis of deep underground openings driven in jointed-rock, Int. J. Min. Sci. Technol., 2017, Vol. 27. — P. 1019–1024.
15. **Makarov A.B., Livinsky I. S., Spirin V. I., Pavlovich A. A.** Comparison of limit equilibrium and finite element methods to slope stability estimation, Proc. of the 2018 European rock mechanics Symposium EUROCK 2018 (Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses), London: Taylor & Francis Group, 2018. — P. 845–850.
16. **Bidgoli Majid Noorian, Zhao Zhihong, Jing Lanru.** Numerical evaluation of strength and deformability of fractured rocks, J. Rock Mech. and Geotech. Eng., 2013, Vol. 5(6). — P. 419–430.
17. **Elmo Davide, Doug Stead, Davide Elmo.** An integrated numerical modelling — discrete fracture network approach applied to the characterisation of rock mass strength of naturally fractured pillars, Rock Mech. Rock Eng., 2010, Vol. 43(3). — P. 3–19.
18. **Шашенко А. Н., Сдвижкова Е. А., Гапеев С. Н.** Деформируемость и прочность массивов горных пород. — Днепропетровск: Национальный горный университет, 2008. — 224 с.
19. **Jian Ping Yang, Chen WeiZhong, Dian Sen Yang, Jing Qiang Yuan.** Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling, Computers and Geotechnics. 2015, Vol. 64. — P. 20–31.
20. **Alejano R., Perucho Áurea, Olalla Claudio, Jiménez Rafael.** Rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses, CRC Press, 2014. — 372 p.
21. **Barton N.** Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions, J. Rock Mech. and Geotech. Eng., 2013, Vol. 5(4). — P. 249–261.
22. **Jaeger J. C., Cook N. G., Zimmerman R. W.** Fundamentals of rock mechanics, 4th ed., Blackwell, 2007 — 488 p.
23. **Brady B. H. G., Brown E. T.** Rock mechanics for underground mining, 3rd ed., Kluwer academic publishers, 2005. — 645 p.

Поступила в редакцию 09/IX 2024

После доработки 15/IX 2024

Принята к публикации 24/IX 2024