

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ВРЕМЕННОГО ЦЕЛИКА ПРИ ВЫЕМКЕ ПОЛОГОЙ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ С ЗАКЛАДКОЙ И ОБРУШЕНИЕМ

Сергей Юрьевич Васичев

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, соискатель лаборатории подземной разработки рудных месторождений, тел. (962)822-21-19, e-mail: s.vasichev@yandex.ru

Александр Алексеевич Неверов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54, кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, тел. (923)220-02-79 e-mail: nnn_aa@mail.ru

Предложен способ отработки мощных пологих рудных залежей на больших глубинах в условиях снижения ценности добываемого минерального сырья. Выявлено, что безопасное освоение системы разработки с твердеющей закладкой и обрушением достигается установлением параметров устойчивых пролетов камер, на месте которых формируются искусственные опоры и временных рудных целиков, погашаемых с отставанием от камерной выемки технологией с обрушением руды и вмещающих пород. Показано, что в зависимости от типа геомеханической модели геосреды и ориентации исходных природных напряжений действующих в массиве пород месторождения относительно фронта ведения горных работ область применения системы разработки ограничивается глубиной и параметрами выемки. Применительно к массивам с разной степенью нарушенности установлены прогнозные участки возможных разрушений пород в элементах технологии.

Ключевые слова: пологая залежь, массив горных пород, система разработки, искусственный целик, рудный целик, камера, пролет, обрушение, напряженно-деформированной состояние, устойчивость, безопасность

EVALUATION OF THE STABILITY OF A TEMPORARY PILLAR WHEN MINING ORE HORIZONS WITH BACKFILLING AND CAVING

Sergey Yu. Vasichev

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Researcher, Laboratory of Underground Ore Mining, office: +7 (962) 822-21-19, e-mail: s.vasichev@yandex.ru

Alexander A. Neverov

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia, Cand. Sci. (Eng.), Chief Researcher, Laboratory of Underground Ore Mining, office: +7 (923) 220-02-79 e-mail: nnn_aa@mail.ru

A method is proposed for mining thick and flat ore deposits at great depths in conditions of a decline in the value of extracted mineral raw materials. It is found that safe mining with solidifying backfill and caving is achieved by determining the parameters of stable spans of rooms, in place of which artificial supports and temporary ore pillars are formed. These pillars are recovered with a lag

behind room-and-pillar mining by caving of ore and enclosing rocks. It is shown that, depending on the type of geomechanical model of geomedium and orientation of the initial natural stresses acting in the rock mass relative to the mining front, the field of application of the mining system is limited by the depth and parameters of excavation. Predictive areas of possible rock failure are determined applicably to rock masses with different degree of disturbance.

Keywords: flat deposit, rock mass, mining system, artificial pillar, ore pillar, room, span, caving, stress-strain state, stability, safety

Введение

Проблема снижения полезного компонента в добываемом сырье с ростом глубины отработки на большинстве месторождений, а также выемка руд невысокой ценности в настоящее время относится к разряду весьма актуальных. Увеличение глубины освоения запасов ведет к усложнению горно-геологических и геомеханических условий выемки. Вследствие этого эффективность деятельности горнодобывающих предприятий в значительной степени определяется выбором таких технологий добычи руды, которые максимально адаптированы к протекающим геомеханическим процессам.

В мировой практике с ростом глубины разработки рудных залежей все большее распространение получают различные варианты ведения горных работ с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями [1-6]. Однако при снижении качества извлекаемого сырья, а также выемке руд средней и малой ценности технологии со сплошной закладкой выработанного пространства не обеспечивают конкурентоспособность и рентабельность добычи. В этой связи в ряде месторождений на глубинах 1000 м и более используют системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород [7-8]. Применение вариантов выемки с обрушением на таких глубинах, как и систем разработки с открытым выработанным пространством, обуславливают, с одной стороны, существенное снижение издержек производства по сравнению с технологиями с закладкой, с другой — рост потерь и разубоживания руды.

Одним из перспективных приемов повышения эффективности добычи и снижения отрицательного влияния больших глубин является разработка комбинированных технологий выемки, основанных на совмещении разных способов управления горным давлением. В этой связи в статье приводится обоснование параметров временного рудного целика при использовании технологии выемки с закладкой и обрушением [5-6].

Способ разработки

Принципиальная схема способа разработки приведена на рис. 1. Особенностью его является выемка одной части залежи технологией с твердеющей закладкой, другой — с обрушением. Первично отрабатываются запасы, на месте которых возводят закладочные массивы. Во вторую стадию с отставанием от искусственных опор гасятся временные рудные целики с обрушением налегающих пород. При этом основными условиями их безопасного и эффективного извлечения являются

обеспечение подбучивания боковых обнажений закладочных массивов обрушенной породой и исключения заброса отбиваемой руды в выработанное пространство.

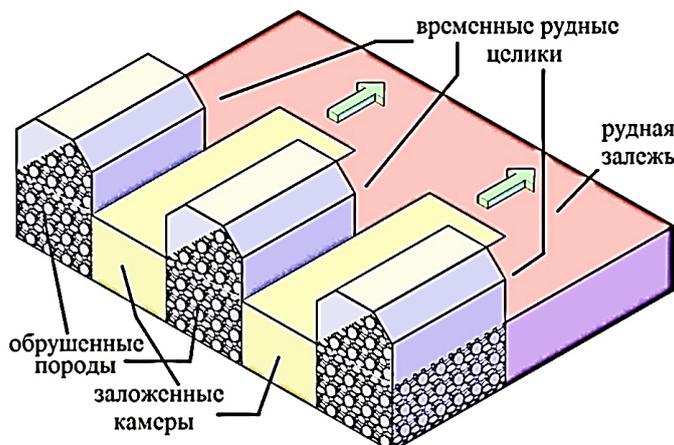


Рис. 1. Принципиальная схема комбинированной технологии с закладкой и обрушением: стрелка – направление фронта выемки

Метод исследований

В качестве математической модели решения краевой задачи принята модель сплошной упругой среды [9-11]. Сформулируем прямую задачу установления характера изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород (рис. 2) в элементах технологии выемки.

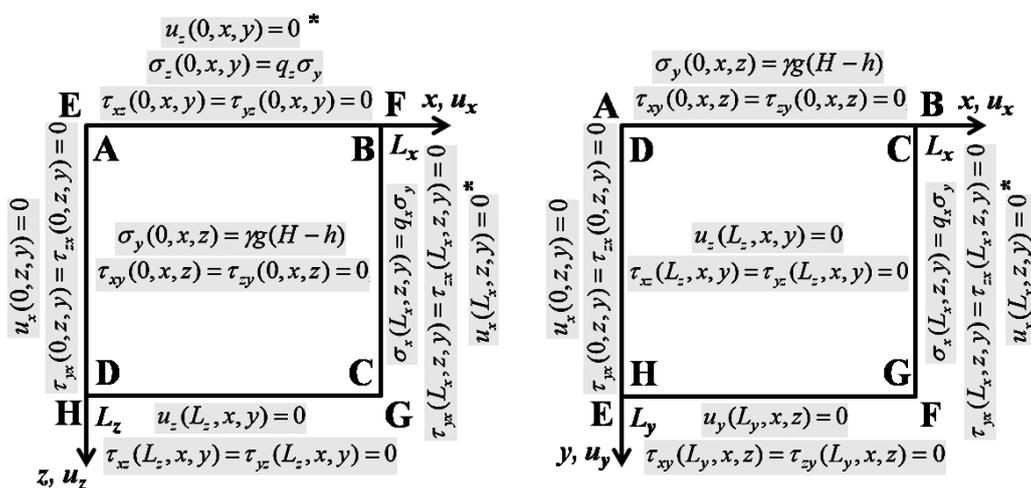


Рис. 2. Схема расчетной области с постановкой задачи: * – для условий гравитационного природного поля напряжений; $\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$, и $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$ – соответственно вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений; γ – плотность пород; g – ускорение свободного падения; u_y, u_x, u_z – вертикальная и горизонтальные компоненты вектора перемещений; q – коэффициент бокового распора (давления); H – глубина выемки; h – расстояние от верхней границы модели до почвы залежи

В системе координат x, y, z задан параллелепипед – расчетная область ($0 \leq x \leq L_x, 0 \leq y \leq L_y, 0 \leq z \leq L_z$). Предполагается, что массив горных пород проявляет только упругие свойства, тогда деформации и напряжения определяются из системы дифференциальных уравнений в частных производных, включающих:

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

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

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

и граничные условия (см. рис. 2):

где σ_{ij} – компоненты тензора напряжений ($\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$, и $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$); $pF_i = \gamma g \delta_{ij}$ – объемные силы; ε_{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); $\theta = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z$ – относительная объемная деформация; G и λ – параметры Ламе $G = \frac{E}{2(1+\mu)}$, $\lambda = \frac{E\mu}{(1-2\mu)(1+\mu)}$; δ_{ij} – символ Кронекера; μ – коэффициент Пуассона.

Краевая задача – рис. 2 и (1) – (3) реализуется методом конечных элементов (МКЭ) и сводятся к решению системы линейных соотношений МКЭ [9-11]:

$$|K|\{\delta\} = \{F\}, \quad (4)$$

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

Расчеты выполнялись для статических значений деформационных характеристик горных пород, характерных для полиметаллических рудных залежей Норильского региона (табл.).

Физико-механические свойства массива пород

Наименование	Плотность (γ), кг/м ³	Сцепление (C), МПа	Угол внутреннего трения (φ), град	Коэффициент Пуассона (μ)	Модуль Юнга (E), ГПа
Вкрапленная руда	4000	15-40	35-55	0,25	50
Габбро-долерит	2700	12-33	33-52	0,23	55
Доломиты, известняки	2750	25-36	40-50	0,27	57
Твердеющая закладка	2000	1,4	25	0,35	3,0

Для обоснования параметров временных рудных целиков в качестве геомеханических условий была использована типизация рудных месторождений по типу исходного природного напряженного состояния массива пород [5, 12-13]. Согласно ее использовались 4 типа геомеханических моделей геосреды.

1. Геодинамическая – ($q = 2,7$):

$$\sigma_y = \gamma g H, \sigma_x = q_x \sigma_y \approx s q^\eta \ln(\gamma H) - w, \sigma_z = q_z \sigma_y \approx 0,5(\sigma_x + \sigma_y), \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (5)$$

Границы изменения q_x и q_z находятся в пределах $1,3 \leq q \leq 5,0$.

2. Тектоническая – ($q = 2$):

$$\sigma_y = \gamma g H, \sigma_x = q_x \sigma_y \approx 2,8 e^{\eta q} \gamma H^{0,7}, \sigma_z = q_z \sigma_y \approx \sigma_y, \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (6)$$

η – эмпирический коэффициент, учитывающий деформационно-прочностные свойства пород. Для прочных пород $\eta = 0,17-0,30$, для пород средней прочности и ниже $\eta = 0,10-0,17$; s и w – эмпирические коэффициенты $s \approx 32-37$, $w \approx 65-80$. Границы изменения q_x и q_z $1,0 \leq q \leq 2,0$.

3. Геостатическая (гипотеза Гейма) – ($q = 1$):

$$\sigma_y = \gamma g H \approx \sigma_x \approx \sigma_z \text{ или } \sigma_x \approx \sigma_z \approx q \sigma_y, \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (7)$$

$q = \sigma_{h,\max} / \sigma_v = 0,8 \div 1,2$ – коэффициент бокового давления.

4. Гравитационная (гипотеза Динника) – ($q = 0,283$):

$$\sigma_y = \gamma g H, \sigma_x = \sigma_z = q \sigma_y, \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (8)$$

$q = \mu / (1 - \mu)$ – коэффициент бокового распора.

Для определения устойчивости временных рудных целиков использовались критерии хрупкого и сдвигового (вязкого) разрушения [5-6, 14-20]. Это теория наибольших нормальных напряжений (9) и Кулона-Мора (10). Повышение надежности расчетов устойчивости массива пород (K) осуществлялось через коэффициент структурного ослабления (K_c):

$$K_{\sigma_1} = \frac{K_c \sigma_{сж}}{\sigma_1} > 1, K_{\sigma_3} = \frac{K_c \sigma_p}{|\sigma_3|} > 1 \quad (9)$$

$$K_y = \frac{2C \cos \phi + (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \phi}{(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (10)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – главные напряжения, берутся из решения МКЭ, МПа; $\sigma_{сж}, \sigma_p$ – предел прочности породы на сжатие и растяжение, МПа; C – сцепление пород, МПа; ϕ – угол внутреннего трения.

Значения $K < 1$ характеризуют области возможных разрушений пород.

На рис. 3 представлены особенности моделируемой конструкции, реализованные в центральной части расчетной области (см. рис. 2).

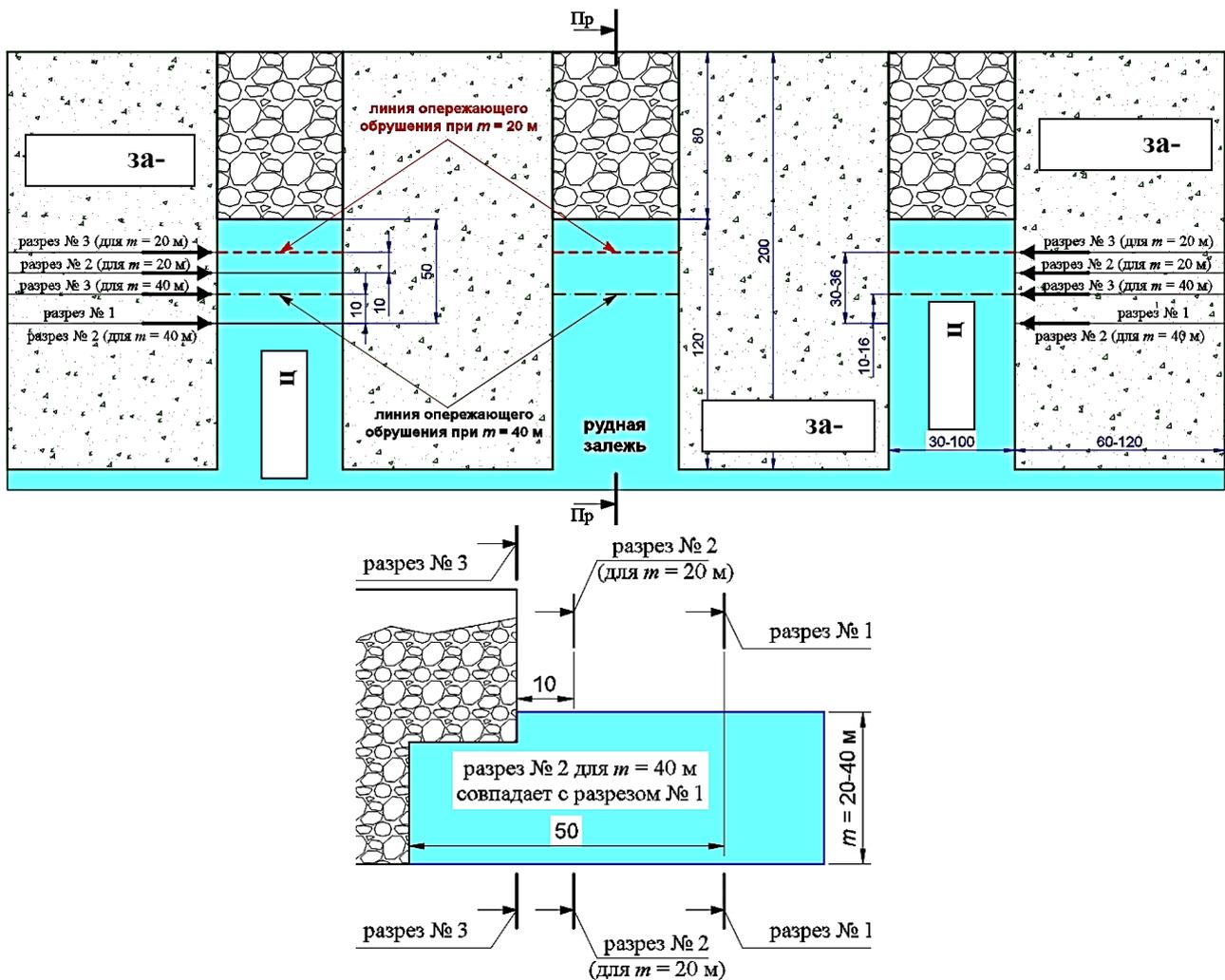


Рис. 3. Конструктивные особенности технологии при моделировании НДС и устойчивости массива пород, соответственно план и продольный разрез по целику Пр

Оценка результатов моделирования осуществляется посредством изолиний максимального касательного (τ_{\max}) и зависимостей главных (σ_1 и σ_3) напряжений, а также отрисованных зон разрушений массива пород.

Результаты моделирования и их анализ

На рис. 4 представлена часть результатов определения НДС массива пород в виде картин распределения напряжений τ_{\max} в вертикальном сечении поперек панелей в 50 м от забоя временного рудного целика (разрез № 1 см. рис. 3) в зависимости от глубины и параметров выемки. В данном случае основную пригрузку τ_{\max} и σ_1 воспринимают временные рудные целики, которые в независимости от геомеханической модели геосреды с увеличением глубины разработки (800-2000 м) возрастает более чем в 2,5 раза. При этом характер изменения напряжений вдоль центральной оси целика принимая во внимание мощность залежи,

свидетельствует, во-первых, о существенном влиянии на их величины опережающего обрушения, и во-вторых, о наличии повышенных сжимающих σ_1 и сдвиговых τ_{\max} усилий в массивах с гравитационным типом геосреды. Усилия τ_{\max} в условиях $q = 0,283$ в среднем в 1,2-1,5 раза больше, чем в варианте при $q = 2$; в 1,4-1,8 раза – при $q = 1$; до 1,4 раза – при $q = 2,7$.

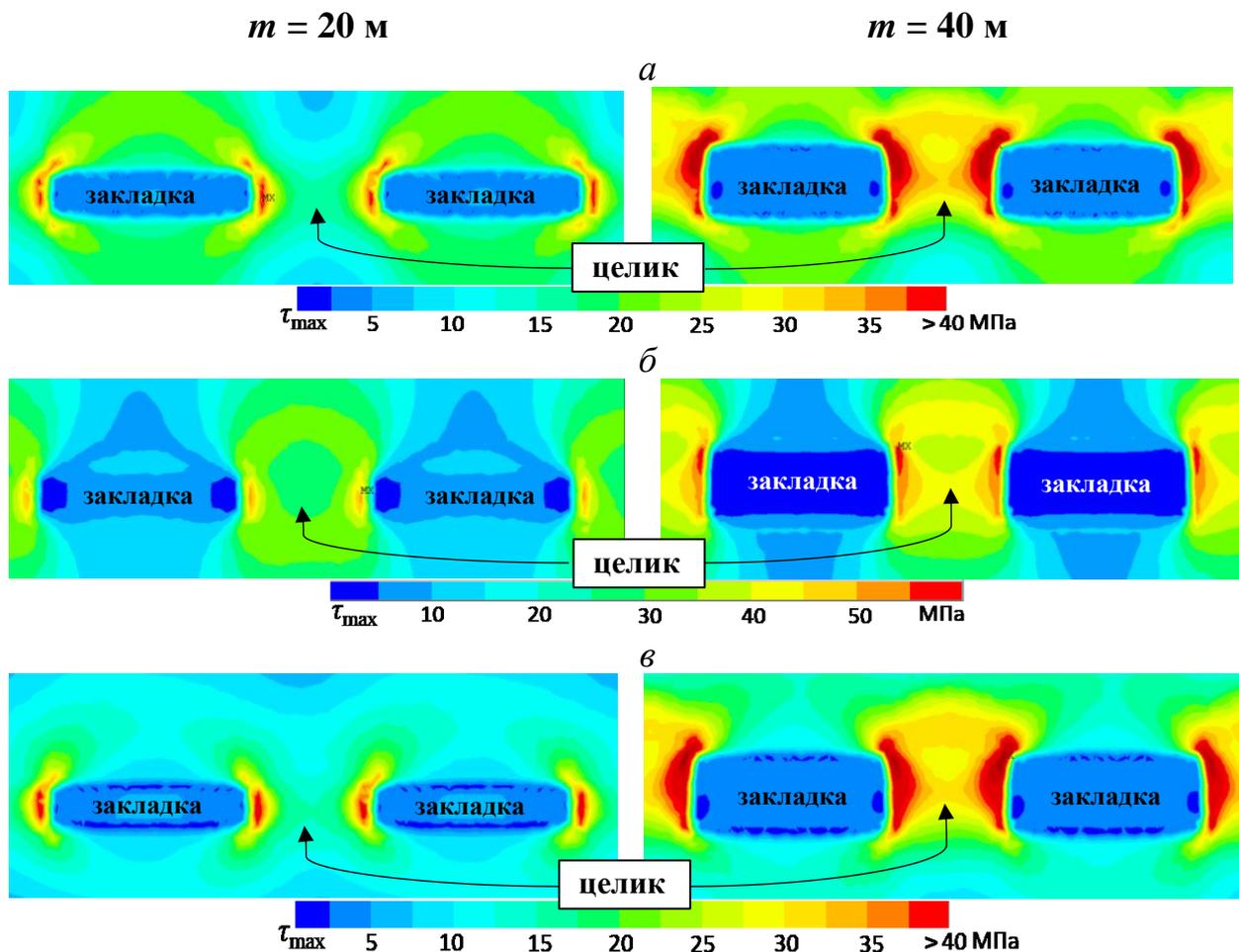


Рис. 4. Усилия τ_{\max} в разрезе № 1 при ориентации максимальной горизонтальной компоненты природного поля напряжений ($\sigma_{h,\max}$) поперек панелей, $B_k = 100$ м, $B_{ц} = 60$ м, $H = 2000$ м для условий тектонической (а), гравитационной (б) и геостатической (в) моделях геосреды

Общая тенденция влияния мощности залежи (m) на НДС временного рудного целика свидетельствует об неоднозначности распределения вдоль него напряжений (рис. 5). С ростом m от 20 до 60 м при ширине целика ($B_{ц}$) более 60 м в центральной части рудного целика наблюдается снижение как максимальных сжимающих σ_1 , так и сдвиговых усилий τ_{\max} соответственно в 1,2-1,25 и 1,3-1,4 раза. С уменьшением $B_{ц}$ от 60 до 30 м тенденция снижения σ_1 с ростом m на больших глубинах сохраняется, а на меньших (800 м) практически отсутствует влияние m на НДС рудного целика.

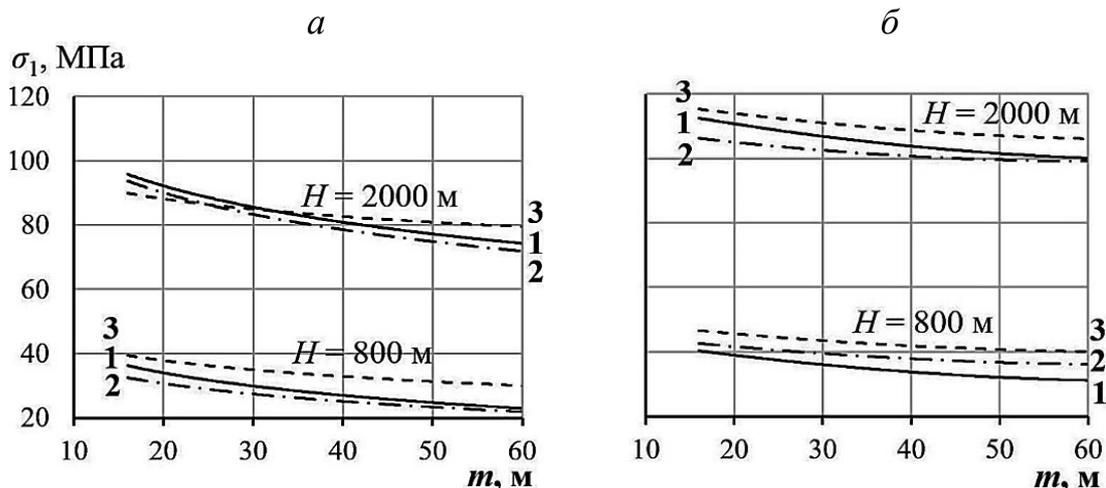


Рис. 5. Изменение σ_1 в центре рудного целика по разрезу № 3 в зависимости от m , H и q при $B_k = 100$ м: а – при $B_{ц} = 60$ м; б – $B_{ц} = 30$ м
 1 – $q = 2$; 2 – $q = 1$; 3 – $q = 0,283$

Установлено, что увеличение ширины временного рудного целика ($B_{ц}$) от 30 до 100 м в независимости от типа геомеханической модели геосреды в условиях сверхглубин ($H = 2000$ м) приводит к более существенному снижению в нем максимальных сжимающих напряжений σ_1 – в 1,85 раза и на меньших глубинах ($H = 800$ м) – в 1,5 раза. При этом максимальные нагрузки испытывают рудные целики в условиях $q = 0,283$, минимальные – при $q = 1$ (рис. 6).

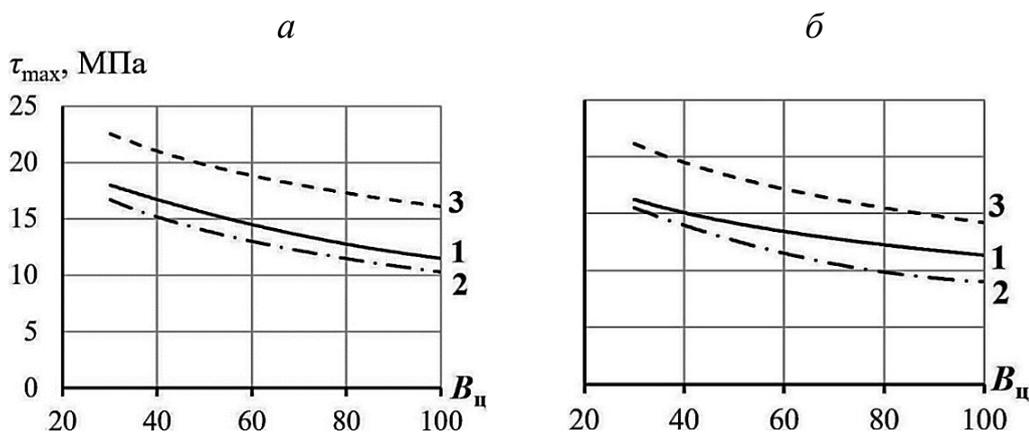


Рис. 6. Изменение τ_{\max} в центре рудного целика при отработке залежи с $m = 20$ м в зависимости от его ширины и q при $B_k = 100$ м, $H = 800$ м, ориентация $\sigma_{h,\max}$ (при $q = 2$ и 2,7) поперек панелей: а – в разрезе № 2; б – в разрезе № 3
 1 – $q = 2$; 2 – $q = 1$; 3 – $q = 0,283$

Увеличение ширины камеры (B_k) от 30 до 100 м, а, следовательно, пролета отработки, приводит к росту сжимающего σ_1 и сдвигового τ_{\max} давления в центре рудного целика в среднем для варианта $q = 2$ – в 1,5-1,7 раза, для $q = 0,283$ – в 1,3-1,45 раза, для $q = 1$ – в 1,85-2,0 раза и для $q = 2,7$ – в 1,4-1,5 раза (рис. 7). В данном случае меньший рост относится к $m = 20$ м, больший – $m = 40$ м.

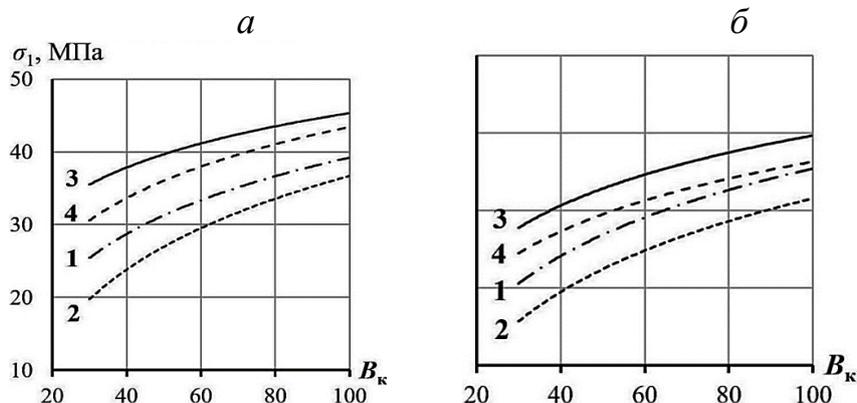


Рис. 7. Изменение σ_1 в центре рудного целика по разрезу № 2 в зависимости от B_k и q при $H = 800$ м, $B_{ц} = 60$ м, ориентация $\sigma_{h,\max}$ (при $q > 2$) поперек панелей: а – при $m = 20$ м; б – $m = 40$ м. 1 – $q = 2$; 2 – $q = 1$; 3 – $q = 0,283$; 4 – $q = 2,7$

Численным моделированием выявлено, что в призабойной части целика, находящегося в защитной зоне опережающего обрушения, уменьшение σ_1 и τ_{\max} при ориентации $\sigma_{h,\max}$ поперек панелей по сравнению с действием $\sigma_{h,\max}$ вдоль их составляет – 10-15 % (рис. 8). При этом в абсолютных значениях напряжений отмечается существенное их снижение при росте мощности залежи от 20 до 40 м. Обусловлено это тем, что при мощности залежи 40 м защитная зона больше, чем при $m = 20$ м, поэтому разгружающий эффект призабойной области значительнее.

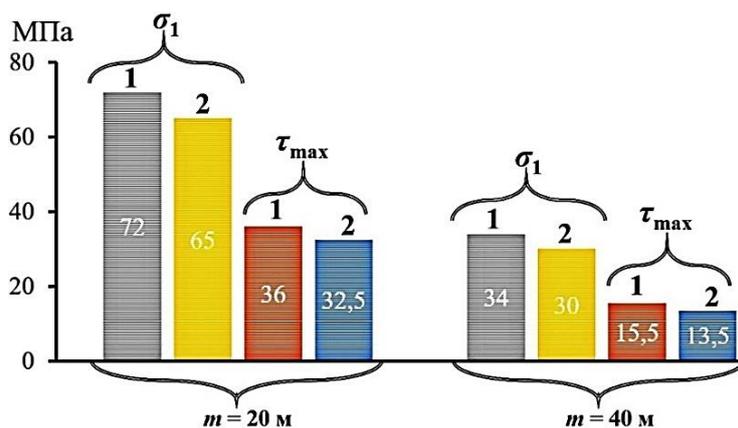


Рис. 8. Сравнительная оценка напряжений в центре рудного целика в призабойной его части (8 м от забоя) в зависимости от m и направления фронта выемки относительно действия $\sigma_{h,\max}$ в массиве при $B_k = 100$ м, $B_{ц} = 60$ м и $H = 2000$ м: 1 – при ориентации $\sigma_{h,\max}$ вдоль панелей; 2 – тоже поперек

На рис. 9 показан характер формирования участков потерь устойчивости пород во временном рудном целике в зависимости от коэффициента бокового давления при мощности 20 м на глубине 1700 м.

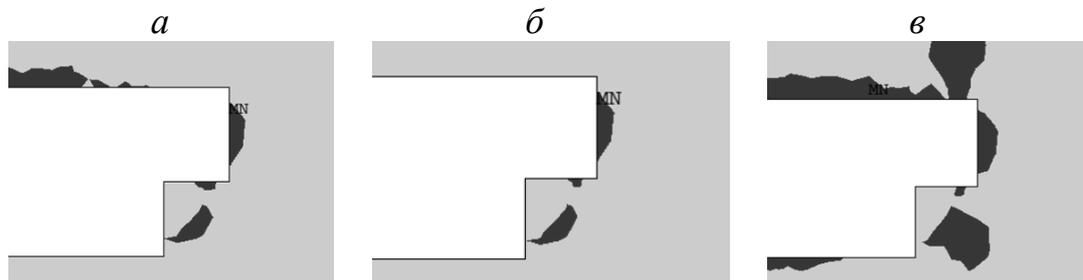


Рис. 9. Зоны вероятных разрушений пород по критерию Кулона-Мора вдоль целика (разрез Пр, см рис. 3) при коэффициенте структурного ослабления (K_c) 0,45 (средненарушенный массив) в зависимости от q при $H = 1700$ м, $m = 20$ м, $B_k = 100$ м, $B_{ц} = 60$ м, ориентации $\sigma_{h,max}$ поперек панелей
 $a - q = 2$; $b - q = 1$; $v - q = 0,283$

Установлено, что в условиях действия горизонтальных напряжений ($q \geq 1$) при увеличении m с 20 до 40 м наблюдается уменьшение размеров зон потерь устойчивости массива в призабойной области рудного целика как за счет хрупкого (трещины отрыва), так и вязкого (под влиянием касательных сдвигающих усилий) разрушений. В варианте $q = 0,283$ – зона разрушений распространяется практически на всю мощность залежи, но при этом основным местом ее расположения является линия опережающего обрушения.

Заключение

1. Способ разработки рудных залежей, предусматривающий технологии выемки с закладкой и обрушением, является альтернативным вариантом системам с полной закладкой выработанного пространства, обеспечивающим безопасность горных работ на глубоких горизонтах в условиях снижения ценности и качества добываемого сырья.

2. Сохранность целиков на стадии ведения очистных работ в пределах рабочей зоны (призабойное пространство по рудному целику) в тектонически напряженных массивах ($q > 1$) на глубинах до 1600 м обеспечивается при $B_k > 40-60$ м, $B_{ц} > 60$ м. Гарантированное плавное смещение пород кровли позади общего фронта выемки достигается при $B_k \leq 40-80$ м, $B_{ц} = 80-120$ м. В условиях массивов с $q = 0,283$ безопасными как на стадии выемки, так и позади общей зоны отработки на глубинах до 1300-1400 м являются параметры целиков: $B_k = 60-100$ м, $B_{ц} = 60-100$ м (т.е. с одинаковыми пролетами).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Айнбиндер И.И. Особенности геомеханического состояния массива горных пород на глубоких горизонтах рудников "Интернациональный" и "Мир" / И.И. Айнбиндер, О.В. Овчаренко // Горный информационно-аналитический бюллетень ГИАБ (научно-технический журнал). – 2020. – № 11. – С. 57-69.
2. Вильчинский В. Б., Трофимов А. В., Корейво А. Б., Галаов Р. Б., Марысюк В. П. Обоснование целесообразности применения систем разработки с закладочными смесями на рудниках Талнаха // Цветные металлы. 2014. № 9. С. 23-28.
3. Eremenko, A.A., Darbinyan, T.P., Aynbinder, I.I., Konurin, A.I. Geomechanical assessment of rock mass in the Talnakh and Oktyabrsky deposits // Gornyi Zhurnal, 2020, 2020(1), pp. 82–86
4. Айнбиндер И.И. Основные направления развития геотехнологий подземной разработки рудных месторождений на больших глубинах / И.И. Айнбиндер, Ю.П. Галченко, О.В. Овчаренко, П.Г. Пацкевич // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 65-71.
5. Неверов А.А. Обоснование геотехнологий выемки рудных месторождений на основе развития модельных представлений об изменении параметров природного поля напряжений / А.А. Неверов, С.А. Неверов, А.П. Тапсиев, С.А. Щукин, С.Ю. Васичев // ФТПРПИ. — 2019. — № 4. с 74-90.
6. Vasichev S. Yu.. Ground control with backfill and caving in deep-level mining of gently dipping ore bodies / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 523, Subsurface Management. Exploration and Mining Technologies. Economics. Geoecology 24-26 April 2019, Novosibirsk, Russia Citation SYu Vasichev 2020 IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 523 012022. DOI:10.1088/1755-1315/523/1/012022.
7. 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.
8. Голик В.И. Совершенствование параметров выпуска руд при поэтажном обрушении с торцовым выпуском / В.И. Голик, А.А. Белодедов и др. // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2018. – № 1. – С. 150-159.
9. Zienkiewicz, O.C., Taylor, R.L. & Zhu, J.Z. (2005). *The Finite Element Method: Its Basis and Fundamentals*. Butterworth-Heinemann, 6th edn.
10. Li, X., He, S., Luo, Y. & Wu, Y. (2012). Simulation of the sliding process of Donghekou landslide triggered by the Wenchuan earthquake using a distinct element method. *Environmental Earth Sciences*, 65, 1049–1054.
11. 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>.
12. Неверов С.А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. 2: Тектонотипы рудных месторождений и модели геосреды / С.А. Неверов // ФТПРПИ. — 2012. — № 3.
13. Неверов С.А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Часть I. Современные представления о напряженном состоянии массивов горных пород с ростом глубины / С.А. Неверов // ФТПРПИ. – 2012. – № 2. – с. 56-70.
14. Neverov A. A., Konurin A. I., Shaposhnik Yu. N., Neverov S. A., Shaposhnik S. N. Geomechanical substantiation of sublevel-chamber system of developing with consolidating stowing // 16th International Multidisciplinary Scientific Geoconference, SGEM 2016: science and technologies in geology, exploration and mining, vol. II, jun. 30-jul. 06, 2016. – Albena, Bulgaria. – P. 443-450.
15. Wael R. Abdellah. Evaluation of the Effect of Rock Joints on the Stability of Underground Tunnels / Wael R. Abdellah, Mahrous A. M. Ali, Gamal Y. Boghdady and Mohamed E. Ibrahim // Journal of Civil Engineering and Architecture Research – November 25, 2016.

16. Feng D.-K., Zhang J.-M., Hou W.-J. Three-dimensional direct-shear behaviors of a gravel-structure interface, 2018, *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 144(12), 04018095.
17. Berkane, A., Karech, T. Numerical modeling of the pathological case of a damaged tunnel application to Djebel El-Ouahch tunnel (east–west highway), 2018, *Asian Journal of Civil Engineering*, 19(8), с. 913-925.
18. Wei X., Li C., Zhou X., Hu B., Li W. The change laws of strength and selection of cement-sand ratio of cemented backfill, 2017, *Geotechnical Engineering*, 48(4), pp. 144-150.
19. Özdemir, M. Evaluation of a Coal Mine Located in Çan, Çanakkale Using 3D Modelling / Özdemir, M., Kahraman, B., Doğruöz, C., Yalçın, E // 6th International Conference on Computer Applications in the Minerals Industries Istanbul, Turkey. 5-7 October 2016: 1-4.
20. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд / Учебник для вузов, – М.: Изд-во МГГУ, 2005.

© С. Ю. Васичев, А. А. Неверов, 2021