

ОБОСНОВАНИЕ ВАРИАНТОВ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Сергей Анатольевич Шукин

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

Антон Игоревич Конури

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

Сергей Алексеевич Неверов

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный пр., 54, кандидат технических наук, зав. лабораторией подземной разработки рудных месторождений, e-mail: nsa_nsk@mail.ru

В настоящее время разработка маломощных крутых и наклонных рудных залежей обусловлена существенным понижением горизонта выемки – 700-1100 м, а также ростом параметров различного рода поддерживающих целиков и, как следствие увеличением потерь минерального сырья и в целом комплексным ухудшением показателей эффективности отработки месторождений полезных ископаемых. В связи с чем, особую значимость приобретают вопросы поиска и развития систем разработки, а также научные подходы в обосновании безопасных параметров геотехнологий, позволяющих в зависимости от геолого-геомеханических условий и ценности полезного ископаемого минимизировать геотехнические риски, обеспечивая конкурентоспособность добываемого сырья.

Целью исследований является определение безопасных параметров геотехнологий с открытым выработанным пространством при отработке маломощных рудных залежей в условиях Иртышского полиметаллического рудника.

В качестве основных методов исследований в работе используются – технологическое конструирование и математическое (численное) моделирование напряженно-деформированного состояния и устойчивости массива горных пород в конструктивных элементах подземных геотехнологий.

Выполненными расчетами установлены параметры целиков и камер при системах разработки с открытым выработанным пространством, обеспечивающих безопасность ведения добычных работ для участков месторождения с крутым и наклонным падением рудных тел.

Использование в исследованиях трехмерного математического моделирования к типовым горно-геологическим и геомеханическим условиям действующего рудника существенно расширяют подходы и знания в решениях весьма сложных задач, что свидетельствует о высокой надежности и корректности результатов для конкретных, неповторяющихся горнотехнических ситуаций.

Ключевые слова: массив горных пород, напряженно-деформированное состояние, геотехнология, камера, целик, устойчивость, безопасность.

JUSTIFYING OF VARIANTS AND CONSTRUCTIVE PARAMETERS OF SYSTEM OF THIN ORE DEPOSIT MINING

Sergey A. Shchukin

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

Anton I. Konurin

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

Sergey A. Neverov

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

At present time mining of thin steep and sloping ore deposit is specified by significant lowering of extraction horizon – 700-1100m and by rise of different protective pillar parameters, as a result, losses of mineral raw materials are increased and entire efficiency of ore deposit mining is reduced. Therefore, issues of searching and development of mining systems and scientific approaches in justifying of safe parameters of geo-technologies, allowing to minimize geotechnical hazards, providing required quality of mined materials in dependence of geological and geo-mechanical conditions, become more important.

Objective of study is determining of safe parameters of geotechnologies with open mined space during mining of thin ore deposits in conditions of Irtyshsky polymetallic ore mine.

Main methods of studies are technological design and mathematical (numerical) simulation of stress-strain behavior and stability of rock at constructive elements of underground geotechnologies.

Room and pillar parameters are established by carried out calculations for mining systems with open mined space, providing safety of mining at deposit locations with steep and slopping ore dip.

Using 3-dimensional mathematical simulation during studies of typical geological and geo-mechanical condition of the functioning mine significantly extends knowledge and approaches in solution of rather difficult problems. It shows high reliability and correctness of results for concrete unique mine-technical situations.

Key words: solid, stress-strain behavior, geo-technology, room, pillar, stability, safe.

Введение

При отработке маломощных рудных залежей на небольших глубинах, в том числе, на первоначальном этапе разработки месторождений широкое применение получили камерно-целиковые (столбовые) системы разработки с открытым выработанным пространством [1-4]. Высокая интенсивность выемки, минимальные материально-трудовые затраты, простота конструкции и возможность выемки залежей различной морфологической и горно-геологической сложности идут в разряд основных преимуществ данных геотехнологий. Вместе с тем, неуклонный рост глубины выемки и ухудшение геомеханической обстановки, за счет оставления целиков, на месторождениях требует поиска новых технических решений, позволяющих обеспечить надежность управления горным давлением (исключить динамические проявления, в виде горных уда-

ров) и конкурентоспособность добываемого минерального сырья невысокой ценности [5-7].

Так, для условий Иртышского полиметаллического месторождения характерно наличие как крутых участков залегания рудных тел ($75-85^{\circ}$), так и пологих ($30-45^{\circ}$), прослеживающих на глубину до 1100 м. При этом мощность залежей не превышает 6 м, составляя в среднем 2-5 м. Руды и вмещающие породы по физико-механическим свойствам существенно различаются. Породы лежащего бока имеют в среднем коэффициент крепости $f = 3-6$, висячего – $7-9$, в зонах нарушений и выветривания f изменяется от 2 до 3. Крепость руд значительно выше, чем вмещающих пород и колеблется в пределах $f = 10-16$.

Понижение горизонта выемки потребовало пересмотр основных конструктивных элементов камерных систем разработки путем обоснования их параметров применительно к глубинам 700-800 м в зависимости от степени нарушения массива пород, что по существу является актуальной проблемой для большинства аналогичных предприятий.

Метод исследований

В рамках настоящей статьи с целью обоснования безопасных параметров камерно-целиковых геотехнологий для условий Иртышского месторождения решалась задача о напряженно-деформированном состоянии массива пород в зависимости от его нарушения применительно к глубине 13-го горизонта ($H = 730$ м).

Численные решения выполнялись в пределах теории упругости методом конечных элементов в объемной постановке задач [8-15]. Конструктивные особенности вариантов систем разработки представлены на рис. 1-3.

На рис. 1 показана система разработки с магазинированием руды с классическими параметрами: высота этажа – 50 м; длина блока по простиранию – 50 м; ширина междукамерного целика (МКЦ) – 10 м; длина \times высота камеры – 40×37 м; высота потолочины \times днища – 5×8 м; высота междуэтажного целика – 13 м; расстояние между дучками – 7 м; расстояние (по высоте) между вентиляционными сбойками – 8 м.

Особенность этой геотехнологии состоит в заполнении выработанного пространства отбитой рудой (временным аккумулярованием). Часть ее извлекают в результате разрыхления (до 30%) перед отбойкой нового слоя, создавая между поверхностью магазина и нетронутым рудным массивом свободное пространство высотой около 2 м. Оработка рудных тел ведется блоками в восходящем порядке на уменьшающийся целик (потолочину). По завершению отбойки камерных запасов производится генеральный выпуск замагазинированной руды [1].

В качестве обосновывающих параметров данной технологии выступают ширина МКЦ ($B_{\text{МКЦ}}$), высота надштрекового ($h_{\text{ншц}}$) НШЦ (днище блока) и подштрекового ($h_{\text{пшц}}$) ПШЦ целиков, а также пролет очистной камеры ($L_{\text{к}}$).

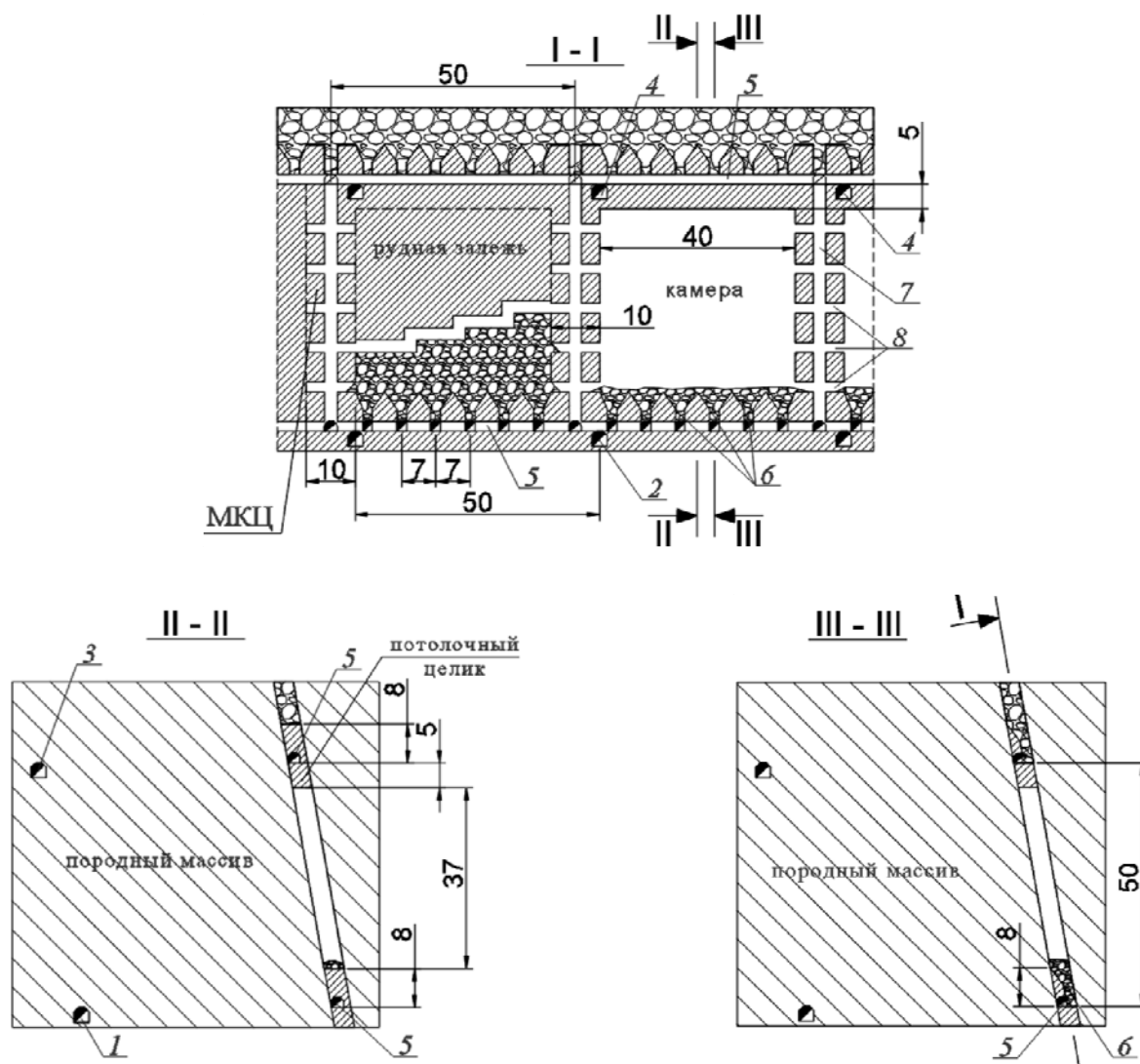


Рис. 1. Система разработки с магазинированием руды
($m = 4$ м, m – мощность залежи):

1 – откаточный штрек; 2 – откаточный квершлаг; 3 – вентиляционный штрек; 4 – вентиляционный квершлаг; 5 – скреперный штрек; 6 – дучки; 7 – вентиляционно-ходовой восстающий; 8 – вентиляционные сбойки

На рис. 2 приведена конструкция системы разработки подэтажных штреков. В технической литературе эту геотехнологию называют также подэтажной выемкой по простираанию [16-18]. В конструктивном исполнении она аналогична выше описанной. Блок разделялся на камерные запасы и временные рудные целики. В зависимости от мощности рудного тела и его изменчивости, через 10–16 м по восстанию проходятся подэтажные штреки, которые сбиваются с вентиляционным восстающим. Выемка камерных запасов ведется послойно с отставанием нижних подэтажей относительно верхних. По мере отработки камерных запасов производится отбойка МКЦ и ПШЦ.

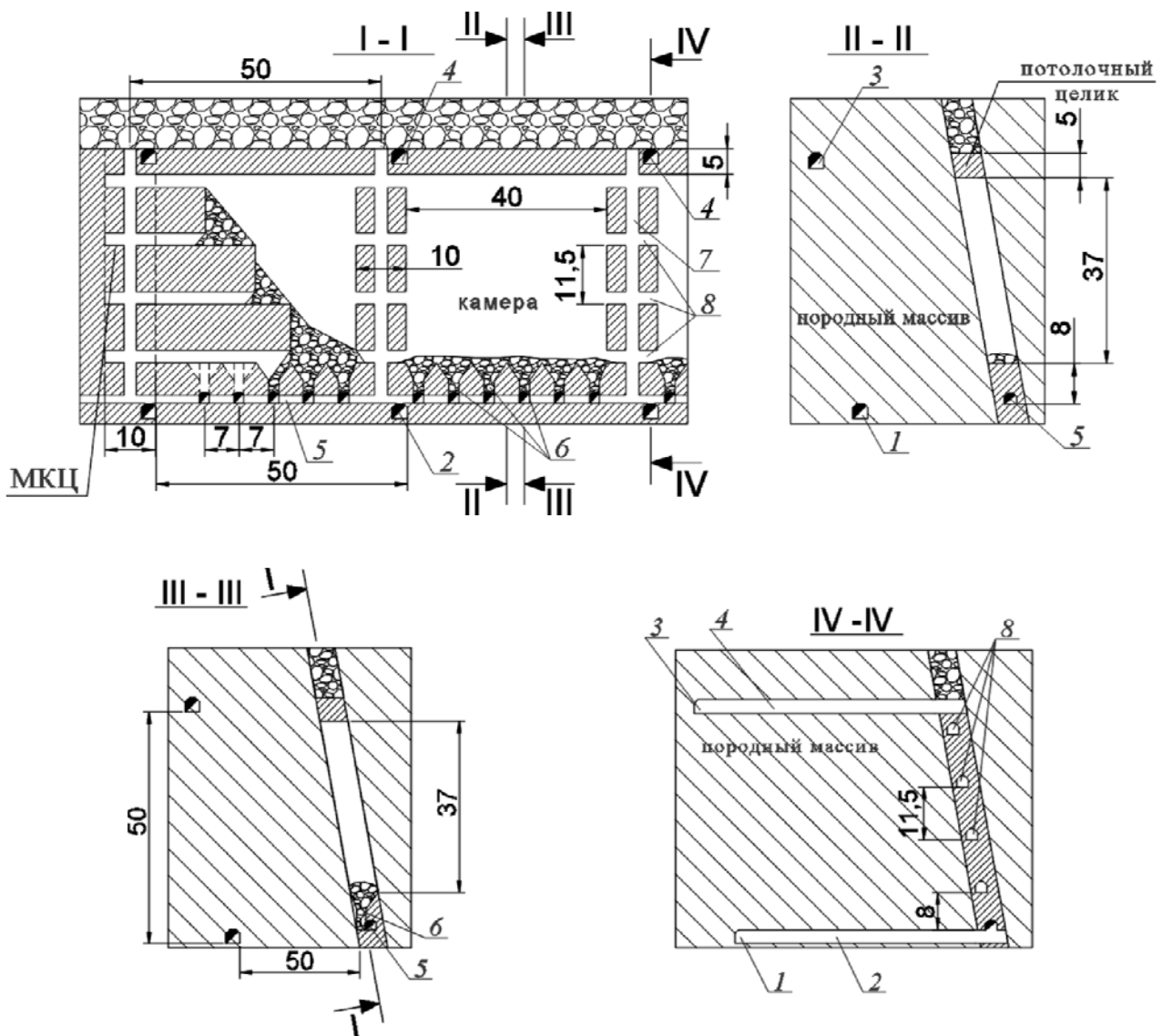


Рис. 2. Система разработки подэтажными штреками ($m = 6$ м):

1, 2 – откаточный штрек и квершлаг; 3, 4 – вентиляционный штрек и квершлаг;
 5 – скреперный штрек; 6 – дучки; 7 – вент.-ходовой восстающий; 8 – подэтажные буровые штреки

Вследствие отмеченного для ее обоснования были приняты параметры идентичные системе с магазинированием руды. Отметим лишь, что целик НШЦ с учетом последовательности отработки, погашен технологией подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды при выемке вышележащего блока. Как при системе с магазинированием руды, обоснованию подлежат целики МКЦ и ПШЦ, а также длина камеры.

Для условий отработки пологих участков на месторождении нашла применение камерно-столбовая система [1, 19-22] с однослойной выемкой (рис. 3).

Сущность ее состоит в следующем. Блок по восстанию делится на две части с проходкой двух скреперных подсечек. Вблизи блоковых восстающих остаются временные ленточные целики (ВЛЦ) шириной 3-4 м. По восстанию

проходятся разрезные панели со скреперных подсечек, которые по мере проходки сбиваются вентиляционными сбоями. Между разрезными панелями образуются камеры шириной 7 м. Отработка панелей ведется в отступающем порядке сверху вниз с оставлением столбчатых целиков.

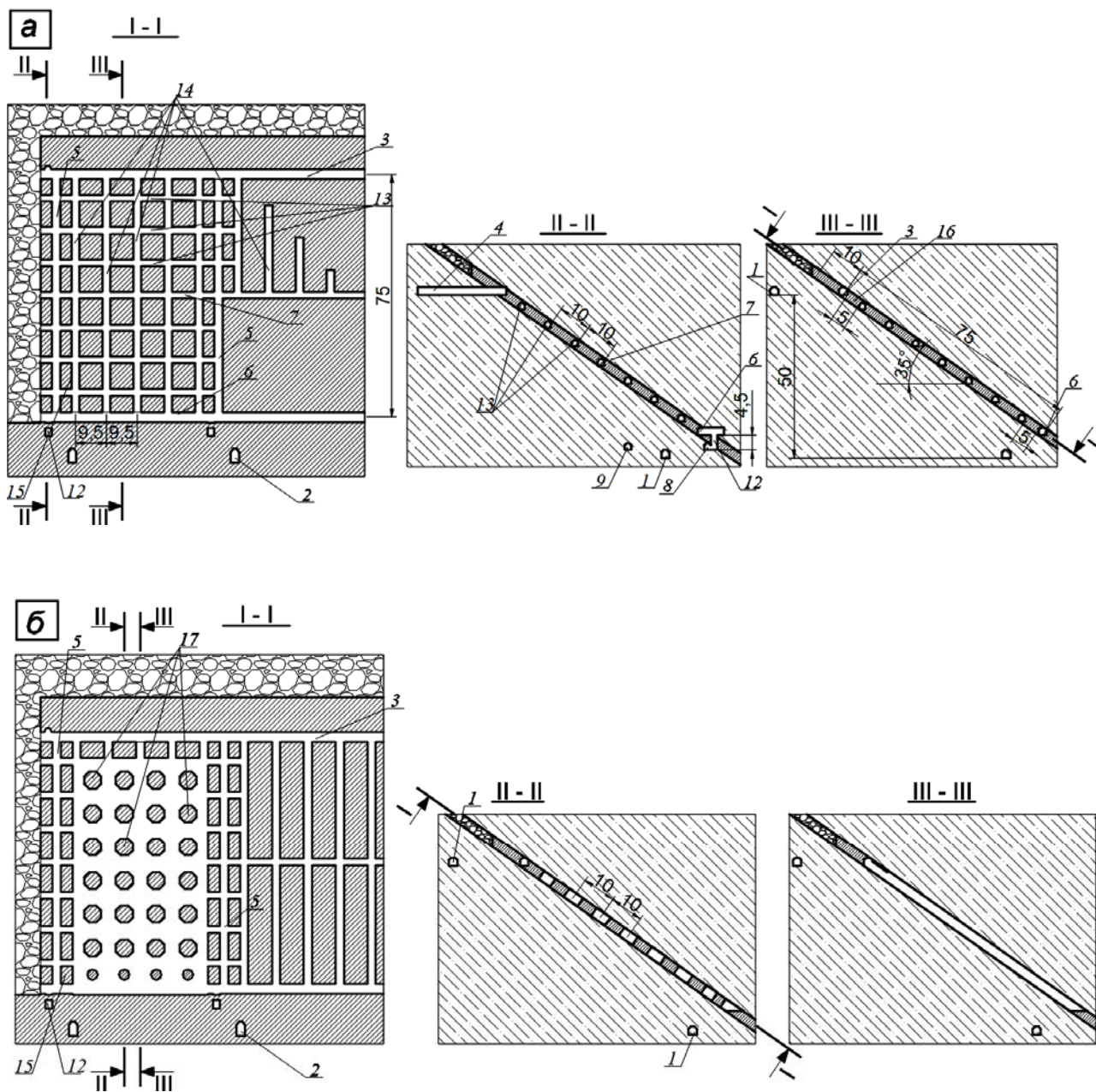


Рис. 3. Камерно-столбовая система разработки на стадии подготовки (а) и отработки (б) ($m = 3$ м):

1, 2 – откаточный штрек и квершлаг; 3, 4 – вентиляционный штрек и квершлаг; 5 – блоковой восстающий; 6, 7 – подсечка № 1 и № 2; 8, 9 – скреперный штрек № 1 и № 2; 10, 11 – рудоспуск № 1 и № 2; 12 – ходок; 13 – вентиляционные сбойки; 14 – панели; 15 – временный ленточный целик (ВЛЦ); 16 – подштрековый целик (ПШЦ); 17 – временные столбчатые целики

Учитывая конструктивные особенности данной технологии степень ее безопасности устанавливалась в зависимости от ширины ВЛЦ ($B_{\text{влц}}$), диаметра столбчатых целиков ($d_{\text{ц}}$) и пролета камеры ($L_{\text{к}}$) (параметры см. рис. 3).

Для выполнения численных экспериментов были разработаны геомеханические модели, характеризующие выемку залежи рассматриваемыми системами разработки в типовых условиях Иртышского месторождения.

Распределение полей напряжений и деформаций, вызванных техногенным воздействием в элементах геотехнологий определялись из системы уравнений:

– равновесия –

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

– Коши –

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

– закона Гука –

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

– и граничных условий – параметры исходного природного поля напряжений, действующего на месторождении:

$$\sigma_y = g\gamma H, \quad \sigma_x = q_x\sigma_y = 0,97\gamma H, \quad \sigma_z = q_z\sigma_y = 0,8\gamma H, \quad \tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0 \quad (4)$$

где σ_{ij} – компоненты тензора напряжений ($\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$, и $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$ – соответственно вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений); $pF_i = \gamma g\delta_{ij}$ – объемные силы; γ – плотность пород; g – ускорение свободного падения; 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 – вертикальная и горизонтальные компоненты вектора перемещений); $\theta = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z$ – 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; q_x, q_z – коэффициенты бокового давления; μ – коэффициент Пуассона.

Оценка устойчивости целиков осуществлялась по критерию Кулона-Мора [23-30]. Для установления зон критического состояния массива пород использовался коэффициент запаса прочности (K_y), определяемый из уравнения прямой огибающей предельные круги напряжений Мора:

$$K_y = \frac{\sin\phi(\sigma_{\max} + \sigma_{\min} + 2 \times C \times \text{ctg}\phi)}{\sigma_{\max} - \sigma_{\min}} > 1 \quad (5)$$

Где σ_{\max} и σ_{\min} – соответственно максимальные и минимальные главные напряжения; C и ϕ – сцепление и угол внутреннего трения пород. Значения K_y , менее единицы характеризуют области возможных разрушений пород.

Анализ результатов расчетов

Результаты расчетов представляются в виде отрисованных зон потерь устойчивости массива в конструктивных элементах геотехнологий в зависимости от его нарушенности (K_c - коэффициент структурного ослабления). В решениях принято – $K_c = 0,5, 0,3$ и $0,1$, что соответствует слабо, средне и сильнонарушенным массивам.

На рис. 4 приведены области критического состояния пород в элементах геотехнологии с магазинированием руды для разреза I-I. Установлено, что за счет действия в массиве повышенных напряжений сжатия и сдвига наиболее слабыми с позиции устойчивости пород являются кровля отработанных камер, краевые кромки междукамерных целиков, верхняя часть днища блока на уровне разворота воронок (междувороночные целики днища) и борта вентиляционного квершлага вблизи очистной выемки. При этом нарушенность массива оказывает существенное влияние на прочность пород. В условиях средне- и сильнотрещиноватых массивов наблюдается активный процесс развития участков разрушений пород в лежащем и висячем боках открытых камер.

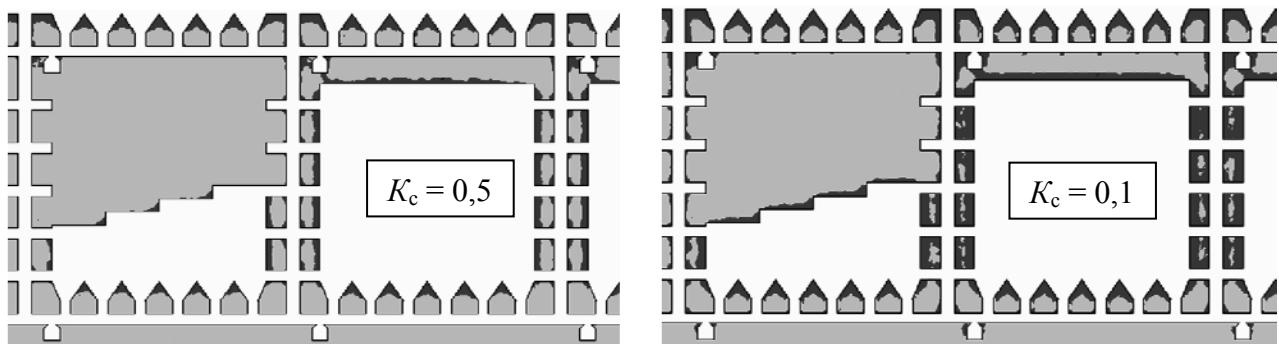


Рис. 4. Зоны возможных разрушений пород в элементах системы с магазинированием руды по критерию Кулона-Мора в разрезе I-I см. на рис. 1

Таким образом, в условиях больших глубин (700-800 м) обязательным условием для обеспечения безопасности работ является, увеличение междукамерных и потолочных целиков соответственно до 12 и 8 м.

Аналогичные результаты применительно к освоению системы разработки подэтажных штреков продемонстрированы на рис. 5.

Расчеты показали, что на глубинах 700-800 м целики МКЦ с шириной 10 м и ПШЦ с высотой 5 м не обеспечивают требуемой безопасности очистных работ даже в слабонарушенных массивах. За счет возникновения высоких концентраций сжимающих и сдвиговых напряжений, разрушение потолочного целика с ростом нарушенности массива происходит от его центра с дальнейшим развитием к границам, захватывая практически все поперечное сечение. Анало-

гичная ситуация наблюдается и в МКЦ. В данных условиях необходимым условием является повышение размеров целиков.

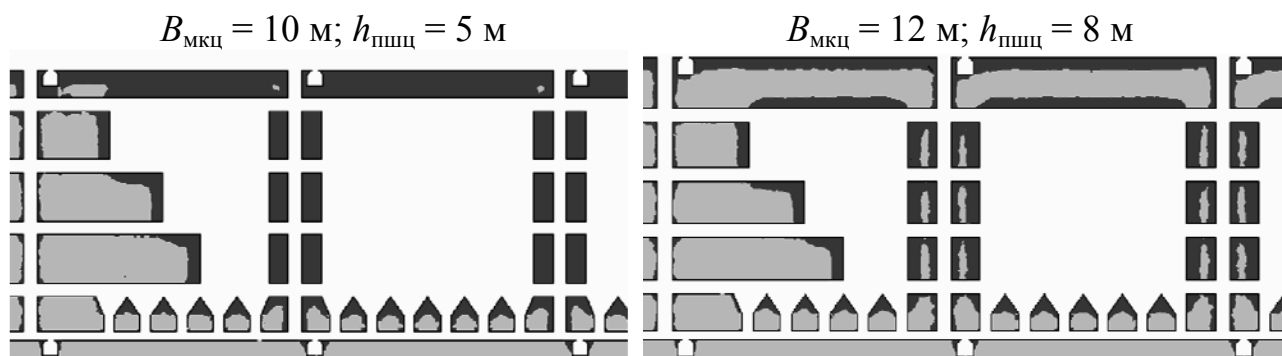


Рис. 5. Зоны возможных разрушений пород в элементах системы подэтажными штреками по критерию Кулона-Мора в разрезе I-I см. на рис. 2 при $K_c = 0,1$

Так, установлено, что увеличение ширины целика МКЦ до 12 м и потолочины (ПШЦ) до 8 м сопровождается повышением их устойчивости. Основными участками разрушений пород при этом являются краевые зоны целиков, контактирующие с открытым обнажением. Тем не менее, область применения данной системы разработки находится в прямой зависимости от типа нарушения рудо-породного массива. Применение технологии в массивах со средней и слабой степенью нарушения с соблюдением ряда мероприятий по креплению выработок не вызывает опасений.

На рис. 6 дана сравнительная оценка устойчивости целиков при камерно-столбовой системе разработки с однослойной выемкой.

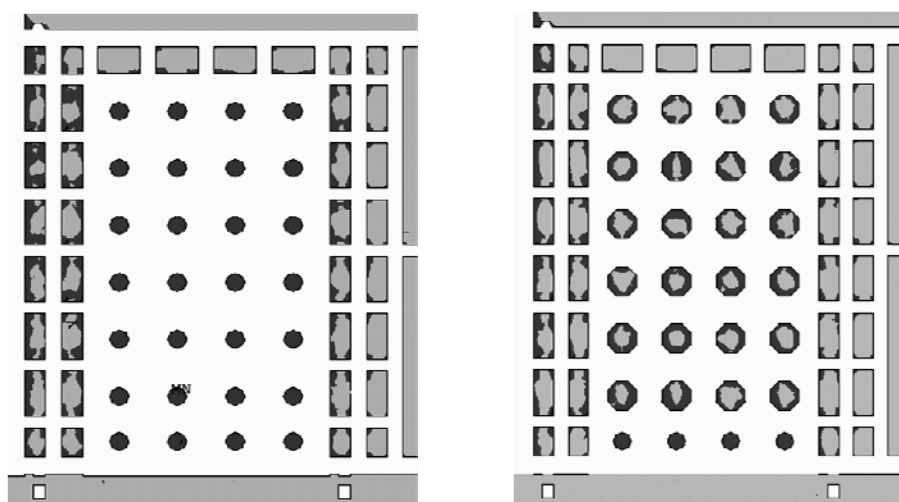


Рис. 6. Зоны возможных разрушений пород в элементах камерно-столбовой технологии по критерию Кулона-Мора в разрезе I-I см. на рис. 3, б при $K_c = 0,3$ и $d_{ц} = 3-5$ м

Установлено, что столбчатые целики диаметром 3 м не обеспечивают безопасное управление кровлей блока, разрушаются даже в массивах со слабой нарушенностью. Увеличение их диаметра до 5 м существенно повышает устойчивость целиков. При этом область применения технологии расширяется до границ средненарушенных массивов пород. Как и на стадии подготовки блока в наиболее неблагоприятных условиях находятся вентиляционный квершлаг и откаточный штрек в зоне влияния выше отработанного участка. Временные ленточные целики (ВЛЦ), также испытывают потерю устойчивости пород в массивах со средней и сильной трещиноватостью.

Заключение

1. Основное ограничение на применение технологий в условиях Иртышского месторождения накладывает нарушенность массива пород.

2. В вариантах камерно-целиковых систем разработки с магазинированием и подэтажными штреками ширина временного МКЦ на уровне 13 горизонта должна быть – не менее 12 м; высота ПШЦ и НШЦ – не менее 8 и 10 м.

3. Для безопасной отработки глубокозалегающих (700-800 м) наклонных рудных тел в массивах не ниже средней степени нарушенности камерно-столбовой выемкой диаметр столбчатого целика должен быть не менее 5 м, ширина ВЛЦ не менее 6 м, допустимый пролет камеры по простиранию и падению (расстояние между кромками целиков) не более 4,5 и 5,0 м соответственно, при обязательном условии крепления горных выработок, попадающих в область влияния отработанных блоков.

4. Обобщая результаты выполненных исследований можно отметить, что в сильнонарушенных массивах рассмотренные системы разработки с действующими параметрами не будут обеспечивать необходимой безопасности ведения горных работ, дальнейшее освоение которых требует конструктивную корректировку в части размеров целиков и пролетов.

Благодарности

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

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. А. М. Фрейдин, А. А. Неверов, С. А. Неверов // Подземная разработка рудных месторождений // Учебное пособие. – Под ред. чл.-корр. РАН В.Н. Опарин. – Часть 1, 2. – Новосибирск : ИГД СО РАН - НГУ. – 2012.

2. Д.Н. Бронников, Н.Ф. Замесов, Г.И. Богданов. Разработка руд на больших глубинах // М. : Недра, 1982.

3. В.Г. Гальперин, Я.И. Юхимов, И.В. Борсук. Опыт разработки месторождений на больших глубинах за рубежом // М. : ЦНИИЭИЦМ, 1986.

4. Славиковский О.В. Подземная разработка месторождений руд цветных металлов на больших глубинах за рубежом. – М.: ЦНИИЭИЦМ, 1983.
5. Фрейдин А. М., Неверов С. А., Неверов А. А., Конури́н А. И. Геомеханическая оценка геотехнологий подземной добычи руд на стадии проектных решений // Горный журнал. – 2016. – № 2. – С. 39-45.
6. Напряженное состояние и прогноз поведения массива при камерно-столбовой системе разработки / С.В. Кузнецов [и др.]. – Алма-Ата: Наука, 1987.
7. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. - М.: Мир, 1975.
8. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987]
9. Л.А. Назаров, Л.А. Назарова, А.М. Фрейдин, Ж.К. Алимсеитова. Оценка длительной сохранности целиков при камерно-столбовой выемке рудных залежей // ФТПРПИ. – 2006. – № 6.
10. Неверов А.А. Геомеханическое обоснование нового варианта камерной выемки пологих мощных залежей с выпуском руды из подконсольного пространства // ФТПРПИ. – 2012. – № 6.
11. Жирнов А.А., Абдрахманов С.У., Шапошник Ю.Н., Конури́н А.И. Оценка устойчивости массива горных пород и выбор типа и параметров крепления выработок на Орловском полиметаллическом месторождении // Горный журнал. – 2018. – № 3. – С. 51-57.
12. С.А. Неверов, А.А. Неверов. Геомеханическая оценка устойчивости выработок выпуска руды при системах с обрушением // ФТПРПИ. – 2013. – № 2.
13. Неверов А.А. Геомеханическая оценка комбинированной геотехнологии при отработке мощной пологой рудной залежи // ФТПРПИ. – 2014. – № 1.
14. Рассказов И.Ю., Чернышов О.И., Марач В.М. Влияние условий разработки на характер формирования техногенных полей напряжений в удароопасном массиве горных пород // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – № 8. – С. 50-55.
15. А. М. Фрейдин, А. А. Неверов, С. А. Неверов. Геомеханическая оценка комбинированной системы разработки мощных пологих рудных залежей с закладкой и обрушением // ФТПРПИ. – 2016. – № 5.
16. Еременко В.А., Барнов Н.Г., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Способ разработки крутопадающих маломощных жильных месторождений // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 45-50.
17. Еременко А.А., Гахова Л.Н., Конури́н А.И., Колтышев В.Н., Приб В.В., Узун Е.Е. Оценка геомеханического состояния массива горных пород при отработке двух сближенных рудных тел на Шерегешевском месторождении // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 1. – С. 67-75.
18. 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.
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. 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.
21. И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. Основы механики горных пород // М.: Недра, 1989.
22. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд / Учебник для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2005.

23. Барнов Н.Г., Еременко В.А., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный журнал. – 2015. – № 11. – С. 42-47.
24. Литвинский Г.Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов / Монография. – ДонГТУ. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с.
25. Drucker D.C., Prager W. Soil Mechanics and plastic analysis or limit design. Q. Appl. Math., 10(2), 1952, pp. 157 – 165.
26. Д. Друккер, В. Прагер. Механика грунтов и пластический анализ или предельное проектирование // Механика. Новое в зарубежной науке. Вып. 2. Определяющие законы механики грунтов. – М.: Мир, 1975. – С. 166–177.
27. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989.
28. Hofmann, H., Weides, S., Babadagli, T., Zimmermann, G., Moeck, I., Majorowicz, J., Unsworth, M. Potential for enhanced geothermal systems in Alberta, Canada // Energy, 69. – 2014. – pp. 578-591.
29. Balg C., Roduner A. GeobruGG AG: Ground support applications // Int. Ground Support Conf. AGH University. – Lungern, Switzerland, 11-13 September, 2013.
30. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988.

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