

УДК 622.274

ГЛУБИНА БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ПРИ ОСВОЕНИИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ В ТЕКТОНИЧЕСКОМ ПОЛЕ НАПРЯЖЕНИЙ*



С. Ю. ВАСИЧЕВ,

младший научный сотрудник,
s.vasichev@yandex.ru



А. А. НЕВЕРОВ,

ведущий научный сотрудник,
д-р техн. наук



С. А. НЕВЕРОВ,

зав. лабораторией, д-р техн. наук



Г. Д. РУКАВИШНИКОВ,

инженер

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, Новосибирск, Россия

Введение

Разработка рудных месторождений, залегающих на больших и сверхбольших глубинах (800–1000 м и более от земной поверхности) сопряжена с ростом проявлений горного давления в различной форме, в том числе в виде динамических и газодинамических событий. Последние создают прямую угрозу безопасности ведения горных работ, приводят к значительным потерям минерального сырья в недрах и существенно снижают технико-экономическую эффективность добычи полезных ископаемых. Комбинация больших глубин, высокого уровня тектонических напряжений и склонности пород к динамическим формам разрушения переводит рудники в категорию сложных. В этих условиях обеспечение безопасности персонала, эксплуатации горной техники, сохранности подземных выработок и достижение высокой экономической эффективности требуют коренной модернизации существующих и разработки принципиально новых адаптивных геотехнологических систем [1–6].

Потребность развития и совершенствования геотехнологий для глубоких горизонтов обусловлена объективной необходимостью поиска новых способов освоения недр, сочетающих

Обоснована необходимость перехода к комбинированным геотехнологиям, интегрирующим камерную выемку с твердеющей закладкой и подэтажное обрушение целиков при отработке пологопадающих рудных залежей на больших глубинах. Установлены закономерности распределения напряжений в конструктивных элементах системы камера – целик при тектоническом режиме нагружения в зависимости от глубины горных работ. При коэффициенте структурного ослабления массива $K_c \leq 0,3$ предельная глубина безопасного применения технологии не превышает 1000 м.

Ключевые слова: комбинированная система разработки, глубина, закладка, напряженное состояние, параметры, устойчивость, безопасность

DOI: 10.17580/gzh.2026.10.06

в себе основные требования экологической безопасности, максимального извлечения полезных ископаемых и минимизации затрат на управление горным давлением. Традиционные способы, основанные на обособленном применении какой-либо одной системы разработки (например, исключительно камерной с закладкой или только систем с обрушением вмещающих пород) в условиях больших глубин и пологого залегания, часто демонстрируют свою технологическую и экономическую несостоятельность [7–9].

В связи с этим стратегически важным направлением становится разработка, обоснование и внедрение комбинированных систем подземной разработки. Под комбинированными системами в данном контексте понимаем технологическое решение, интегрирующее в единый пространственно-временной цикл элементы систем с искусственным поддержанием (закладкой) выработанного пространства и систем с управляемым обрушением налегающей толщи пород [3].

Научное обоснование параметров комбинированных систем разработки пологопадающих рудных залежей на больших глубинах, обеспечивающих баланс между геомеханической безопасностью и технико-экономической эффективностью, является весьма актуальной научно-технической задачей для горной науки и производства.

Общие сведения

Особый научно-практический интерес представляет комбинированная геотехнология, реализуемая по принципиальной

*Работа выполнена в рамках Проекта «Обоснование экологически ориентированных геотехнологий ресурсосберегающей добычи и глубокой переработки стратегического минерального и техногенного сырья в районах Сибири и Арктической зоны», номер государственной регистрации 126021217133-3.

схеме камера — целик. В рамках данной концепции рудное тело первоначально разделяют на конструктивные элементы: первичные очистные камеры и междукamerные (рудные) целики. Выемку запасов первичных камер осуществляют по высокоэффективным камерным или слоевым системам разработки с последующим заполнением выработанного пространства твердеющими смесями [3]. После набора закладочным материалом проектной прочности приступают к извлечению запасов рудных целиков. Оработку этих «временных» целиков выполняют поэтажным обрушением с торцовым выпуском руды. В рассматриваемом случае комбинированная геотехнология обеспечивает:

1. Высокую общую устойчивость рудовмещающего массива на больших глубинах в результате своевременного возведения искусственных массивов в камерах первой очереди.

2. Существенное снижение общих затрат на закладочные материалы по сравнению со сплошной системой разработки с закладкой, поскольку значительную часть запасов (целики) извлекают без использования дорогостоящих смесей.

3. Снижение потерь и разубоживание руды при выпуске из целиков в сравнении с классическими технологиями с обрушением, так как породы контактируют с прочным искусственным массивом камер, который служит надежным экраном, предотвращающим раннее перемешивание рудной массы с пустой породой; таким образом, имеет место быть один контакт с вмещающим массивом в кровле целика.

4. Повышение интенсивности и концентрации горных работ благодаря возможности одновременного или последовательно-оперативного ведения очистной выемки на нескольких участках шахтного поля.

Тем не менее, несмотря на очевидные достоинства, практическая реализация комбинированных систем на больших глубинах сталкивается с рядом противоречий.

Во-первых, геомеханическое поведение «комбинированного» массива в условиях высоких гравитационно-тектонических напряжений изучено недостаточно. Малопредсказуемое перераспределение возникаемых усилий в процессе перехода от камерной выемки к обрушению целиков может провоцировать высокие концентрации напряжений на границах раздела сред рудное тело — закладка, что существенно повышает риск внезапной потери устойчивости выработок, обнажений и закладочного массива.

Во-вторых, при отработке пологопадающих залежей большой мощности параметры поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды требуют аргументации, опирающейся на верифицируемые данные. Углы наклона залежи накладывают специфические ограничения на кинематику выпуска обрушенной рудной массы, изменяя форму фигуры истечения и траектории движения кусков руды и породы. Необоснованный выбор высоты подэтажа, шага обрушения или параметров расположения выпускных выработок в условиях контакта с искусственным массивом неизбежно ведет к повышенному зажатию руды, росту потерь в угловых элементах камер и преждевременному разубоживанию.

В-третьих, открытым остается вопрос оптимизации нормативной прочности закладочного массива камер. Завышенные требования к прочности ведут к неоправданному удорожанию закладочных работ, тогда как недостаточная прочность может обусловить разрушение искусственного массива под воздействием опорного давления или динамических нагрузок при взрывной отбойке руды в смежных временных целиках, что полностью нивелирует преимущества комбинированной технологии.

Пологое залегание рудных тел на глубинах 800–1000 м и более создает предельные геомеханические условия, которые не могут быть достоверно описаны с помощью традиционных методик. Существующие нормативно-методические документы и рекомендации по проектированию часто не учитывают взаимного влияния твердеющей закладки первой очереди и процессов сдвижения обрушаемых пород второй очереди в единой геомеханической системе. Практически отсутствуют комплексные методики, позволяющие осуществлять физическое моделирование всех стадий отработки комбинированной системы камера — целик с учетом фактора времени, реологических свойств пород и закладочного массива, а также динамического воздействия массовых взрывов, которое, тем не менее, возможно с определенными допущениями.

Необходимость ликвидации указанных теоретических и практических пробелов определила цель настоящего исследования — научное обоснование области применения комбинированной системы разработки пологопадающих рудных залежей по глубине отработки, сочетающей камерную выемку с твердеющей закладкой и поэтажное обрушение целиков с торцовым выпуском руды, для обеспечения максимальной безопасности горных работ и минимизации потерь минерального сырья.

Конструкция и основные особенности комбинированной системы разработки

Система разработки (рис. 1) представляет собой комбинированную геотехнологию, включающую в себя два классических варианта добычи руды с закладкой выработанного пространства и обрушением, сущностью которой является одновременное управление состоянием массива пород различными способами [3]. Концепция метода заключается в интеграции искусственного массива и управляемого обрушения вмещающей толщи для эффективной разгрузки очистного пространства от избыточных концентраций напряжений и обеспечения безопасности ведения горных работ. Принудительное формирование компенсационных камер (в форме перевернутых трапеций) у бортов искусственного массива обеспечивает прогнозируемую релаксацию напряжений в рудной залежи, исключая возникновение хрупкого разрушения и горных ударов в «рабочей зоне».

Освоение геотехнологии начинают с проведения комплекса подготовительно-нарезных выработок (см. рис. 1, поз. 1–4) и последующей выемки первичных камер на полную мощность рудного тела с твердеющей закладкой. Между заложенными камерами (камерами первой очереди) оставляют временные

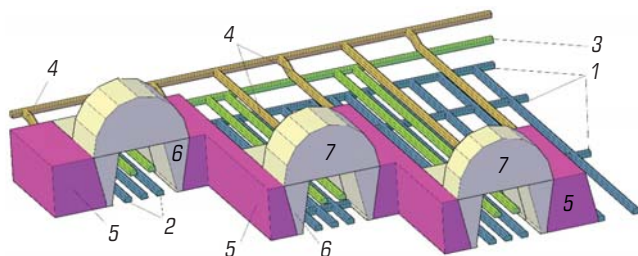


Рис. 1. Комбинированная система разработки:

1 – панельный штрек; 2 – буродоставочный штрек; 3 – выработки подэтажного горизонта; 4 – выработки посадочного горизонта; 5 – камера первой очереди (искусственный целик); 6 – компенсационное пространство в границах рудного целика; 7 – свод естественного равновесия в границах рудного целика (камеры второй очереди)

рудные целики, пространственная ориентация которых согласуется с вектором фронта очистных работ.

Вдоль бортов закладочного массива формируют компенсационные камеры, расширяющиеся в направлении кровли. Для предотвращения разрушения закладки и снижения сейсмического воздействия взрыва бурение и взрывание скважин при выемке временных рудных целиков (камер второй очереди) осуществляют в послыном режиме с последующим торцовым выпуском и транспортированием горной массы ковшовыми погрузочно-доставочными машинами.

Основной этап управления состоянием массива заключается в разгрузке части рудного тела от высоких напряжений путем принудительного обрушения налегающих пород в кровле залежи. Взрывание скважин приводит к обрушению пород кровли в объемы расширяющихся сверху компенсационных камер. Физико-механический смысл данной операции заключается в полной разгрузке рудного массива в границах влияния временных рудных целиков. В свою очередь, обрушенные горные породы заполняют приконтактные пространства, создавая пассивный боковой подпор для искусственных целиков, что существенно увеличивает их несущую способность за счет перевода в режим сжатия.

Выемку запасов камер второй очереди осуществляют в разгруженной зоне под защитным экраном из обрушенных пород, что минимизирует потери ценного компонента в недрах. При очистной выемке камер второй очереди «удержание» нагрузок от вышележащей толщи пород полностью перекладывают на сформированный устойчивый свод естественного равновесия, опирающийся на искусственные «жесткие» целики.

С целью создания благоприятной геомеханической обстановки отбойку рудной массы в смежных очистных блоках планируют таким образом, чтобы компенсационные камеры, находящиеся на идентичных стадиях раскрытия, формировали уступный фронт очистных работ (см. рис. 1). Данное техническое решение обеспечивает снижение напряжений за счет пространственного фактора и рассредоточивает нагрузки в основных

элементах, уменьшая локальную концентрацию напряжений над искусственными целиками по сравнению с линейным фронтом, что существенно снижает риски возникновения опасных динамических явлений и повышает общий уровень безопасности горных работ. Установление области применения комбинированной системы разработки потребовало проведения исследований по установлению максимальной глубины освоения технологии.

Метод исследований

Наиболее типичными условиями для применения предлагаемого варианта геотехнологии являются рудники Норильского рудного пояса. Мощные пологопадающие залежи распространяются на большие глубины, для которых характерна тектоническая модель поведения геосреды. Большая база данных по деформационно-прочностным свойствам и натурные эксперименты предопределили в качестве объекта исследований Октябрьское месторождение. На глубинах до 1500 м известно, что:

- максимальными по величине являются горизонтальные тектонические напряжения $\sigma_{\max}$, которые превышают вертикальную гравитационную составляющую σ_y в 1,5–2 раза (коэффициент бокового давления для $H = 600, 1000$ и 1400 м соответственно $q_z \approx 2,0, 1,7$ и $1,5$) и ориентированы по направлению выработок горизонта доставки;
- минимальные горизонтальные напряжения $\sigma_{\min}$ являются средними по величине с коэффициентом бокового давления соответственно для глубин $H = 600, 1000$ и 1400 м, $q_x \approx 1,3, 1,2$ и $1,1$ и действуют перпендикулярно развитию фронта очистных работ в камерах первой и второй очереди;
- вертикальная составляющая близка к значениям веса вышележащей толщи пород ($g\gamma H$) и является минимальным нормальным напряжением.

В качестве краевых условий геомеханических исследований приняты следующие параметры:

$$\sigma_y = \gamma g H; \quad (1)$$

$$\sigma_x = q_x \sigma_y = 1,1 \div 1,3 \gamma g H; \quad (2)$$

$$\sigma_z = q_z \sigma_y = 1,5 \div 2 \gamma g H; \quad (3)$$

$$\tau_{xy} = \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0, \quad (4)$$

где $\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$ и $\tau_{xy}, \tau_{yz}, \tau_{xz}$ – соответственно вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений (ось y направлена вертикально вниз); γ – плотность пород; g – ускорение свободного падения; H – глубина разработки; q_x и q_z – коэффициенты бокового давления.

Все расчеты при оценке устойчивости горных выработок в системе комбинированной технологии осуществляли для глубин 600, 1000 и 1400 м, что дало возможность изучить закономерности изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) при росте горного давления.

В качестве методологической основы геомеханического обоснования устойчивости горнотехнических конструкций принято численное трехмерное моделирование НДС массива горных пород [10, 11]. Данный подход реализован посредством

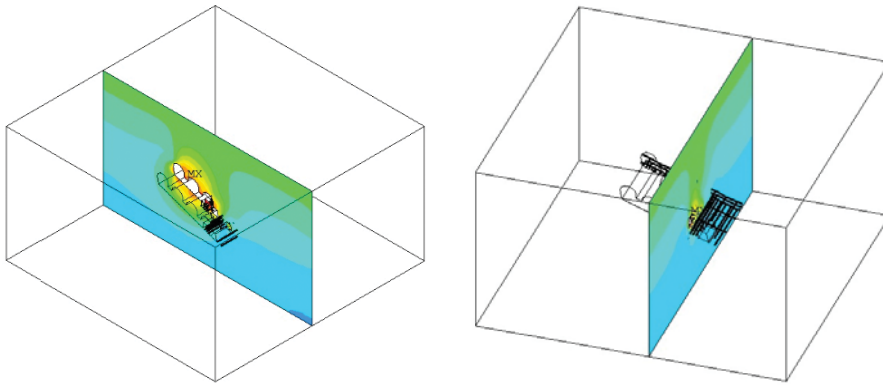


Рис. 2. Графическое представление результатов численного моделирования НДС и устойчивости массива пород в разрезах в крест простирания и по простиранию рудной залежи

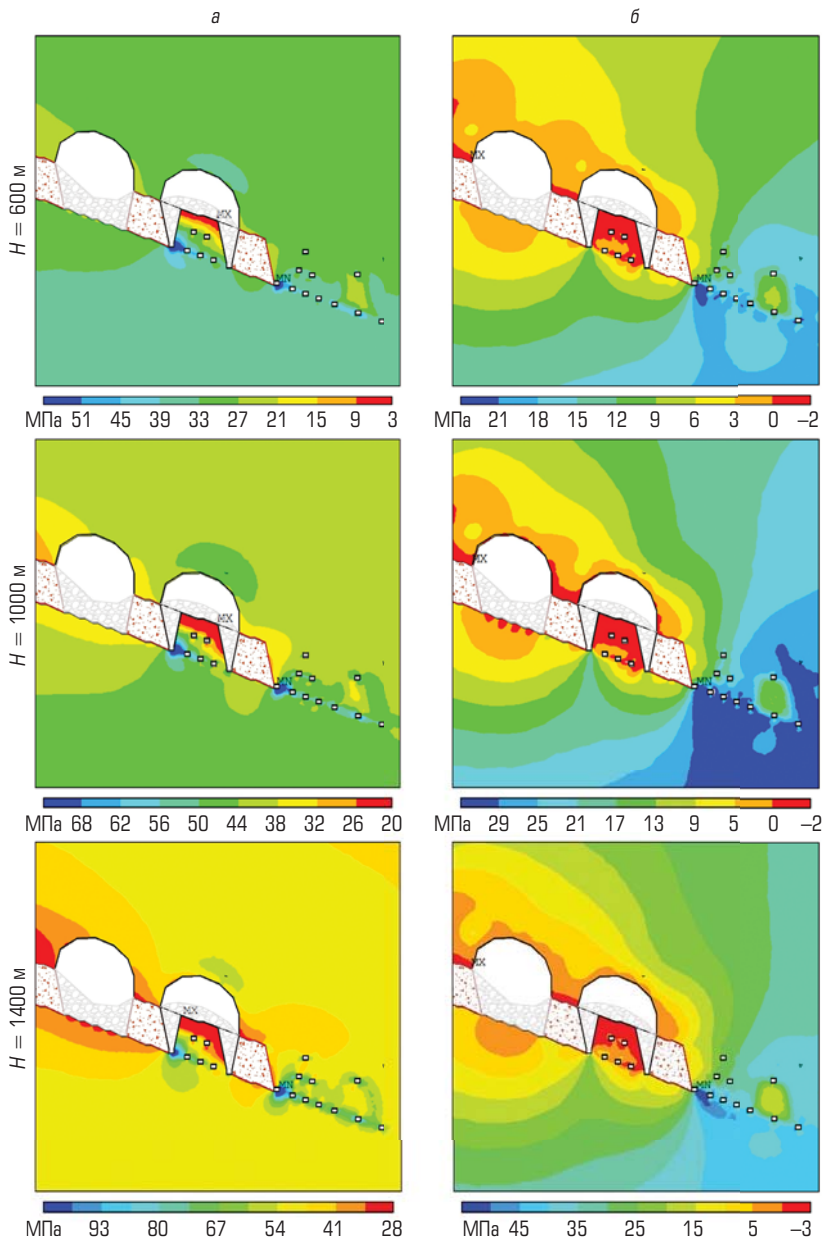


Рис. 3. Характер распределения максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) главных напряжений по глубине освоения технологии (разрез в крест простирания направления фронта очистной выемки)

метода конечных элементов (МКЭ) в программном комплексе Ansys. Механическое поведение геосреды интерпретируют в рамках линейно-деформируемой упругой модели.

При моделировании принимали допущение, что твердеющая закладочная смесь воспринимает заданный уровень техногенной нагрузки и характеризуется адгезионным жестким сцеплением с рудным телом и вмещающими породами. Данный фактор позволяет трактовать закладочный массив как низко модульную упругую среду, обеспечивающую кинематическую сплошность контакта с окружающим массивом [12].

Прогноз пространственной локализации зон разрушения выполнен по сдвиговому критерию Кулона – Мора K_m (функция текучести):

$$(\sigma_1 - \sigma_3) - (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \varphi - 2C \cos \varphi \leq 0, \quad (5)$$

где σ_1 и σ_3 – соответственно максимальные и минимальные главные напряжения, возникающие в массиве пород, МПа; φ – угол внутреннего трения, градус; C – сцепление, МПа.

Величины механических характеристик горных пород (сцепление, угол внутреннего трения), входящих в соотношение (5), в расчетах принимают с учетом $K_c \approx 0,3 \div 0,4$.

Выходные данные численного моделирования представляют на вертикальных разрезах (рис. 2) и в плане горизонта доставки в форме полей изолиний главных максимальных, минимальных (σ_1 , σ_3 , МПа) и максимальных касательных (τ_{max} , МПа) напряжений. В принятой системе знаков под σ_1 понимали максимальное главное напряжение, под σ_3 , – минимальное, при этом напряжения растяжения представляли со знаком минус.

Результаты расчета показателей устойчивости пород по критерию Кулона – Мора

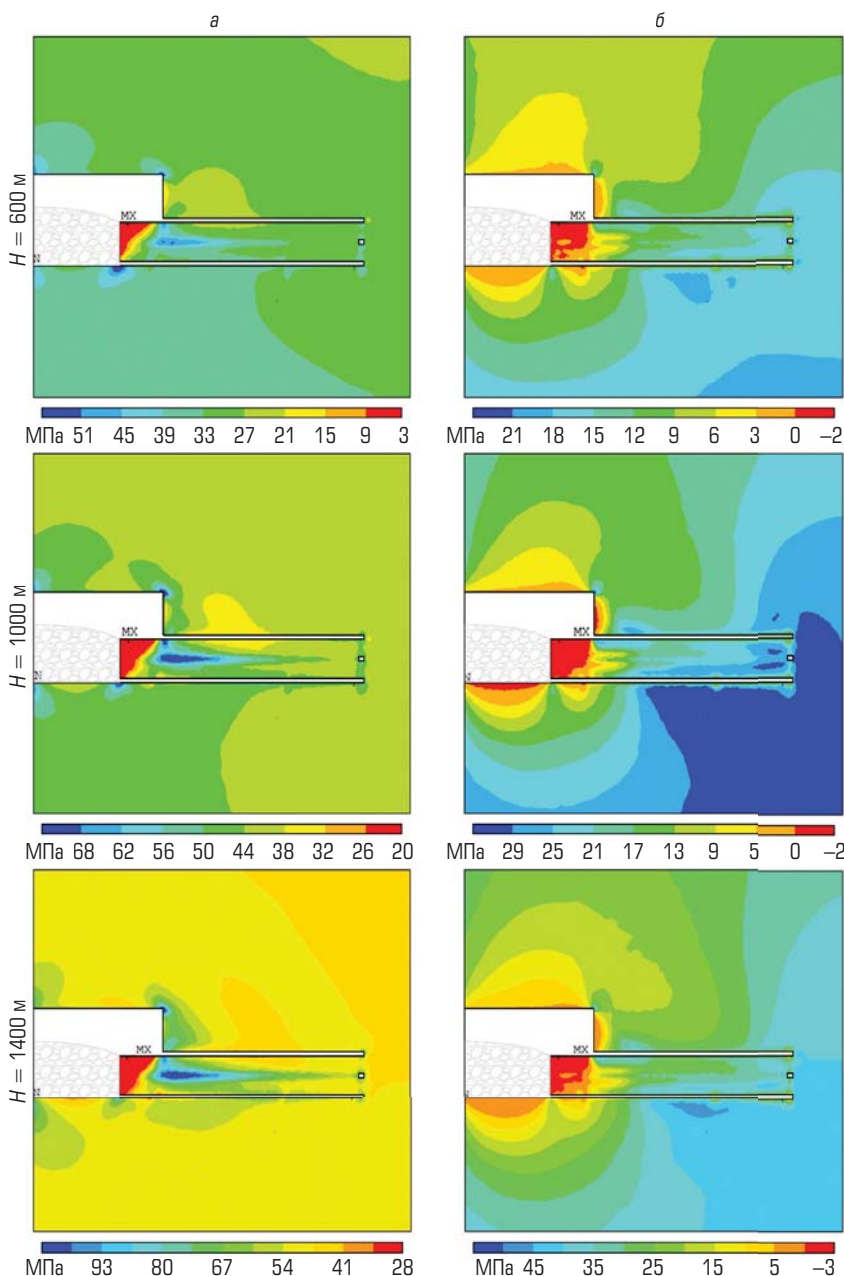


Рис. 4. Характер распределения максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) главных напряжений по глубине освоения технологии (разрез вдоль фронта развития очистной выемки)

приводятся в виде областей, потенциально рассматриваемых как «обрушение».

Численное моделирование и анализ результатов расчета

К рассмотрению принята следующая горнотехническая конструкция. Рудную залежь мощностью $m = 40$ м и наклонного залегания (угол падения $18\text{--}20^\circ$) отрабатывают по комбинированной системе разработки на глубинах 600, 1000 и 1400 м на этапе максимального развития фронта очистных работ уступной

формы с учетом взаимного влияния ранее отработанных запасов и опережающей подготовкой смежных панелей. Параметры геотехнологии: ширина камер первой очереди – 40 м; ширина камер второй очереди (временных рудных целиков) – 60 м; высота свода естественного равновесия, формируемого над рудными целиками – 40 м; ширина компенсационной камеры по кровле рудной залежи – 20 м; высота подэтажа – 20 м; расстояние между буродоставочными штреками – 14–15 м. Анализируют состояние рудного целика и выработок, пройденных в нем, а также подготовительных выработок, эксплуатируемых в границах камер первой очереди, выработанное пространство от отработки которых подлежит закладке твердеющими смесями. Основные результаты моделирования приведены на рис. 3–6.

Обобщением закономерностей распределения напряжений в основных элементах системы разработки (см. рис. 3–6) установлено следующее.

В области влияния полевых подготовительных выработок величины максимальных главных напряжений σ_1 варьируются в зависимости от глубины ведения горных работ (600–1400 м): в кровле – от 20 до 35 МПа; в боках – от 25 до 45 МПа. В нарезных выработках камер первой очереди, пройденных по рудной залежи, значения σ_1 несколько выше, чем в выработках, пройденных по породе: 25–40 МПа в кровле и 30–50 МПа в боках. В границах временного рудного целика буродоставочные штреки испытывают усилия σ_1 в кровле – от 20 до 60 МПа, причем кровля выработок доставочного горизонта, пройденных по почве рудной залежи, испытывает напряжения в 1,3–2,3 раза выше, чем в подэтажных штреках. Максимальные главные напряжения σ_1 на глубинах

1400 м становятся соизмеримыми по своим деформационным свойствам с предельными прочностными характеристиками пород (принимая во внимание их структурную нарушенность).

Закономерности изменения минимальных главных напряжений σ_3 в указанных выработках определяют следующими значениями. Кровля и бока полевых панельных и подэтажных штреков испытывают усилия σ_3 соответственно 8–25 и 15–35 МПа. Буродоставочные орты и подэтажные штреки, пройденные по рудному массиву в камерах второй очереди, характеризуются

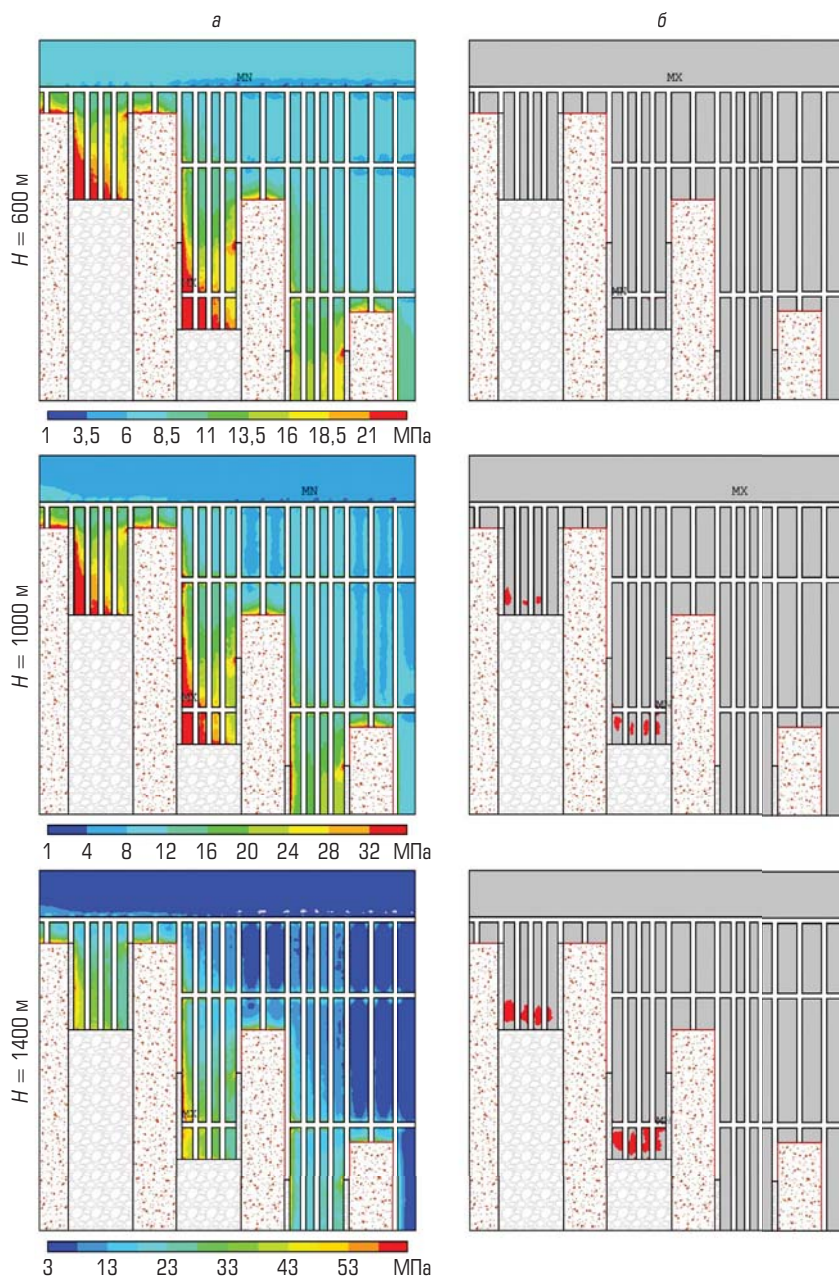


Рис. 5. Характер распределения максимальных $\tau_{\max}$ касательных напряжений (а) и прогнозируемые зоны разрушений пород по критерию Кулона – Мора K_m при $K_c \approx 0,3$ (б) (разрез в плане по горизонту доставки)

распределением минимальных главных напряжений σ_3 в диапазоне от минус 2 до 15 МПа в кровле выработок и от минус 3 до 10 МПа в их боках. Растяжение характерно для участков выработок, попадающих в область влияния очистных забоев.

На подготавливаемом участке камер первой очереди кровля и бока выработок испытывают нагрузки σ_3 соответственно 10–30 и 15–40 МПа, находясь в условиях, близких к всестороннему сжатию, что положительно сказывается на устойчивости обнажений. Наличие растягивающих напряжений, в основном в границах временного рудного целика, свидетельствует

о неблагоприятных условиях эксплуатации выработок, характеризуя нахождение данного участка в состоянии, близком к одноосному сжатию. В этом случае присутствие значительных по величине σ_1 и растягивающих усилий σ_3 создает значимую интенсивность главных напряжений, провоцируя возникновение сдвиговых нагрузок, являющихся в рассматриваемом случае наиболее разрушительными для рудного массива и потери его устойчивости.

Значения максимальных касательных напряжений $\tau_{\max}$ в кровле и боках выработок горизонта доставки временного рудного целика изменяются соответственно от 10 до 30 и от 15 до 35 МПа, провоцируя запредельное напряженное состояние данной области и ограничивая область применения комбинированной геотехнологии. Более благоприятные по безопасности условия создаются при увеличении расстояний между доставочными штреками.

Основные данные по распределению напряжений в элементах системы разработки по глубине ведения горных работ представлены в **таблице**.

Для рудного массива в границах камер 1-й и 2-й очереди характерна существенная дифференциация нагрузок, определяемая спецификой параметров природного поля напряжений и углом падения залежи. В частности, для горнотехнической конструкции характерно крайне неравномерное распределение усилий сжатия: если в бортах штреков камер 1-й очереди значения максимальных главных напряжений σ_1 стабилизируются, то в камерах 2-й очереди отмечаются пиковые концентрации, переводя массив во всех случаях в запредельное состояние на глубинах 1400 м и соответственно выше. В то же время минимальные главные напряжения σ_3 варьируются в широких диапазонах

0–35 МПа, что обусловлено приближением состояния массива пород к разнокомпонентному характеру естественного поля напряжений.

Устойчивость горных выработок на разных глубинах эксплуатации месторождения (см. рис. 5, 6) обусловлена качественными различиями в поведении геосреды, спровоцированными характером тектонической модели нагружения. В рамках данного типа НДС, выражающего наиболее критические горнотехнические условия при выемке запасов на проектном горизонте, прогнозируемые напряжения полностью «анизотропны»

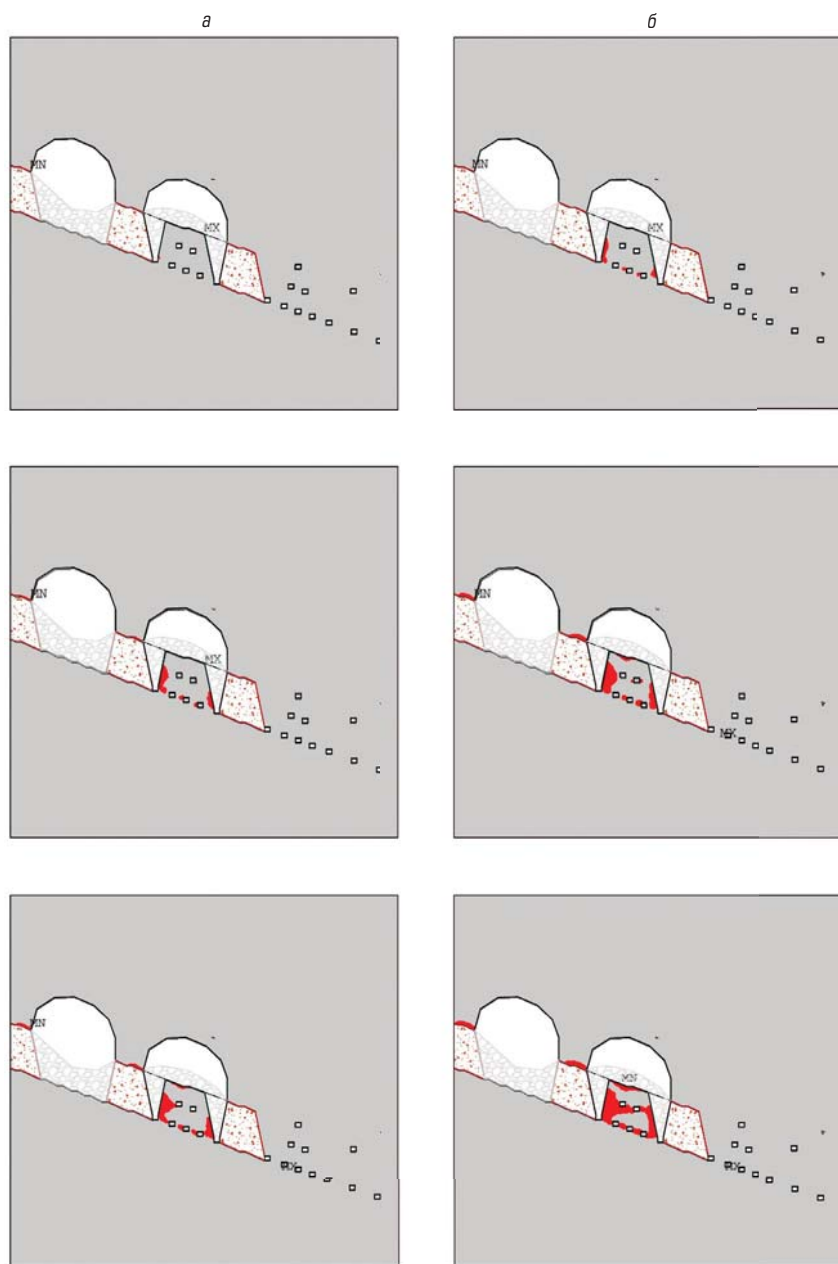


Рис. 6. Прогнозируемые зоны разрушений пород по критерию Кулона – Мора K_m при $K_c \approx 0,4$ (а) и (б) $K_c \approx 0,3$ (вертикальный разрез в границах влияния очистного забоя камеры 2-й очереди)

или превышают предел прочности вмещающих пород, что инициирует необратимую потерю несущей способности элементов выработок, особенно на глубинах более 1000 м.

На основе геомеханического анализа НДС рудопородного массива установлено, что сложная пространственная геометрия и взаимное расположение выработок относительно элементов очистных работ обуславливают неравномерное распределение максимальных сжимающих напряжений σ_1 . В рамках тектонического типа напряженного состояния геосреды экстремумы сжимающих нагрузок практически на всех глубинах фиксируются

в боках выработок. Однако если рассматривать камеры 1-й и 2-й очередей, то обнаруживается выраженная пространственная дифференциация, при которой величины максимальных главных напряжений имеют отличия, выражающиеся в некоторой «разгруженности» этих усилий для запасов, отрабатываемых по системе разработки с подэтажным обрушением.

Сравнение расчетных компонентов тензора напряжений с деформационно-прочностными характеристиками массива показало, что данные величины и их соотношения не являются критическими для устойчивости горнотехнических конструкций до глубин 800–1000 м. Ниже этих отметок конструктивные элементы геотехнологии закономерно переходят в предельное и запредельное состояния, что определяется степенью нарушенности геосреды. В частности, для скальных массивов с коэффициентом структурного ослабления $K_c = 0,3$, соответствующим категории трещиноватых и выше средней трещиноватости пород, результаты численного моделирования подтверждают возникновение обширных зон разрушения боков выработок камер 2-й очереди, что провоцирует форсированный переход горнотехнического объекта в предельное состояние. Вместе с тем по мере снижения нарушенности массива пород ($K_c > 0,4$) прослеживается прямая корреляционная связь с повышением устойчивости выработок – преимущественно буродоставочных и подэтажных штреков как в камерах 1-й, так и 2-й очереди даже на горизонтах ниже 1000 м.

Концептуальный анализ компонентов тензора напряжений также указывает на присутствие зон растягивающих усилий (околонулевые значения) в области влияния очистных забоев при применении системы разработки с подэтажным обру-

шением. При этом градиент между максимальными и минимальными главными напряжениями в этой границе формирует условия, близкие к одноосному и двухосному нагружению. Данный фактор является ключевым для сохранения остаточной несущей способности рудных целиков и обеспечения безопасной эксплуатации выработок на глубинах свыше 1000 м.

В целом возрастание глубины горных работ при сохранении параметров геотехнологии ведет к закономерному снижению устойчивости выработок горизонтов доставки, особенно тех, элементы которых находятся в границах влияния отбойки

Концентрация максимальных σ_1 и минимальных σ_3 главных напряжений в конструктивных элементах комбинированной системы разработки (при $K_c = 0,3$)

Элемент технологии	$\sigma_1 / \gamma H$		σ_3 , МПа		НДС массива пород*	
	Камеры 1-й очереди	Камеры 2-й очереди	Камеры 1-й очереди	Камеры 2-й очереди	Камеры 1-й очереди	Камеры 2-й очереди
Панельный (полевой) штрек:						
$H = 600$ м	1,4	—	15–18	—	Допредельное	
$H = 1000$ м	1,35	—	22–25	—	Предельное	
$H = 1400$ м	1,3	—	28–35	—	Запредельное	
Буродоставочный штрек:						
$H = 600$ м	1,9	2,1	15–18	Минус 2–5	Допредельное	Допредельное
$H = 1000$ м	1,8	2,0	24–30	Минус 2–10	Предельное	Запредельное
$H = 1400$ м	1,65	1,9	25–35	Минус 2–15	Запредельное	То же
Подэтажный штрек:						
$H = 600$ м	1,7	1,4	10–15	Минус 2–3	Допредельное	Допредельное
$H = 1000$ м	1,6	1,3	15–24	Минус 2–5	Предельное	Предельное
$H = 1400$ м	1,5	1,3	18–30	Минус 2–5	Запредельное	Запредельное
Рудный массив						
$H = 600$ м	2,5	2,5	До 18	Минус 2–5	Допредельное	Допредельное
$H = 1000$ м	2,2	2,2	До 30	Минус 2–8	Предельное	Запредельное
$H = 1400$ м	2	2	До 40	Минус 2–10	Запредельное	То же

*Оценивается при сопоставлении действующих напряжений с деформационно-прочностными характеристиками массива горных пород с учетом структурной нарушенности. Коэффициент концентрации напряжений $\sigma_1 / \gamma H$ с глубиной горных работ несколько падает, последнее связано с тем, что гравитационные усилия растут более интенсивно (возрастают на единицу глубины) по сравнению с тектонической составляющей. Вместе с тем по абсолютным значениям напряжения с понижением горизонта отработки растут с градиентом не менее γH .

и выпуска руды. Последнее диктует необходимость адаптации их линейных размеров и, в частности, увеличения расстояний между буродоставочными и подэтажными штрехами, а также ширины камер 1-й очереди, закладываемых твердеющей закладочной смесью. Установлено, что безопасная эксплуатация выработок по глубине выемки обеспечивается при следующих параметрах системы разработки: на горизонтах до $H = 600 \div 800$ м – расстояние между буродоставочными выработками должно составлять не менее 12–14 м; при $H = 1000 \div 1200$ м и H до 1400 м – соответственно 15–18 и ≥ 20 м.

Увеличение удельного веса закладочных работ в системе разработки для стабилизации геомеханической ситуации становится технологически оправданным до глубин не более 1400 м в массивах средней трещиноватости с коэффициентом K_c не менее 0,4. При $K_c \leq 0,3$ глубина ведения добычных работ 1400 м является небезопасной и ограничивается значениями до 1000 м.

На основе выявленных закономерностей изменения НДС и устойчивости массива пород применительно к условиям изменчивой нарушенности от высокой ($K_c = 0,3$) до средней ($K_c \geq 0,4$) степени установлено, что предельная глубина для рассматриваемого варианта комбинированной геотехнологии в тектоническом поле напряжений ограничивается соответственно горизонтами 1000 и 1400 м.

Выводы

1. Установлено, что в условиях тектонического режима нагружения комбинированная система разработки характеризуется крайне неравномерным распределением максимальных главных напряжений с локализацией их концентраций в боках выработок, при этом для камер 2-й очереди, отрабатываемых с обрушением, фиксируются выраженная пространственная дифференциация и относительная разгрузка по сравнению с камерами 1-й очереди.

2. Выявлено, что минимальные главные напряжения в элементах геотехнологии варьируются в широком диапазоне от минус 2 до 15–35 МПа, причем возникновение растягивающих усилий в границах временных рудных целиков переводит массив в состояние, близкое к одноосному сжатию, что провоцирует сдвиговые разрушения по критерию Кулона – Мора.

3. Предложены рациональные параметры системы разработки, включая увеличение расстояний между буродоставочными выработками до 18–20 м при глубинах свыше 1000 м для снижения концентрации касательных напряжений и предотвращения потери устойчивости массива пород.

4. Рекомендовано для практического использования ограничивать область применения комбинированной геотехнологии горизонтами 1000–1400 м в зависимости от нарушенности пород, с обязательной корректировкой ширины камер 1-й очереди и параметров закладочных работ.

Библиографический список

1. Xu K. (Ed.). The ECPH Encyclopedia of Mining and Metallurgy : Reference work. – Singapore : Springer, 2024. – 2408 p.
2. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В. Пути повышения эффективности подземной разработки пологих месторождений бедных комплексных руд // Проблемы недропользования. 2022. № 4(35). С. 33–43.
3. Неверов А. А., Конури А. И., Неверов С. А., Васичев С. Ю., Шукин С. А. Геомеханическое обоснование способа управления состоянием массива пород целиками и обрушением кровли при выемке наклонных рудных залежей малой и средней мощности // ФТППИ. 2024. № 5. С. 111–123.
4. Yadav P. Geomechanical evolution of the Nickel Rim South Mine // Proceedings of the 10th International Conference on Deep and High Stress Mining. – Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2024. Vol. 1. P. 61–83.
5. Lukichev S. V., Nagovitsyn O. V., Laptev V. V. Digital tools for underground mine planning: Cut-and-fill mining // Eurasian Mining. 2021. No. 1. P. 75–78.
6. Еременко В. А., Галченко Ю. П., Липницкий Н. А., Умаров А. Р. Каркасная горная конструкция при подземной разработке мощных рудных месторождений // Горный журнал. 2021. № 9. С. 11–18.

7. Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология: становление, достижения и реальные перспективы // Горная промышленность. 2025. № 3. С. 31–34.
8. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. – Екатеринбург : Изд-во Уральского ун-та, 2021. – 340 с.
9. Мажитов А. М., Кулсайтов Р. В., Козицина Р. С., Корнеев С. А. Разработка комбинированной подземной геотехнологии с целенаправленным изменением структуры горного массива // Горная промышленность. 2024. № 1. С. 105–110.
10. Zhao Y., Yang Y., Wang Z., Gu Q., Wei S. et al. Innovative Cut-and-Fill Mining Method for Controlled Surface Subsidence and Resourceful Utilization of Coal Gangue // Minerals. 2025. Vol. 15. Iss. 2. ID 146.
11. Wu P., Zhao J., Jin J. Similar simulation of overburden movement characteristics under paste filling mining conditions // Scientific Reports. 2023. Vol. 13. DOI: 10.1038/s41598-023-39782-3
12. Sun K., Zhang J., He M., Li M., Guo S. Control of surface deformation and overburden movement in coal mine area by an innovative roadway cemented paste backfilling method using mining waste // Science of the Total Environment. 2023. Vol. 891. ID 164693. 

«GORNYI ZHURNAL», 2026, № 10, pp. 42–50
DOI: 10.17580/gzh.2026.10.06

Safe mining depth for combined geotechnology of flat dipping ore deposits in tectonic stress field

Information about authors

S. Yu. Vasichev¹, Junior Researcher, s.vasichev@yandex.ru

A. A. Neverov¹, Leading Researcher, Doctor of Engineering Sciences

S. A. Neverov¹, Head of Laboratory, Doctor of Engineering Sciences

G. D. Rukavishnikov¹, Engineer

¹Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russia

Abstract

The article presents a rationale for applying a combined mining method for deep-seated, gently dipping ore deposits. This method integrates stope leaching with cemented backfilling and subsequent sublevel caving of temporary ore pillars into a single spatial-temporal cycle. The design features of the proposed mining system are examined, and the stages of its implementation are analyzed in detail. This includes the initial formation of artificial backfill massifs and the subsequent mining of ore pillars under caved rocks. Furthermore, the study identifies the key geomechanical features arising from the joint application of various ground control methods under high gravitationally-tectonic stresses.

The scientific novelty lies in establishing quantitative patterns of stress distribution within structural elements of the mining system under a tectonic loading regime, depending on the depth of mining operations and varying degrees of structural integrity of the surrounding rock mass, characterized by a structural weakening coefficient.

Based on parametric and numerical modeling using the Coulomb-Mohr strength criterion, a comprehensive assessment of the stress-strain state of the rock-ore mass was performed for three characteristic depths. Zones of ultimate and post-ultimate stress localization were identified, and areas of potential failure in the ribs and roofs of development and production workings were forecasted across all stages of reserve extraction, including primary stope mining and subsequent pillar caving. Safe parameters for the mining system ensuring the stability of mine workings were established. This includes the substantiation of rational distances between drill-haulage drifts and sublevel drifts, which are recommended to be increased to 15–20 m at depths exceeding 1000 m to reduce stress concentration and prevent loss of bearing capacity of exposures in zones influenced by stoping operations.

Research results demonstrate that the ultimate depth for the safe application of combined geotechnology is limited to horizons of 1000–1400 m, depending on the degree of jointing and disturbance of the rock mass. For rocks with a structural weakening coefficient of $K_\sigma = 0,3$, the safe depth should not exceed 1000 m. Conversely, at $K_\sigma \geq 0,4$, reserve extraction is permissible down to 1400 m when utilizing differential primary stope widths and backfilling parameters. The proposed parameters ensure a balanced approach between geomechanical safety and

technological efficiency in extraction. They minimize the risks of dynamic phenomena and enhance the productivity of underground mining operations when developing deep-seated, gently dipping ore bodies under complex geological and geotechnical conditions.

This research was carried out within the framework of the project “Justification of environmentally oriented geotechnologies for resource-saving extraction and deep processing of strategic mineral and technogenic raw materials in the regions of Siberia and the Arctic Zone”, state registration number 126021217133-3.

Keywords: combined mining method, mining depth, backfilling, stress state, design parameters, stability, mining safety.

References

1. Xu K. (Ed.). The ECPH Encyclopedia of Mining and Metallurgy : Reference work. Singapore : Springer, 2024. 2408 p.
2. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V., Rozhkov A. A., Nikitin I. V. Ways to improve the efficiency of underground mining of gently sloping deposits of low-grade complex ores. *Problemy nedropolzovaniya*. 2022. No. 4(35). pp. 33–43.
3. Neverov A. A., Konurin A. I., Neverov S. A., Vasichev S. Yu., Shchukin S. A. Geomechanical Justification of Ground Control Method Using Pillars and Roof Caving in Mining Inclined Thin and Medium Thick Orebodies. *Journal of Mining Science*. 2024. Vol. 60, No. 5. pp. 808–818.
4. Yadav P. Geomechanical evolution of the Nickel Rim South Mine. *Proceedings of the 10th International Conference on Deep and High Stress Mining*. Perth : Australian Centre for Geomechanics, 2024. Vol. 1. pp. 61–83.
5. Lukichev S. V., Nagovitsyn O. V., Laptev V. V. Digital tools for underground mine planning: Cut-and-fill mining. *Eurasian Mining*. 2021. No. 1. pp. 75–78.
6. Eremenko V. A., Galchenko Yu. P., Lipnitskiy N. A., Umarov A. R. Frame mine structure for underground mining of thick ore bodies. *Gornyi Zhurnal*. 2021. No. 9. pp. 11–18.
7. Rylnikova M. V. Combined geotechnology: formation, achievements, and real prospects. *Gornaya Promyshlennost*. 2025. No. 3. pp. 31–34.
8. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Nikitin I. V. Selection procedure of underground geotechnology in hybrid ore mining. Yekaterinburg : Izdatelstvo Uralskogo universiteta, 2021. 340 p.
9. Mazhitov A. M., Kulsaitov R. V., Kozitsina R. S., Korneev S. A. Development of combined subsurface mining method with targeted change of the rock mass structure. *Gornaya Promyshlennost*. 2024. No. 1. pp. 105–110.
10. Zhao Y., Yang Y., Wang Z., Gu Q., Wei S. et al. Innovative Cut-and-Fill Mining Method for Controlled Surface Subsidence and Resourceful Utilization of Coal Gangue. *Minerals*. 2025. Vol. 15, Iss. 2. ID 146.
11. Wu P., Zhao J., Jin J. Similar simulation of overburden movement characteristics under paste filling mining conditions. *Scientific Reports*. 2023. Vol. 13. DOI: 10.1038/s41598-023-39782-3
12. Sun K., Zhang J., He M., Li M., Guo S. Control of surface deformation and overburden movement in coal mine area by an innovative roadway cemented paste backfilling method using mining waste. *Science of the Total Environment*. 2023. Vol. 891. ID 164693.