

Опыт применения цифровых геомеханических моделей при освоении рудных месторождений Сибири

А.П. Хмелинин ✉, В.Д. Барышников, А.А. Неверов, С.А. Шукин, С.Ю. Васичев

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация
✉ hmelinin@misd.ru

Резюме: В статье рассмотрен обобщенный подход к применению цифровых моделей месторождений и организации систем геомеханического мониторинга при освоении рудных месторождений Сибири на основе опыта выполнения научно-исследовательских работ сотрудниками Института горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН в интересах промышленных партнеров. Приводится схема организации геомеханического мониторинга, обеспечивающая верификацию и адаптацию геомеханической модели к изменяющимся условиям обрабатываемого месторождения. Представлены результаты определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород на руднике Айхал и оценки состояния рудной потолочины. С использованием численных геомеханических моделей выполнено геомеханическое обоснование применения технологии с закладкой выработанного пространства, показана невозможность использования систем отработки с обрушением при погашении подкарьерных запасов полиметаллического месторождения полезных ископаемых. В заключение даны предложения по организации геомеханического мониторинга с применением цифровых геомеханических моделей.

Ключевые слова: цифровая модель месторождения, геомеханический мониторинг, напряженно-деформированное состояние, геомеханическая модель, оценка устойчивости, численное моделирование

Благодарности: Работа выполнена при поддержке АК «Алроса» (ПАО).

Для цитирования: Хмелинин А.П., Барышников В.Д., Неверов А.А., Шукин С.А., Васичев С.Ю. Опыт применения цифровых геомеханических моделей при освоении рудных месторождений Сибири. *Горная промышленность*. 2023;(5S): 25–34. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-5S-25-34>

Experience of applying digital geomechanical models in development of ore deposits in Siberia

A.P. Khmelinin ✉, V.D. Baryshnikov, A.A. Neverov, S.A. Shchukin, S.Yu. Vasichev

Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation
✉ hmelinin@misd.ru

Abstract: The article considers a generalized approach to application of digital models of deposits and organization of geomechanical monitoring systems in the mining of ore deposits in Siberia based on experience of research work carried out by the staff of the Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, in the interests of industrial partners. A scheme of managing geomechanical monitoring is given, which provides verification and adaptation of the geomechanical model to the changing conditions of the mined deposit. The results of determining the stress-and-strain state of the rock mass at the Aikhal mine and assessing the state of the ore ceiling are presented. With the use of numerical geomechanical models, a geomechanical justification is made for application of the technology with backfilling of the mined-out space. The impossibility of using the mining systems based on caving is demonstrated when extracting the pit reserves of polymetallic mineral deposit. The conclusion provides proposals for organizing geomechanical monitoring with the use of digital geomechanical models.

Keywords: digital model of the deposit, geomechanical monitoring, stress-and-strain state, geomechanical model, stability assessment, numerical modeling

Acknowledgments: The work has been prepared with the support of ALROSA.

For citation: Khmelinin A.P., Baryshnikov V.D., Neverov A.A., Shchukin S.A., Vasichev S.Yu. Experience of applying digital geomechanical models in development of ore deposits in Siberia. *Russian Mining Industry*. 2023;(5S):25–34. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-5S-25-34>

Введение

В настоящее время такому направлению деятельности, как цифровизация различных производственных процессов, уделяется большое внимание. Горное дело не является исключением. На рынке программных продуктов представлено большое количество различных горно-геологических информационных систем (ГИС), позволяющих учитывать геологическое строение месторождений, создавать каркасные модели подземных сооружений, учитывать запасы полезного ископаемого и т.д. [1; 2]. Некоторые ГИС системы включают в себя геомеханические модули – для расчета или численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород с целью прогноза устойчивости подземных сооружений и предотвращения негативных форм проявления горного давления [2].

Широкое распространение получили пакеты программ для математического моделирования, такие как ANSYS, NASTRAN, FIDESYS, ABAQUS и т.п., каждый из которых включает в себя набор математических моделей как в упругой, так и в упругопластической постановке. Выполняется большое количество расчетов НДС, на основе которых принимаются решения об использовании той или иной системы крепления, по выбору технологии разработки и их параметров. В настоящей статье авторами представлены наработки ИГД СО РАН, полученные в течение последних лет, в области применения цифровых геомеханических моделей и решения на их основе задач горной практики.

Цифровые геомеханические модели и организация геомеханического мониторинга

В первую очередь следует определить используемые термины, а именно, что мы понимаем под геомеханической моделью: это совокупность геологоструктурной модели, учитывающей морфологию месторождения и его блочно-разломную структуру, литологию, физико-механические свойства слагающих месторождение пород, тип напряженного состояния и каркасную модель рассматриваемого месторождения или его участка, включающую в себя геометрию подземных сооружений и порядок отработки запасов, критерий разрушения и тип математической модели (упругое или упругопластическое поведение массива) [3].

Особое внимание следует обратить на исходные данные, закладываемые в расчетную модель: достаточно часто этим аспектом пренебрегают, задают усредненные данные по исходным напряжениям в массиве горных пород, детально не уточняют физико-механические свойства пород, а берут усредненные табличные значения, не учитывая реальную гидрогеологическую и горнотехническую обстановку. Это вносит существенные ошибки в результаты расчетов и снижает их достоверность.

Следует обратить внимание, что в настоящее время разработано большое количество методов определения напряжений в массиве горных пород [4; 5]: скважинные методы (полная разгрузка керна, гидроразрыв, параллельные скважины) и поверхностные методы (частичная разгрузка центральной скважиной, щелевая разгрузка, метод гидродомкратов), которые отличаются трудоемкостью выполнения и информативностью. Область применения этих методов имеет свои ограничения, например, при проходке выработок взрывным способом

происходит разрушение приконтурной части массива [6], что приводит к некорректным замерам и невозможности интерпретации результатов, полученных контурными методами (щелевая и частичная разгрузки). В криолитозоне аналогичная ситуация ввиду невозможности корректной интерпретации результатов измерений и определения исходного поля напряжений в нетронутом массиве в связи с невозможностью разделить в смещениях, регистрируемых при проведении замеров, величины, связанные с влиянием горного давления, и значения, которые вызваны растеплением массива ввиду нестационарности режима и длительностью сроков проветривания. Некоторые скважинные методы, как, например, метод параллельных скважин, неприменимы в условиях больших напряжений, поскольку межскважинная перемычка разрушается, что делает невозможным проведение эксперимента.

Следующий важный аспект: расчеты выполняются в статике, фиксируя распределение напряжений в конкретный момент времени, не учитывая изменения, которые возникают в процессе эксплуатации месторождения – перераспределение напряжений вследствие проходки новых выработок и ведения очистных работ, влияние взрывов на элементы систем крепления и на физико-механические свойства вмещающих пород (в частности, на трещиноватость). Некоторые программные комплексы, например, RockScience, позволяют производить поэтапное моделирование, учитывая развитие очистных работ. Но таких решений недостаточно ввиду того, что используемая расчетная модель не верифицируется, а для ее адаптации к реальному поведению массива следует использовать данные, которые получают в результате геомеханического мониторинга состояния массива горных пород.

Мы считаем, что общий подход к организации геомеханической оценки и прогнозу НДС инженерно-технических сооружений разрабатываемого месторождения должен соответствовать схеме, представленной на рис. 1.

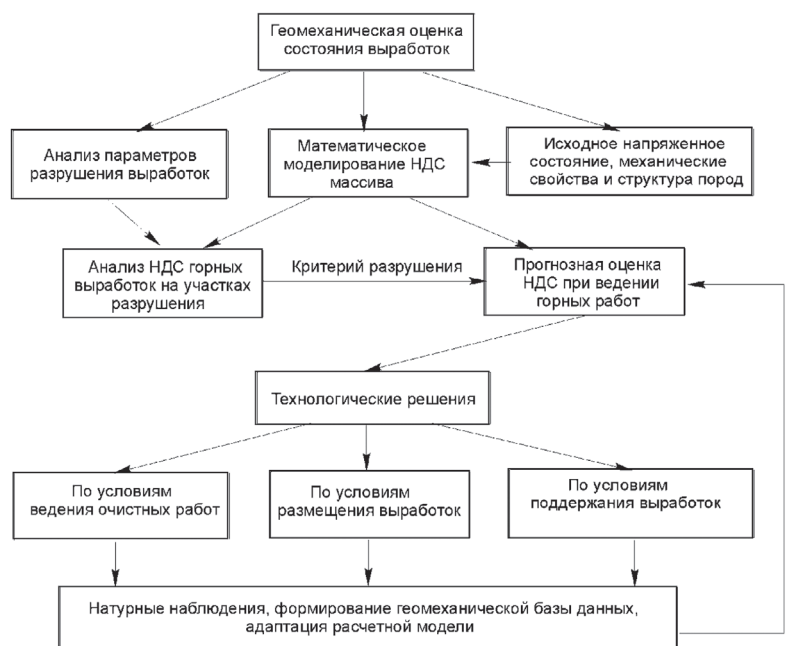


Рис. 1
Общая схема организации геомеханического мониторинга на месторождении

Fig. 1
General chart of organizing geomechanical monitoring at the deposit

Проводя верификацию параметров массива, закладываемых в расчетную модель по данным геомеханического мониторинга, и, таким образом, адаптируя модель к поведению реального массива, возможным становится достоверный прогноз негативных проявлений горного давления в процессе ведения горных работ для своевременного принятия мер по их предотвращению и обеспечению безопасного ведения горных работ.

Коллективом нескольких лабораторий ИГД СО РАН на протяжении многих лет проводятся работы по геомеханической оценке состояния горных выработок и целиков обрабатываемых месторождений Сибири. Ниже будут представлены результаты выполненных работ по организации геомеханического мониторинга и обоснования выбора технологии обработки месторождения на больших глубинах.

Результаты определения исходного поля напряжений на руднике «Айхал» АК «Алроса»

Так, на руднике «Айхал» АК «Алроса» определено исходное поле напряжений и проведена оценка состояния рудной потолочины на основе математического моделирования методом граничных интегральных уравнений с применением адаптированной расчетной модели по данным организованного геомеханического мониторинга.

Напряжения, действующие в массиве горных пород, определялись методом параллельных скважин [4].

На рис. 2 приведена схема расположения станций замера напряжений (СЗН) в выработках на отм. ±0 м. Измерения на СЗН±0-1 выполнены с использованием бурового оборудования ИГД СО РАН (Husqvarna) с максимально возможной глубиной бурения до 2,5 м, что требует учета коэффициентов концентрации влияния выработки прежде всего для вертикальной компоненты напряжений. Измерения на СЗН±0-2 осуществлялись с использованием бурового станка НКР рудника, позволяющего провести измерения за зоной влияния выработки.

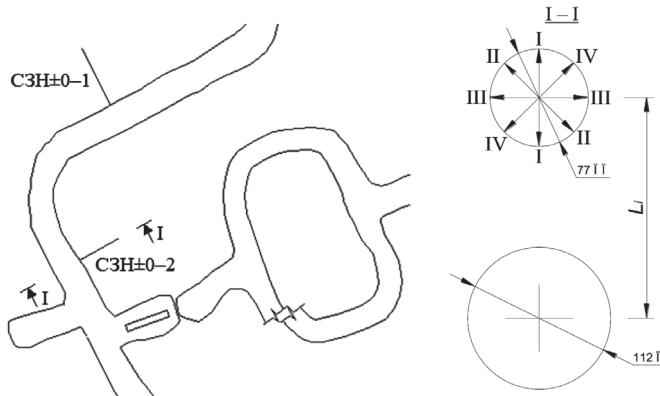


Рис. 2
Схема расположения СЗН на отм. ±0 м (а); ориентация измерительных балочек деформометра и геометрические параметры эксперимента (б)

Fig. 2
Schematic map of stress measurement stations at the ±0 m elevation (a); orientation of the measuring pipes of the deformation meter and geometric parameters of the experiment (b)

На рис. 3 приведен график изменения смещений контура измерительной скважины СЗН±0-1 на глубине установки деформометра (ГУД), равной 0,39 м, вызванных бурением возмущающей (параллельно измерительной) скважины, а на рис. 4 – при ее ступенчатом нагружении равномерным давлением.

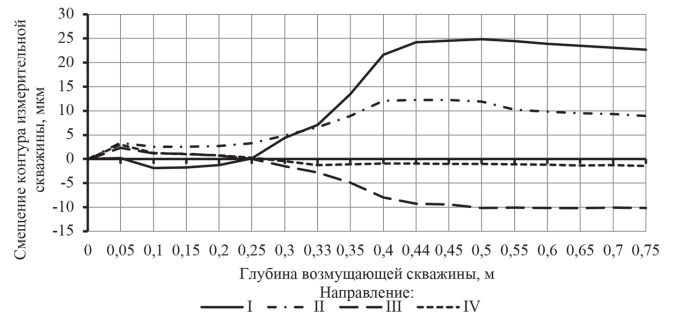


Рис. 3
График радиальных смещений, мкм, контура измерительной скважины по направлениям деформометра при бурении возмущающей скважины

Fig. 3
Line graph of radial displacements (µm) of the measuring borehole contour along the directions of the deformation meter while drilling the active borehole

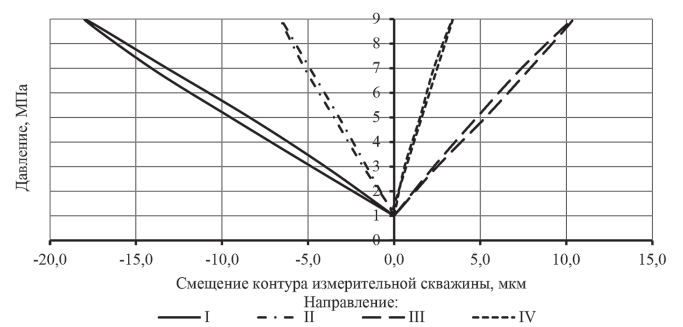


Рис. 4
График смещений, мкм, контура измерительной скважины по направлениям деформометра при ступенчатом нагружении равномерным давлением стенок возмущающей скважины

Fig. 4
Line graph of displacements (µm) of the measuring borehole contour along the directions of the deformation meter during increment loading with uniform pressure on the walls of the active borehole

Анализ приведенных данных на рис. 4 показал надежность работы четырехкомпонентного деформометра, обеспечивающего стабильность показаний по измерительным направлениям до начала и после завершения бурения возмущающей скважины. Графики радиальных смещений контура скважины при ее нагружении свидетельствуют о применимости упругой расчетной модели (линейная зависимость смещений от давления без остаточных смещений после разгрузки, см. рис. 4) и позволяют оценить модуль упругости массива на участке измерений:

$$\sigma_{\text{э}} = \frac{E}{4(1-\nu^2)} = 2,5 \text{ ГПа} .$$

Результаты оценки напряжений на СЗН±0-1 приведены в табл. 1 и на рис. 5.

Таблица 1
Величины напряжений (МПа) на СЗН±0-1

Table 1
Stress values (MPa) at the stress measurement station ±0-1

ГУД, м	$\sigma_{\text{в}}$	$\sigma_{\text{г}}$	$\tau_{\text{вг}}$	σ_1	σ_2	$\Gamma\sigma_2$, град
0,39	-6,6	-2,6	1,1	-2,4	-6,9	76

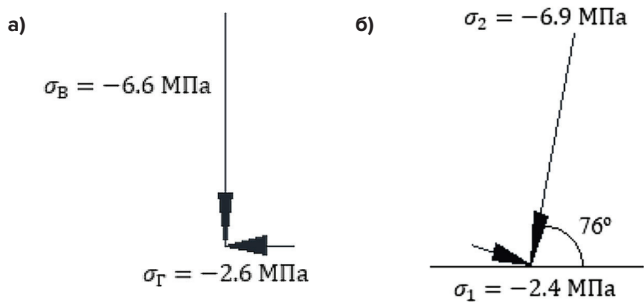


Рис. 5
Направления и величины компонент (а) и квазиглавных (б) напряжений

Fig. 5
Directions and magnitudes of component (a) and quasi-principal (б) stresses

σ_B – вертикальная компонента напряжений;
 σ_G – горизонтальная компонента напряжений;
 τ_{BG} – касательная компонента напряжений;
 σ_1, σ_2 – квазиглавные величины напряжений в вертикальной плоскости, перпендикулярной оси скважины;
 σ_2 – угол направления действия максимального квазиглавного напряжения относительно горизонта.

Величина вертикальной компоненты напряжений на гор. ± 0 м, вызванная весом налегающей толщи пород, равна $\gamma H = 10$ МПа.

Для сравнительной оценки экспериментально определенных величин напряжений с расчетными значениями, полученными с учетом перераспределения напряжений в окрестности горной выработки, выполним оценку коэффициентов концентрации вертикальной компоненты напряжений в приконтурном массиве при упругом его поведении.

В связи с тем что измерения проводились в зоне влияния выработки, для интерпретации результатов измерений на нетронутый массив выполнены расчеты коэффициентов концентрации, рассчитанные по упругой модели в плоскости поперечного сечения выработки для различных сочетаний единичных нагрузок. В качестве примера на рис. 6 приведены графики изолиний коэффициентов концентрации напряжений при сочетании нагрузок на бесконечности $\sigma_G^\infty = 0, \sigma_B^\infty = 1, \tau_{GB}^\infty = 0$. В табл. 2 приведены значения интегральных коэффициентов концентрации вертикальных напряжений по створу измерительной скважины.

Результаты расчетов коэффициентов концентрации напряжений свидетельствуют о том, что наибольшие их изменения фиксируются на удалении до двух метров от контура выработки. Дальнейшее удаление вглубь массива приводит к снижению влияния выработки на напряженно-деформированное состояние массива в её окрестности. В частности, на расстоянии, сопоставимом с размером выработки (5 м), вертикальные напряжения массива не более чем на 8% отличаются от вертикальных напряжений нетронутого массива (см. табл. 1).

Результаты расчетов коэффициентов концентрации напряжений свидетельствуют о том, что наибольшие их изменения фиксируются на удалении до двух метров от контура выработки. Дальнейшее удаление вглубь массива приводит к снижению влияния выработки на напряженно-деформированное состояние массива в её окрестности. В частности, на расстоянии, сопоставимом с размером выработки (5 м), вертикальные напряжения массива не более чем на 8% отличаются от вертикальных напряжений нетронутого массива (см. табл. 1).

Таблица 2
Интегральные коэффициенты концентрации вертикальных напряжений K_B по створу измерительной скважины

Table 2
Integral coefficients of vertical stress concentrations K_B along the measuring borehole

Глубина от контура, м	0	0,39	0,6	1,1	1,77	2	2,44	3	4	5	6	7	8
K_B	1,47	1,62	1,64	1,60	1,45	1,40	1,30	1,26	1,11	1,08	1,05	1,02	1,00

Коэффициент концентрации вертикальной компоненты на ГУД = 0,39 м, определенный по результатам численных расчетов распределения напряжений в окрестности выработки, составил $K_B = 1,62$. С учетом этого расчетное значение вертикальной компоненты напряжений $\sigma_B^D = 10 \text{ МПа} \times 1,62 = 16,2 \text{ МПа}$, что существенно (в 2,5 раза) больше определенного в эксперименте значения $\sigma_B = 6,6 \text{ МПа}$ (см. табл. 1).

Результаты оценки напряжений на СЗН $\pm 0-2$ приведены в табл. 3 и на рис. 7. При этом значения модулей упругости σ_x на глубинах установки деформометра на 0,6 м и 1,1 м от контура выработки составили 3,5 ГПа и 3,3 ГПа соответственно.

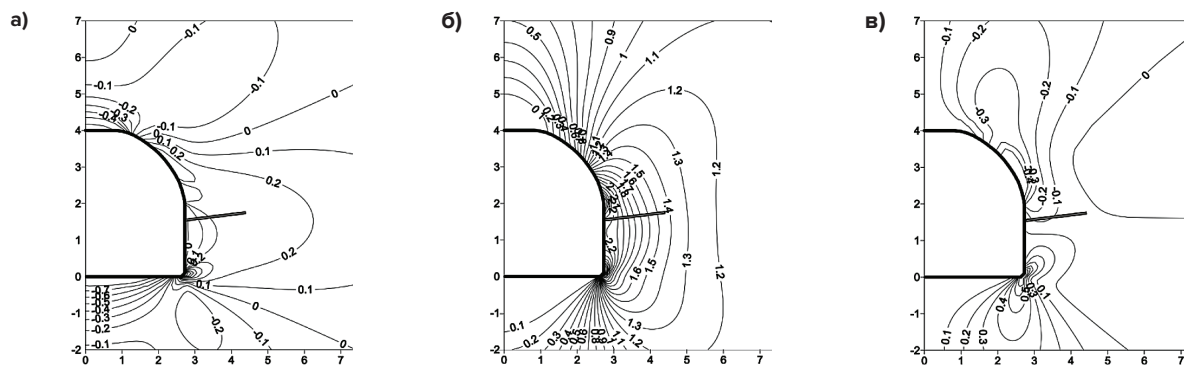


Рис. 6
Коэффициенты концентрации горизонтальных (а), вертикальных (б) и касательных (в) напряжений при $\sigma_G^\infty = 0, \sigma_B^\infty = 1, \tau_{GB}^\infty = 0$

Fig. 6
Concentration coefficients of horizontal (а), vertical (б) and tangential (в) stresses $\sigma_G^\infty = 0, \sigma_B^\infty = 1, \tau_{GB}^\infty = 0$

Таблица 3
Величины напряжений, МПа, на СЗН±0–2

ГУД, м	σ_B	σ_T	τ_{BT}	σ_1	σ_2	$\Gamma\sigma_2$, град
0,6	-12,8	-3,4	2,6	-2,7	-13,5	76
1,1	-16,8	-7,2	1,3	-7,0	-16,9	82
1,77	-17,1	-6,0	-2,3	-5,5	-17,5	-79
2,44	-12,4	-3,4	-4,0	-1,8	-13,9	-69

В табл. 4 приведены расчетные значения вертикальной компоненты напряжений (σ_B^p) с учетом коэффициентов концентрации в окрестности выработки и экспериментальные данные (σ_B).

Таблица 4
Сравнение расчетных и определенных экспериментально значений вертикальной компоненты напряжений на СЗН±0–2

ГУД, м	σ_B^p , МПа	σ_B , МПа	Коэффициент концентрации
0,6	-16,7	-12,8	1,67
1,1	-15,9	-16,8	1,59
1,77	-14,3	-17,1	1,43
2,44	-13,4	-12,4	1,34

Table 3
Stress values (MPa) at the stress measurement station ±0-2

Table 4
Comparison of calculated and experimentally determined values of the vertical stress component at the stress measurement station ±0-2

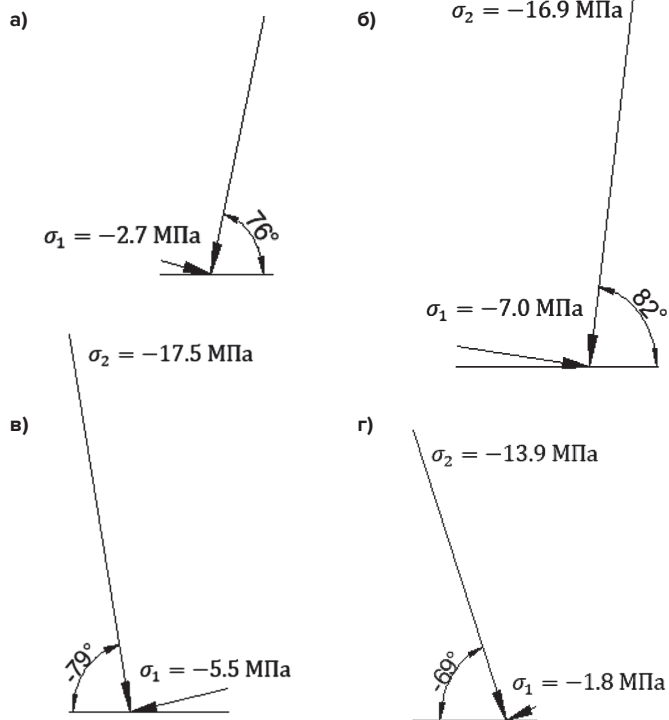


Рис. 7
Величины и направления действия квазиголовных напряжений на СЗН±0–2 на ГУД: а – 0,6 м; б – 1,1 м; в – 1,77 м; г – 2,44 м

Fig. 7
Magnitudes and directions of action of quasi-head stresses at the stress measurement station ±0-2 at the deformation meter installation depth: а – 0.6 m; б – 1.1 m; в – 1.77 m; г – 2.44 m

Расхождение расчетных и экспериментальных данных вызвано частичным ослаблением приконтурного массива выработки, пройденной буровзрывным способом (рис. 8). В результате вблизи контура измеренная величина вертикального напряжения в 1,3 раза меньше расчетного, а на удалении от контура на 1,77 м – в 1,2 раза больше расчетного.

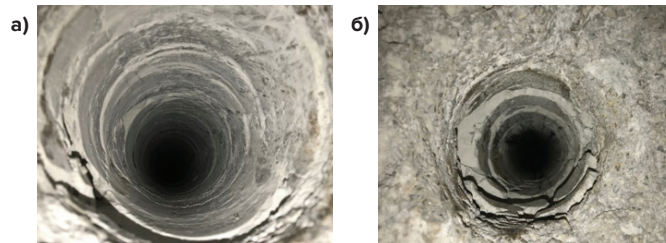


Рис. 8
Нарушения на контуре скважин: а – СЗН±0–1; б – СЗН±0–2

Fig. 8
Disturbances at the borehole contour: а – stress measurement station ±0-1; б – stress measurement station ±0-2

Среднее значение горизонтальной составляющей напряжений на СЗН±0–2 с учетом коэффициента концентрации, близкого к 1, равно 5 МПа, что составляет 0,5 γH .

Далее после уточнения исходного поля напряжений были выполнены численные расчеты деформированного состояния потолочины с учетом экспериментальных данных оседаний центральной части орта 1. На основе результатов моделирования можно дать прогнозную оценку «эффективной» толщины, т.е. мощности монолитной рудной толщи потолочины при ее упругом деформировании, при котором теоретические значения осадок в центральной части орта сопоставимы с экспериментальными данными осадок. По результатам расчетов «эффективная» толщина потолочины составила 14–15 м. С учетом проектной толщины предохранительного целика 25 м при 14–15 м ее «эффективной» толщины зона неупругих деформаций составляет около 40%, что соответствует работоспособному состоянию целика.

Сравнительная геомеханическая оценка применения геотехнологий

Другой существенный результат применения цифровых геомеханических моделей получен при выполнении сравнительной геомеханической оценки вариантов системы отработки.

Так, на одном из действующих полиметаллических месторождений возникла необходимость в погашении подкарьерных запасов в сложных геомеханических условиях, характеризующихся крутым падением с мощностью рудных залежей 5,0–30,0 м. Глубина залегания рудных тел – 0–500 м. Вмещающие породы месторождения преимущественно плотные, монолитные, в целом высокопрочные со слабой, средней и на отдельных участках интенсивной трещиноватостью. Крепость руд составляет $f = 6-7$, пород – $f = 11-13$. Выемка основных запасов на руднике производится системами разработки с твердеющей закладкой.

Однако, принимая во внимание горнотехнические факторы, а именно карьерную выемку, вскрытие, а также расположенность производственных объектов наземной инфраструктуры, возникли проблемы, обу-

словливающие непомерный рост материально-трудовых затрат на приготовление и транспорт твердеющей смеси, что существенно снизило интенсивность извлечения подкарьерных запасов и в целом эффективность ведения горных работ. В этой связи возникла необходимость в рассмотрении технической возможности отработки подкарьерных запасов системами разработки без использования твердеющей закладки.

Для этого с использованием численного моделирования была дана геомеханическая сравнительная оценка двух вариантов способов погашения подкарьерных запасов на конечной стадии их отработки: вариант 1 – с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями; вариант 2 – с обрушением руды и вмещающих пород.

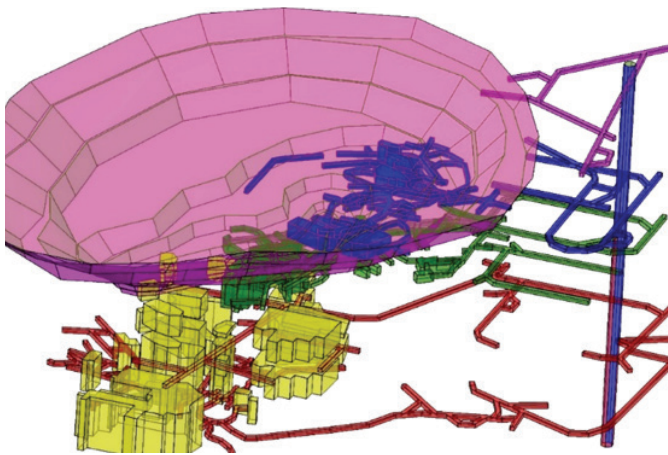


Рис. 9
Трехмерная каркасная модель горнотехнической обстановки области подкарьерных запасов месторождения, визуализация подземных и открытых горных работ

Fig. 9
A 3D wireframe model of the mining settings in the pit reserves area of the deposit, visualization of underground and surface mining operations

Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) и расчеты устойчивости элементов горнотехнической конструкции (рис. 9) были выполнены в пределах теории упругости в трехмерной постановке задачи методом конечных элементов (МКЭ) с использованием лицензионного программного комплекса ANSYS [7–10].

В численных решениях слагающие месторождение горные породы моделировались согласно выделенным доменам (т.е. составу литологической модели массива подкарьерных запасов месторождения) как сплошные, упругие, изотропные, линейно-деформируемые материалы с физико-механическими свойствами трещиноватого массива (использовался приведенный модуль упругости), представленными в табл. 5.

На рис. 10, а в системе координат x, y, z приведен параллелепипед – расчетная область $R - (0 \leq x \leq L_x, 0 \leq y \leq L_y, 0 \leq z \leq L_z)$ с основными параметрами и постановкой задачи (краевыми условиями). Ось y – направлена вертикально, ось z – близко к простиранию рудной зоны; ось x – близко по простиранию рудной зоны. На рис. 10, б представлено фрагментарно показательное сечение, более полно включающее состояние горнотехнической обстановки в области влияния подкарьерных запасов на руднике.

Граничные условия задачи принимаются в соответствии с параметрами действующего на месторождении исходного природного поля напряжений.

Основные результаты моделирования представляются в виде картин техногенных геомеханических полей напряжений и прогнозируемых областей возможных разрушений различного рода обнажений в зависимости от нарушенности геосреды – коэффициента структурного ослабления K_c , который изменяется от 0,25 до 0,15 (рис. 11–12). При этом в качестве критерия оценки устойчивости массива использовалось условие предельного равновесия в главных максимальных и минимальных напряжениях (критерий Кулона–Мора [11–14]).

Таблица 5
Физико-механические свойства трещиноватого массива горных пород, принятые в численных расчетах

Table 5
Physical and mechanical properties of the fractured rock mass adopted in numerical calculations

Литология породного массива	Плотность γ , т/м ³	Предел прочности на растяжение, МПа	Предел прочности на сжатие, МПа	Эффективный (приведенный) модуль упругости, МПа	Коэффициент Пуассона	Сцепление в образце C , МПа	*Расчетное значение сцепления пород с учетом K_c , (C), МПа		Угол внутреннего трения φ в образце, град	*Расчетный угол внутреннего трения φ , град
							K_c , доли ед			
							0,25	0,15		
Порфиры, диабазы	2,8	15,0	140	15000	0,22	21,0	5,3	3,2	54	37
Лавы, брекчии	2,7	7,5	57	5000	0,18	10,0	2,5	1,5	51	34
Алевриты	2,7	7,0	53	3500	0,18	9,5	2,4	1,4	52	35
Полиметаллическая руда	3,2	13,0	101	9000	0,21	17,0	4,3	2,6	50	33
Твердеющая закладка	2,0	0,35	4	1500	0,35	1,0	-	-	25	-

* при определении устойчивости используются расчетные характеристики сцепления и угла внутреннего трения соответственно с учетом коэффициента структурного ослабления K_c и коэффициента запаса устойчивости η 1,6–1,8 ($\varphi = \arctg(\eta \cdot c_{образец} / \eta)$).

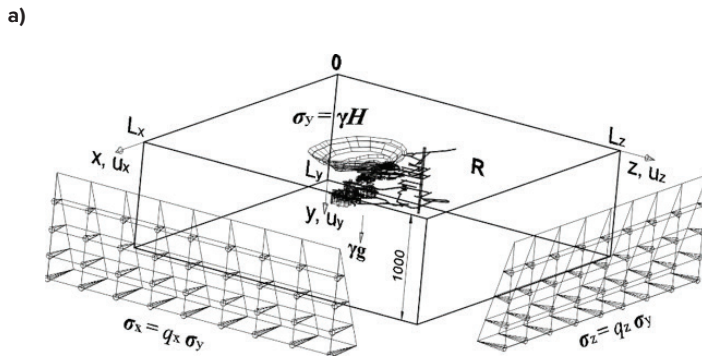


Рис. 10
Расчетная схема и основные параметры к определению НДС массива пород

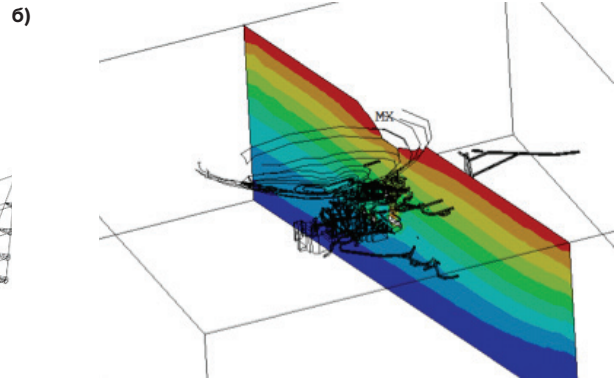


Fig. 10
Calculation scheme and the key parameters for determination of the stress-and-strain state of the rock mass

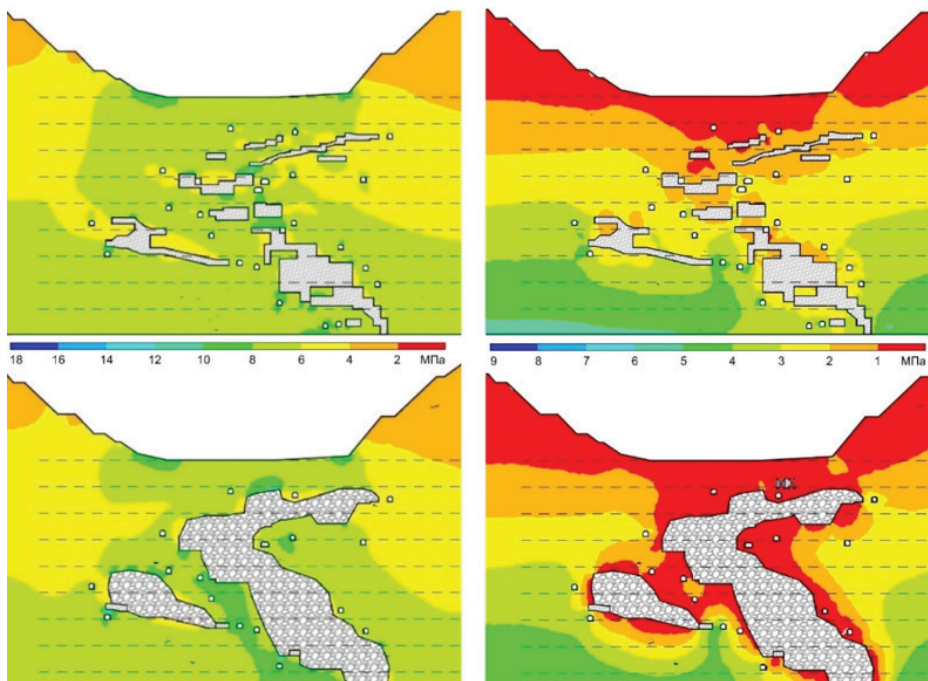


Рис. 11
Характер распределения максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) главных напряжений в створе анализируемого субвертикального разреза

Fig. 11
Distribution patterns of maximum σ_1 (a) and minimum σ_3 (б) principal stresses in the analyzed near-vertical cross section

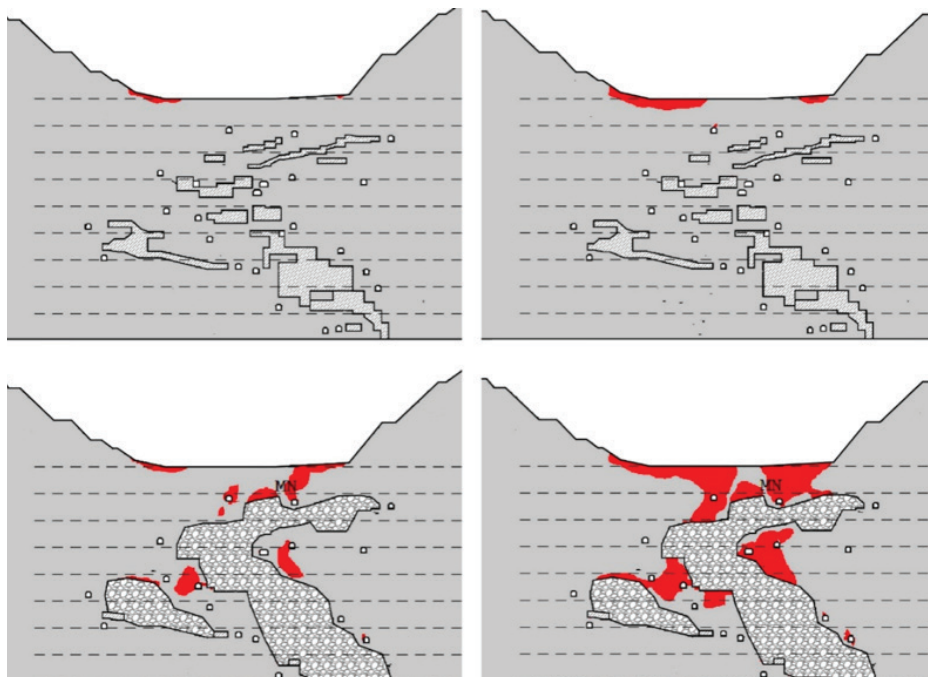


Рис. 12
Прогнозируемые области потери устойчивости массива пород в створе анализируемого субвертикального разреза: а – при $K_c = 0,25$; б – $K_c = 0,15$

Fig. 12
Predicted areas of rock mass stability loss in the analyzed near-vertical cross section: а – at $K_c = 0.25$; б – $K_c = 0.15$

Результаты численных исследований геомеханической обстановки при отработке подкарьерных запасов месторождения технологией с закладкой выработанного пространства (вариант 1) и с обрушением (вариант 2) показали следующее:

– величины напряжений σ_1 в рудо-породном массиве подкарьерной области достигают значений для варианта 1 и 2 соответственно 4,0–8,0 и 3,0–14,0 МПа. Аналогично напряжений σ_3 – 0,0–3,0 МПа и –1,0–4,0 МПа. Наличие зон растяжения для варианта 2 является неблагоприятным аспектом для сохранения устойчивости массива пород, обуславливая его состояние, близкое к двухосному сжатию;

– участки растяжения для варианта 2 характерны для придонной области карьера и большей части его уступов (особенно нижних), а также в полном объеме для контуров выработанных пространств и нарезных выработок, попадающих в границы влияния очистной выемки. При этом кровля и борта подэтажных штреков (ортов) испытывают усилия σ_3 в диапазоне соответственно от –1,0 (в местах сопряжения с буро-доставочными выработками) до 4,0 МПа и от 1,0 до 6,0 МПа. Области с растягивающими усилиями также преобладают в виде локальных зон в «теле» обрабатываемых панелей, особенно на границах контакта отбываемого слоя с выработанным пространством. Возникновение растягивающих напряжений в рудном массиве отбываемых слоев, бортах и кровле буро-доставочных ортов (штреков), находящихся в области ведения очистных работ, отрицательно сказывается на их устойчивости и обуславливает прогнозирование потери устойчивости нарезных горных выработок;

– соотношение максимальных и минимальных напряжений с точки зрения устойчивости пород является «приемлемым», так как горнотехническая конструкция в целом испытывает для варианта 1 объемное сжатие (отсутствуют растягивающие напряжения) и близкое к всестороннему сжатию в варианте 2. В последнем случае наблюдается возникновение обособленных зон с значительными растягивающими усилиями;

– НДС пород вокруг полевых подготовительных и капитальных выработок в условиях рассмотренных вариантов не является критическим. Удаленность полевых выработок от очистных забоев обеспечивает их сохранность;

– установлено, что напряжения, возникающие в массиве с учетом его нарушенности, не превышают значений прочностных характеристик пород по условиям сжатия, растяжения и сдвига. Вместе с этим имеются локальные участки рудо-породного массива, где напряжения являются запредельными (для сценария 2, в границах влияния очистных пространств и выработок, попадающих в область их влияния), предвзято неблагоприятные условия эксплуатации нарезных выработок, особенно мест сопряжений буро-доставочных ортов и подэтажных полевых штреков. Также имеются области массива пород в зоне отбываемых слоев, которые находятся в близком к предельному состоянию, где наиболее вероятно ожидать потерю их устойчивости и интенсивного трещинообразования – области влияния очистной выемки обрабатываемой панели. Все эти элементы горнотехнической конструкции – сопряжения, а в некоторых случаях и собственно участки буро-доставочных выработок, а также подэтажных полевых штреков подлежат обязательному креплению;

– по принятому критерию прочности установлено, что в целом в одинаковой степени локальному разрушению подвержены борта и кровля нарезных выработок и особенно их сопряжений, а также сбоек, попадающих в область влияния очистной выемки;

– для варианта 1, предусматривающего отработку подкарьерных запасов камерными и слоевыми системами разработки с твердеющей закладкой, обширных зон разрушений массива пород в конструктивных элементах сложившейся горнотехнической конструкции не выявлено. Однако в условиях высокой нарушенности горного массива наиболее вероятно прогнозируются участки разрушений, характерные для придонной части карьера, его уступов и кровли погашенных и заложенных выработанных пространств;

– в условиях варианта 2 области потерь устойчивости элементов горнотехнической конструкции наблюдаются по всему контуру выработанных пространств, а также в одинаковой степени в бортах и кровле нарезных выработок. Наиболее неблагоприятная ситуация характерна для нарушенности пород с коэффициентом структурного ослабления $K_c = 0,15$. В данном случае зоны запредельного деформирования пород носят весьма обширный характер, охватывают значительную часть вертикальной площади подкарьерного горного массива с выходом возможных обрушений в карьер, причем по всему его контуру. Отсутствие на уступах и по границам карьерной выемки поверхностных зданий и объектов, транспортных и других коммуникаций (производственной инфраструктуры), обслуживающих горное предприятие, является основным условием возможного развития подземных работ системами с обрушением, так как зона сдвига будет полностью охватывать «тело» карьера, выходя за его границы на расстояние до 100 м. Дальнейшее накопление пустот в процессе выемки подкарьерных запасов недопустимо;

– отработка подкарьерных запасов месторождения по варианту 1 (камерными и слоевыми системами разработки с твердеющей закладкой) является с точки зрения обеспечения безопасности горных работ наиболее надежной, рациональной и не вызывает сомнений в части эффективной выемки;

– извлечение подкарьерных запасов системами с обрушением представляется допустимым при условиях:

- нарушенности рудо-породного массива с K_c не ниже 0,2;
- отсутствия поверхностных объектов горнотехнической инфраструктуры рудника в границах карьера и прогнозируемой области сдвига массива пород вследствие выхода воронки обрушения на дневную поверхность (карьерную выемку);
- исключения дальнейшего накопления пустот.

Обобщение НДС пород и их устойчивости в условиях развития выемки по варианту 1 свидетельствует о том, что в целом горнотехническая конструкция отработки подкарьерных запасов оценивается как «допредельная», для варианта 2 – «предельная».

Также следует отметить, что участки подготовительных нарезных выработок, находящиеся в области влияния очистных забоев независимо от варианта применяемой системы разработки, а также различного рода сопряжения подлежат обязательному креплению с применением как индивидуальных, так и комбинированных, в том числе и анкерных крепей. При этом необходим постоян-

ный контроль за деформациями подработанного массива пород и дневной поверхности путем установки мониторинговых станций.

Нарушенность массива пород с коэффициентом структурного ослабления K_s ниже 0,15 исключает возможность развития горных работ по варианту 2 с применением технологий с обрушением руды. В данном случае безопасная отработка подкарьерных запасов возможна только путем применения систем разработки с твердеющей закладкой.

Таким образом, выполненное геомеханическое обоснование позволило установить область безопасного применения технологий с закладкой и обрушением при отработке подкарьерных запасов в зависимости от горно-геологических условий выемки.

Заключение

На основе изложенного, учитывая опыт применения цифровых геомеханических моделей для выполнения оценки устойчивости подземных горных выработок и целесообразности применения геотехнологий, можно заключить следующее.

Достоверность оценки НДС горных выработок и конструктивных элементов разработки по результатам численного моделирования на основе цифровых моде-

лей месторождения определяется надежностью обоснования расчетной геомеханической модели исходной информацией по параметрам механических свойств и напряженного состояния породного массива, используемых в качестве граничных условий.

Выбор методов, измерительных средств и участков контроля при создании системы геомеханического мониторинга элементов сооружений базируется на предварительных результатах численных расчетов их НДС в процессе ведения горных работ.

Сравнение экспериментальных данных мониторинга деформаций и смещений породного массива с расчетными значениями позволяет адаптировать параметры расчетной модели, используемой в дальнейшем для надежного прогноза и оценки геомеханической ситуации в процессе развития горных работ.

Цифровые расчетные модели месторождений полезных ископаемых совместно с организацией системы геомеханического мониторинга необходимо использовать при контроле наиболее ответственных горнотехнических сооружений, таких как предохранительные целики, рудные потолчины под водными объектами, отработка участков месторождений в переходной зоне от открытых работ к подземным.

Список литературы

1. Лукичев С.В., Наговицын О.В. Цифровая трансформация и технологическая независимость горнодобывающей отрасли. *Горная промышленность*. 2022;(5):74–78. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-5-74-78>
2. Лукичев, С.В. Цифровое прошлое, настоящее и будущее горнодобывающих предприятий. *Горная промышленность*. 2021;(4):73–79. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2021-4-73-79>
3. Неверов А.А., Неверов С.А., Тапсиев А.П., Шукин С.А., Васичев С.Ю. Обоснование геотехнологий выемки рудных месторождений на основе развития модельных представлений об изменении параметров природного поля напряжений. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2019;(4):74–89. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20190409>
4. Курленя М.В., Барышников В.Д., Барышников Д.В., Гахова Л.Н., Качальский В.Г., Хмелинин А.П. Разработка и совершенствование скважинных методов оценки и контроля напряженно-деформированного состояния инженерных горных сооружений. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2019;(4):182–195. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20190420>
5. Курленя М.В., Попов С.Н. Теоретические основы определений напряжений в горных породах. Новосибирск: Наука; 1983. 97 с.
6. Барышников В.Д., Барышников Д.В., Хмелинин А.П. К вопросу экспериментального определения напряжений во вмещающих породах рудника «Айхал» АК «АЛРОСА». *Интерэкспо Гео-Сибирь*. 2018;5:265–271.
7. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L. Zhu J.Z. *The finite element method: Its basis and fundamentals*. 6th ed. Butterworth-Heinemann; 2005. 733 p. Available at: https://archive.org/details/finiteelementmet0000zien_q2q0
8. Zhang X. *Particle Finite Element Method in Geomechanics. A thesis submitted in partial fulfilment of requirement for the degree of Doctor of Philosophy*. The University of Newcastle; September 2014. 174 p. Available at: <https://www.researchgate.net/publication/301351333>
9. Фадеев А.Б. *Метод конечных элементов в геомеханике*. М.: Недра; 1987. 221 с. Режим доступа: <https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-metod-konechnyh-elementov-v-geomehanike.pdf>
10. Курленя М.В., Серяков В.М., Еременко А.А. *Техногенные геомеханические поля напряжений*. Новосибирск: Наука; 2005. 264 с.
11. Казикаев Д.М. *Геомеханика подземной разработки руд*. М.: МГУ; 2005. 542 с.
12. 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. In: *16th International Multidisciplinary Scientific Geoconference, SGEM 2016. June 30–July 6, 2016. Albena, Bulgaria*. 2016, vol. 2, pp. 443–450. <https://doi.org/10.5593/SGEM2016/B12/S03.058>
13. Feng D.-K., Zhang J.-M., Hou W.-J. Three-dimensional direct-shear behaviors of a gravel-structure interface. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. 2018;144(12):04018095. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GT.1943-5606.0001968](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GT.1943-5606.0001968)
14. Неверов А.А. Геомеханическое обоснование нового варианта камерной выемки пологих мощных залежей с выпуском руды из подконсольного пространства. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2012;(6):87–97.

References

1. Lukichev S.V., Nagovitsyn O.V. Digital transformation and technological independence of the mining industry. *Russian Mining Industry*. 2022;(5):74–78. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-5-74-78>

2. Lukichev S.V. Digital past, present, and future of mining industry. *Russian Mining Industry*. 2021;(4):73–79. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2021-4-73-79>
3. Neverov A.A., Neverov S.A., Tapsiev A.P., Shchukin S.A., Vasichev S.Y. Substantiation of geotechnologies for underground ore mining based on the model representations of change in the natural stress field parameters. *Journal of Mining Science*. 2019;55(4):582–595. <https://doi.org/10.1134/S106273911904593X>
4. Kurlenya M.V., Baryshnikov V.D., Baryshnikov D.V., Gakhova L.N., Kachal'sky V.G., Khmelinin A.P. Development and improvement of borehole methods for estimating and monitoring stress-strain behavior of engineering facilities in mines. *Journal of Mining Science*. 2019;55(4):682–694. <https://doi.org/10.1134/S106273911904604X>
5. Kurlenya M.V., Popov S.N. *Theoretical bases for determining rock stresses*. Novosibirsk: Nauka; 1983. 97 p. (In Russ.)
6. Baryshnikov V.D., Baryshnikov D.V., Khmelinin A.P. Experimental determination of stresses in enclosing rocks of “Aykhal” mine, “Alrosa” enterprise. *Interesko Geo-Sibir*. 2018;5:265–271. (In Russ.)
7. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L. Zhu J.Z. *The finite element method: Its basis and fundamentals*. 6th ed. Butterworth-Heinemann; 2005. 733 p. Available at: https://archive.org/details/finiteelementmet0000zien_q2q0
8. Zhang X. *Particle Finite Element Method in Geomechanics. A thesis submitted in partial fulfilment of requirement for the degree of Doctor of Philosophy*. The University of Newcastle; September 2014. 174 p. Available at: <https://www.researchgate.net/publication/301351333>
9. Fadeev A.B. *Finite element method in Geomechanics*. Moscow: Nedra; 1987. 221 p. (In Russ.) Available at: <https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-metod-konechnyh-elementov-v-geomehanike.pdf>
10. Kurleniya M.V., Seryakov V.M., Eremenko A.A. *Man-induced geomechanical stress fields*. Novosibirsk: Nauka; 2005. 264 p. (In Russ.)
11. Kazikaev D.M. *Geomechanics of underground ore mining*. Moscow: Moscow State Mining University; 2005. 542 p. (In Russ.)
12. 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. In: *16th International Multidisciplinary Scientific Geoconference, SGEM 2016. June 30–July 6, 2016. Albena, Bulgaria*. 2016, vol. 2, pp. 443–450. <https://doi.org/10.5593/SGEM2016/B12/S03.058>
13. Feng D.-K., Zhang J.-M., Hou W.-J. Three-dimensional direct-shear behaviors of a gravel-structure interface. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. 2018;144(12):04018095. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GT.1943-5606.0001968](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GT.1943-5606.0001968)
14. Neverov A.A. Geomechanical substantiation of modified room-work in flat thick deposits with ore drawing under overhang. *Journal of Mining Science*. 2012;48(6):1016–1024. <https://doi.org/10.1134/S1062739148060093>

Информация об авторах

Хмелинин Алексей Павлович – кандидат технических наук, директор, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация; e-mail: hmelinin@misd.ru

Барышников Василий Дмитриевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией диагностики механического состояния массива горных пород, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

Неверов Александр Алексеевич – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

Шукин Сергей Анатольевич – младший научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

Васичев Сергей Юрьевич – младший научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

Информация о статье

Поступила в редакцию: 17.10.2023

Поступила после рецензирования: 22.11.2023

Принята к публикации: 03.12.2023

Information about the authors

Aleksey P. Khmelinin – Cand. Sci. (Eng.), Director, Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; e-mail: hmelinin@misd.ru

Vasily D. Baryshnikov – Cand. Sci. (Eng.), Head of Laboratory for Diagnostics of Mechanical Condition of Rock Masses, Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

Aleksandr A. Neverov – Dr. Sci. (Eng.), Leading Research Associate, Laboratory of Underground Mining of Ore Deposits, Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

Sergey A. Shchukin – Junior Research Associate, Laboratory of Underground Mining of Ore Deposits, Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

Sergey Yu. Vasichev – Junior Research Associate, Laboratory of Underground Mining of Ore Deposits, Mining Institute named after N.A. Chinakal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

Article info

Received: 17.10.2023

Revised: 22.11.2023

Accepted: 03.12.2023