ISSN 2411-3336; e-ISSN 2541-9404

ЗАПИСКИ ГОРНОГО ИНСТИТУТА

Journal of Mining Institute

Сайт журнала: pmi.spmi.ru



Научная статья

Прогнозная оценка разубоживания руды при отработке маломощных крутопадающих залежей системой подэтажных штреков

А.Ж.Имашев, А.М.Суимбаева✉, А.А.Мусин

Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан

Как цитировать эту статью: Имашев А.Ж., Суимбаева А.М., Мусин А.А. Прогнозная оценка разубоживания руды при отработке маломощных крутопадающих залежей системой подэтажных штреков // Записки Горного института. 2024. Т. 266. С. 283-294. EDN GPKEBJ

Аннотация. Цель исследования – изучение напряженно-деформированного состояния приконтурного массива горных пород вокруг очистного блока и прогнозная оценка разубоживания руды с учетом изменения мощности рудного тела при отработке маломощных рудных залежей на примере рудника Жолымбет. Изучение особенностей формирования напряженно-деформированного состояния проводилось по методике, основанной на использовании численных методов исследований с учетом геологического индекса прочности (GSI), который позволяет учитывать структурные особенности горных пород, трещиноватость, литологию, обводненность и другие прочностные показатели, за счет чего происходит корректный переход от прочности образца горных пород к прочности массива. Результаты численного анализа напряженно-деформированного состояния приконтурной части массива горных пород методом конечных элементов по критерию прочности Hoek – Brown позволили оценить геомеханическое состояние в приконтурном массиве при условии изменения мощности рудного тела и прогнозировать объем разубоживания руды. Установлено, что при отработке рудных залежей малой мощности на прогнозное значение разубоживания руды оказывают влияние мощность рудного тела и GSI. Получена зависимость изменения значений разубоживания руды от GSI с учетом изменения мощности рудного тела от 1 до 3 м. Анализ результатов исследования показал, что прогнозные размеры зоны разрушения пород вокруг очистных блоков имеют достаточно большие значения, за счет чего не достигаются показатели планового разубоживания руды. Возникает необходимость снижения сейсмического воздействия силы взрыва на законтурный массив горных пород и обновления паспорта буровзрывных работ.

Ключевые слова: разубоживание руды; маломощные рудные тела; численное моделирование; напряженно-деформированное состояние; геологический индекс прочности

Благодарность. Исследование профинансировано Комитетом науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (грант AP13268891).

Поступила: 14.03.2023 ***Принята: 25.10.2023*** ***Онлайн: 22.02.2024*** ***Опубликована: 25.04.2024***

Введение. В мировой практике горнодобывающего производства разработка месторождений маломощных рудных залежей все чаще производится системой подэтажных штреков [1-3]. Главным преимуществом такой системы разработки является ее высокая производительность, а одним из основных недостатков – высокие показатели потерь и разубоживания руды. Высокий уровень разубоживания руды приводит к увеличению расходов на транспортировку и переработку руды, соответственно увеличивается себестоимость полезного ископаемого [4-6]. Исследования в рамках данной работы направлены на установление зависимости показателя разубоживания руды от значений рейтинговой оценки массива горных пород.

Используются различные комплексы мероприятий и рекомендаций с целью существенного снижения разубоживания руды. Они связаны с выбором системы разработки в соответствии с геологическим строением месторождения и способом его вскрытия, совершенствованием технологии разработки, изменением основных параметров систем разработки, внедрением дополнительных элементов к применяемой технологии, ведением раздельной отработки части запасов и т.д. Существует достаточно большое количество методов определения и учета разубоживания руды. За последние десятилетия в развитие и совершенствование методик расчета разубоживания руды

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

внесли большой вклад такие исследователи, как S.Korigov [7], H.D.Jang [8], I.Masoumi [9], E.Villaescusa [10], A.Papaioanou [11], М.Маринин [12], С.Н.Фомин [13], В.М.Лизункин [14], И.Н.Савич [15], С.М.Ткач [16], С.А.Батугин [17], И.В.Соколов [18], А.М.Павлов [19], M.Mohseni [20], E.Topal [21], M.A.Hefni [22, 23], D.P.Cordova [24], T.R.Câmara [25] и др.

Проблема разубоживания руды при отработке маломощных месторождений весьма актуальна. Особенностью технологии освоения месторождений маломощных залежей системой подэтажных штреков является сверхплановое разубоживание руды за счет прихвата прилегающей толщи вмещающих горных пород. Например, на руднике Жолымбет при ведении очистных работ происходит сверхплановое разубоживание руды – фактические показатели достигают 70-75 % при утвержденных проектных не более 38 %. Исходя из горно-геологических условий залегания рудных залежей и горнотехнических возможностей рудника принята система разработки подэтажных штреков.

Цель исследования – прогнозная оценка первичного разубоживания руды на основе изучения структурных свойств массива с учетом изменения мощности рудного тела при отработке маломощных рудных залежей рудника Жолымбет.

На месторождении Жолымбет территориально выделены два разобщенных между собой золотоносных участка: Центральный и Южный. Центральный участок по запасам является наиболее крупным, продуктивным и перспективным. Выявлены два морфологических типа рудных тел: золотосодержащие кварцевые жилы и штокверковые зоны. Длина жил по простиранию – 100-150 м, падению до 100-150 м, мощность жил колеблется от 0,5 до 3,0 м, угол падения обычно крутой, варьируется от 45 до 80°. Коэффициент крепости по М.М.Протодьяконову *f* для кварцевых жил – 12-15, штокверковых руд – 10-15, вмещающих пород – 10-16. По буримости породы относятся к XVI категории. Объемный вес руд и пород в среднем равен 2,7 т/м^3.

Методы. Уровень разубоживания руды определяется морфологическим строением рудных залежей, применяемой системой разработки месторождения, параметрами отбойки руды, структурными и прочностными свойствами массива, воздействием силы взрыва на вмещающие породы, применением искусственного поддержания выработанного пространства, природным полем напряжений массива горных пород, геометрическими характеристиками жилы, мощности и падения рудного тела [26].

Перечисленные показатели классифицированы [8] по характеристике бурения и взрывных работ; конструктивным факторам очистного забоя; горно-геологическим факторам; человеческим факторам (ошибка горнорабочих при буровзрывных работах, неверный прогноз контуров рудного тела геолого-маркшейдерской службой и т.д.).

В мировой практике существует несколько методов определения разубоживания руды. Два из них, согласно исследованиям R.C.Pakalnis [27], являются наиболее распространенными:

• Разубоживание руды = Добытые тонны породы × 100 / Добытые тонны руды.

• Разубоживание руды = Добытые тонны породы × 100 / (Добытые тонны руды + Добытые тонны породы).

Термин «порода» относится к внешнему разубоживанию или незапланированной добытой разубоживающей породе, а термин «руда» – к тому материалу, который по плану будет добыт, т.е. обурен и взорван. L.M.Clark и R.C.Pakalnis на основе объема законтурного обрушения и размеров забоя очистного пространства определили эквивалентный показатель линейного обрушения (Equivalent Linear Overbreak Slough – ELOS), который является косвенным количественным показателем разубоживания руды [24, 28]. Показатели ELOS и разубоживания руды определяются следующим образом:

$$\mathrm{ELOS} = \frac{V_{\text{обр}}}{S_{\text{оч.з}}}, \tag{1}$$

где $V_{\text{обр}}$ – объем обрушенной массы горных пород, м^3; $S_{\text{оч.з}}$ – площадь поверхности очистного забоя, м^2;

$$r_{\text{р}} = \frac{\mathrm{ELOS}}{m} \cdot 100, \tag{2}$$

$r_{\text{р}}$ – разубоживание руды, %; m – мощность рудного тела, м.

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

Записки Горного института. 2024. Т. 266. С. 283-294
© А.Ж.Имашев, А.М.Суимбаева, А.А.Мусин, 2024

J.G.Henning и H.S.Mitri [24] разработали аналогичный ELOS метод определения разубоживания руды на основе 3D-численной модели, где граница разубоживания представлена изолинией минимального главного напряжения, равной нулю ($\sigma_3 = 0$ МПа). Использовался термин «плотность разубоживания руды» (dilution density, DD), который определяется соотношением незапланированного объема разубоживания к площади очистного забоя,

$$\mathrm{DD} = \frac{V_{\text{н.з}\,r}}{S_{\text{оч.з}}}, \tag{3}$$

где $V_{\text{н.з}\,r}$ – незапланированный объем разубоживания, м^3.

Важным фактором, который следует учитывать при управлении разубоживанием руды, является надлежащий проект эксплуатации рудника с точки зрения устойчивости массива горных пород. Обрушения вмещающих пород с кровли и боков выработок, связанные с плохими условиями устойчивости массива, не только представляют угрозу для общей безопасности горняков, но и в значительной степени способствуют увеличению объема разубоживания руды. Для снижения разубоживания требуется комплекс исследований структурных и прочностных свойств горных пород, напряженно-деформационного состояния массива, сейсмического воздействия буровзрывных работ и т.д.

Один из традиционных инструментов для оценки и управления состоянием горного массива – эмпирический график устойчивости, разработанный K.E.Mathews [29], который оказался полезным для ранней оценки состояния устойчивости открытого очистного пространства. Графический метод устойчивости K.E.Mathews основывается на вычислении и картировании двух величин:

• показатель устойчивости N, характеризующий способность горного массива оставаться неизменным при данных условиях напряженного состояния, структурной организации нарушений массива и ориентации очистного пространства;

• гидравлический радиус, на долю которого приходится геометрическая взаимозависимость размеров обнажения,

$$HR = \frac{S_{\text{оч.з}}}{P_{\text{оч.з}}}, \tag{4}$$

где $P_{\text{оч.з}}$ – периметр обнаружения, м.

Показатель устойчивости рассчитывается по формуле

$$N = \frac{\mathrm{RQD}}{J_n}\frac{J_r}{J_a}ABC, \tag{5}$$

где RQD – качество породы [30]; J_n – количество систем трещин; J_r – шероховатость поверхности трещин; J_a – измененность (сцепление) трещин; A – отношение прочности к напряженному состоянию пород; B – ориентация трещин; C – угол падения (наклона) обнажения.

С течением времени для повышения надежности график устойчивости K.E.Mathews обновлен значительными изменениями и модифицирован такими исследователями, как Y.Potvin [31], S.D.Nickson [32], C.Mawdesley, R.Trueman, W.Whiten [33], A.Papaioanou [11]. Благодаря этим модификациям стало возможно по графикам устойчивости определять объем разубоживания руды. Особого внимания заслуживают работы A.Papaioanou и F.Suorineni [11], так как разработанный ими обобщенный график определения разубоживания руды на основе устойчивости массива применим ко всем рудным залежам, независимо от мощности рудного тела.

В работе A.Delentas [34] прогнозные оценки обрушения приконтурного массива и разубоживания руды выполняются методами численного моделирования. Программы численного моделирования позволяют прогнозировать напряженно-деформированное состояние массива горных пород за контурами очистного забоя, которые потенциально могут обрушиться. В условиях, когда руда и порода имеют одинаковый удельный вес, коэффициент разубоживания руды рассчитывается по уравнению

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

$$K_{\text{обр}} = K_r = \frac{100 S_{\text{з.обр}}}{S_{\text{оч.з}}}, \quad (6)$$

где $K_{\text{обр}}$ – коэффициент обрушения; K_r – коэффициент разубоживания; $S_{\text{з.обр}}$ – площадь зоны обрушения, м^2.

На месторождении Жолымбет принят подземный способ отработки с горизонтами 60 м и использованием наклонных съездов. Отработка кварцевых жил ведется системой подэтажных штреков. При такой системе жила разбивается по простиранию и падению на блоки со следующими параметрами: длина блока по простиранию жилы – 120 м, высота блока по простиранию на всю высоту этажа по падению рудного тела с разбивкой на подэтажи – 15 м. Отработка осуществляется от фланга к центру жилы по восстанию в нисходящем порядке. Принципиальная схема системы разработки приведена на рис.1.

Очистную выемку руды в блоке на подэтажах начинают с проходки в буродоставочных штреках отрезных восстающих с разделкой на них отрезных щелей. Рудный массив отбивают на заранее пройденный отрезной восстающий (компенсационное пространство). Шаг опережения выемки верхних подэтажей по отношению к нижним равен 20-30 м. Схема и параметры отбойки руды приведены на рис.2. Основные показатели скважинной отбойки руды: тип применяемого ВВ – гранулит АС-8; способ инициирования – с помощью ДШЭ; удельный расход ВВ – 1,75 кг/м^3; диаметр скважины – 130 мм; ЛНС – 1,6 м; расстояние между концами скважин – 1,75 м.

Для прогнозной оценки разубоживания руды при отбойке маломощных рудных тел выполнено численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Ключевыми исходными данными приняты предел прочности образцов горных пород на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$),

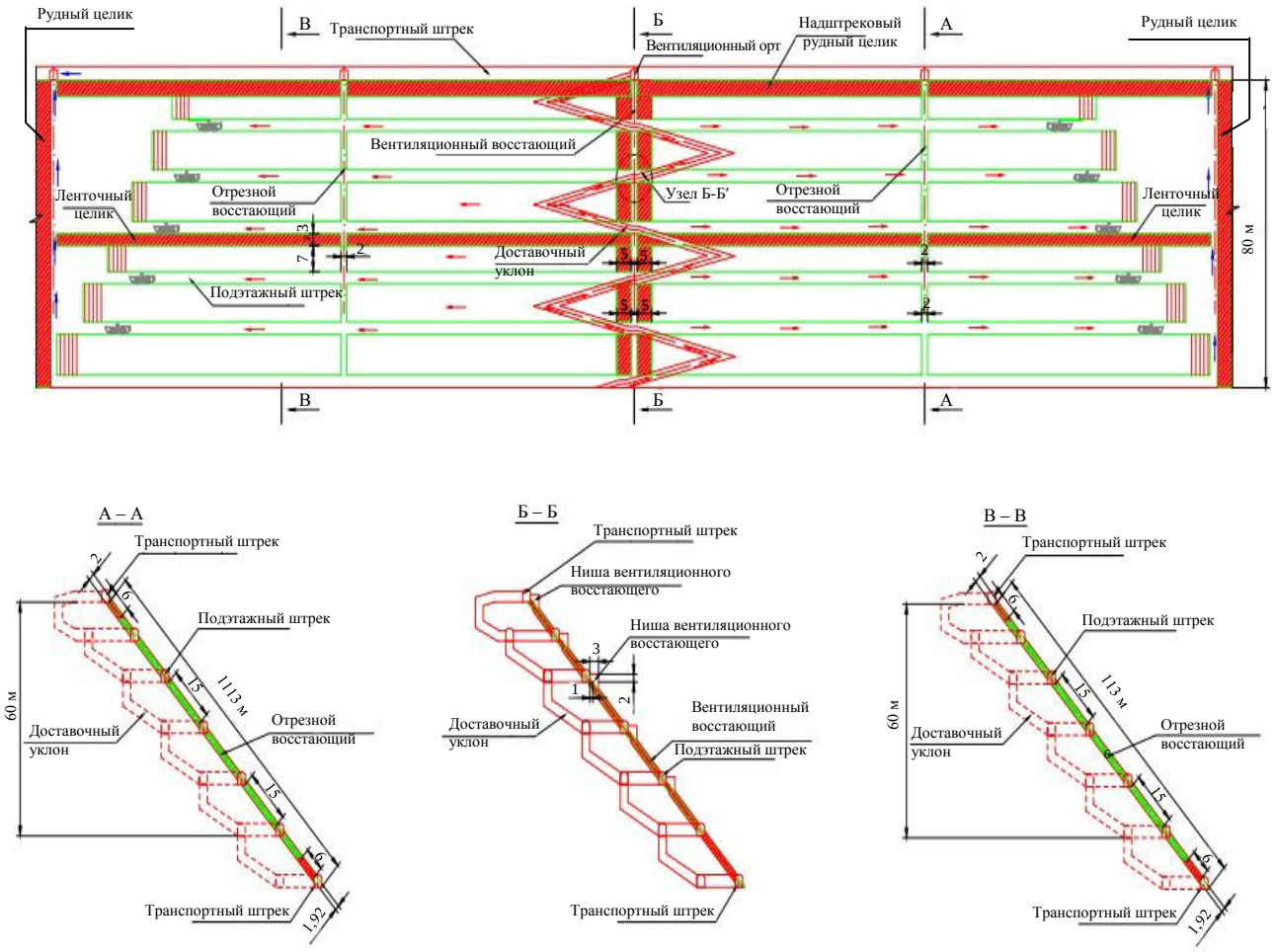


Рис.1. Принципиальная схема системы разработки

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

Записки Горного института. 2024. Т. 266. С. 283-294
© А.Ж.Имашев, А.М.Суимбаева, А.А.Мусин, 2024

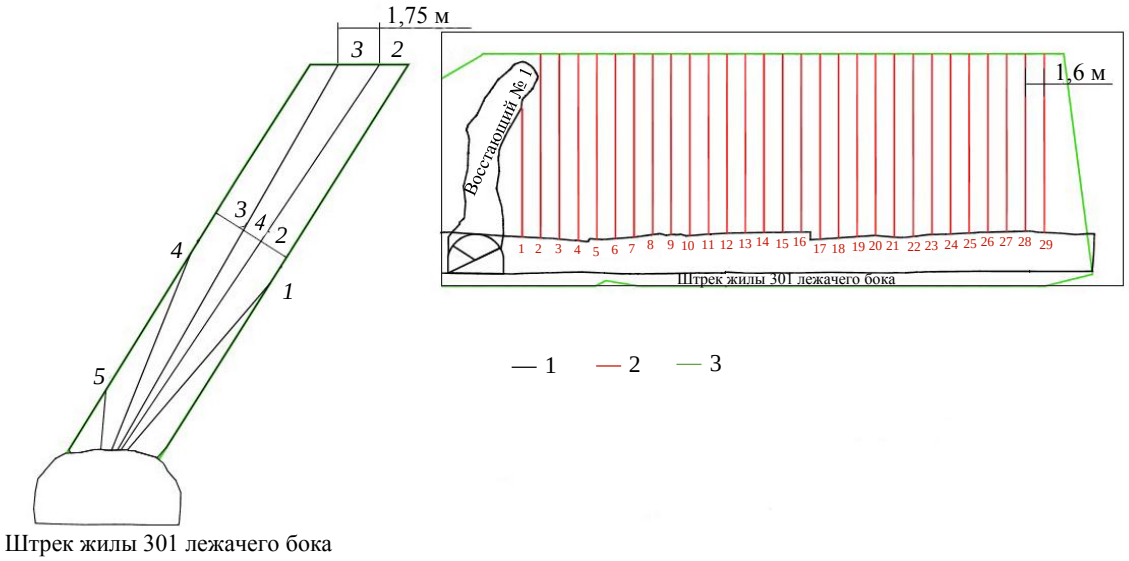


Рис.2. Схема скважинной отбойки руды

1 – существующие горные выработки гор. 800 м; 2 – проектируемые веера; 3 – рудный контур; *1-5* – номера скважин в ряду

мощность рудного тела (*m*) и геологический индекс прочности горных пород (GSI – Geological Strength Index) [35, 36], который позволяет учесть трещиноватость горных пород, обводненность, литологию и другие прочностные показатели, за счет чего происходит переход от прочности образца горных пород к прочности массива. В качестве критерия разрушения выбран критерий Hoek – Brown [37]. Численное моделирование по определению возможных зон разрушения горных пород выполнено методом конечных элементов [38]. В результате моделирования определяются площади возможных зон разрушений вокруг очистного блока. Площади участков приконтурного массива, которые, как ожидаются, могут обрушиться, рассчитываются с использованием ПО «AutoCAD», с помощью данной программы выполняется количественное измерение площадей возможных зон обрушения. Далее по формуле (6) осуществляется расчет разубоживания руды.

Расчет прогнозных значений разубоживания руды по данной методике производится на основе комплекса геотехнических исследований, которые включают натурные исследования по определению GSI и численное моделирование геомеханических процессов, протекающих в приконтурном массиве. Такая методика является наиболее применимой к условиям исследуемого объекта, так как на руднике Жолымбет руда и порода имеют в среднем одинаковый удельный вес. Достоверность результатов численного моделирования в основном зависит от точности вводимых исходных данных. Подготовка исходных данных для численного анализа выполнена с помощью ПО «RSData», которое дает возможность определить параметры прочности массива горных пород на основе критериев разрушения Hoek – Brown [37] и Mohr – Coulomb [39].

Важная составляющая исходных данных – GSI. Параметр GSI является результатом исследований E.Hoek и E.T.Brown по изучению структурных особенностей и свойств горных пород. Классификация все время совершенствуется в зависимости от запросов, вытекающих из практики проектирования. В одном из последних исследований E.Hoek и E.T.Brown предложено определять индекс GSI следующим образом [40]:

$$\mathrm{GSI} = 1{,}5 JCond_{89} + \frac{\mathrm{RQD}}{2}, \qquad (7)$$

где $JCond_{89}$ – параметр рейтинговой классификации трещиноватости горных пород, которая определяется в соответствии с методикой Международного общества по механике горных пород (ISRM) [41];

$$JCond_{89} = J_{A4} = J_{A41} + J_{A42} + J_{A43} + J_{A44} + J_{A45},$$

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

J_{A4} – показатель качества контакта по трещинам: J_{A41} – шероховатости, J_{A42} – длины, J_{A43} – раскрытия, J_{A44} – заполнения, J_{A45} – выветрелости стенок трещин.

При оценке геомеханического состояния массива горных пород использованы данные геологической службы рудника Жолымбет [42]. По характеристикам керна данных скважин горные породы разделены на три домена:

• выветрелые породы до глубины 30-40 м, RQD = 12-34 (категория горной породы «слабые»);

• слабовыветрелые алевропесчаники, окварцованные массивной текстурой, RQD = 50-72 (категория горной породы «средние»);

• габбродиориты зеленовато-серые, плотные, массивные, RQD = 72-78 (категория горной породы «крепкие») [42].

На руднике Жолымбет рудные жилы малой мощности залегают на глубине от 800 м, поэтому для определения индексов GSI значения RQD приняты от 50 до 80. В результате проведенных шахтных исследований на руднике Жолымбет в ходе съемки трещиноватости определены показатели рейтинга, слагающие показатель качества контакта по трещинам согласно методике ISRM [41]. Значения в баллах приведены в табл.1, где $JCond_{89} = J_{A4} = J_{A41} + J_{A42} + J_{A43} + J_{A44} + J_{A45} = 5 + 2 + 1 + 2 + 5 = 15$.

Таблица 1

Рейтинговые оценки геологической характеристики трещиноватости для условий месторождения Жолымбет

Параметр	Интервалы значений				
Шероховатость	Очень шероховатые	Шероховатые	Слегка шероховатые	Гладкие поверхности	Следы скольжения
J_{A41}	6	5	3	1	0
Длина	< 1 м	1-3 м	3-10 м	10-20 м	> 20 м
J_{A42}	6	4	2	1	0
Раскрытие	Нет	< 0,1 мм	0,1-1,0 мм	1-5 мм	> 5 мм
J_{A43}	6	5	4	1	0
Заполнитель	Нет	Твердый заполнитель < 5 мм	Твердый заполнитель > 5 мм	Мягкий заполнитель < 5 мм	Мягкий заполнитель > 5 мм
J_{A44}	6	4	2	2	0
Выветрелость стенок	Нет	Слегка выветрелые	Средневыветрелые	Сильновыветрелые	Раздробленные
J_{A45}	6	5	3	1	0

После комплекса геотехнических исследований установлены геологические индексы прочности согласно формуле (7) для различных значений RQD и подготовлены данные для моделирования (табл.2).

Таблица 2

Исходные данные для численного моделирования

Тип породы	RQD	GSI	Прочность породы σ_{ci}, МПа	Объемный вес породы	Нарушение массива взрывными работами D	Параметр ненарушенной породы m_i	Модуль Юнга
Алевропесчаники	50	48	82	2,65	0,8	17	2800
Алевропесчаники	55	50	82	2,65	0,8	17	2800
Алевропесчаники	60	53	82	2,65	0,8	17	2800
Алевропесчаники	65	55	82	2,65	0,8	17	2800
Габбродиориты	70	58	103	2,76	0,8	25	3000
Габбродиориты	75	60	103	2,76	0,8	25	3000
Габбродиориты	80	63	103	2,76	0,8	25	3000

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

Для численного анализа напряженно-деформированного состояния приконтурного массива и прогнозной оценки разубоживания руды реализована 21 модель с учетом изменения GSI (48, 50, 53, 55, 58, 60, 63) и мощности рудного тела от 1 до 3 м. Численный анализ напряженно-деформированного состояния массива проведен в соответствии с фактическим горизонтом разработки и следующими параметрами очистного блока: глубина разработки 800 м; высота очистного блока 45 м; высота подэтажа 15 м; ширина 1-3 м; угол залегания рудного тела 75°. Основным прогнозным показателем для оценки устойчивости и анализа напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг очистного блока является фактор прочности (Strength Factor) – отношение возможной прочности горной породы к вызванному напряжению в рассматриваемой точке.

Обсуждение результатов. Не представляется возможным оценить результаты численного моделирования 21-го варианта моделей, поэтому целесообразно провести анализ напряженно-деформированного состояния массива вокруг очистного блока и дать прогнозную оценку разубоживания руды для минимального и максимального значений GSI. Далее будут представлены результаты численного моделирования при GSI = 48 и 63 для мощности рудного тела от 1 до 3 м.

При отработке маломощных залежей рудника Жолымбет отставание нижележащего подэтажа от вышележащего достигает 20-30 м. Отбойка вышележащего подэтажа производится путем взрывания взрывных вееров и отгрузки отбитой горной массы с помощью самоходной техники. Очистное пространство остается открытым, т.е. погашения очистного пространства не производится. Следовательно, при численном моделировании и прогнозной оценке разубоживания руды нижележащего (неотработанного) подэтажа учитывается влияние очистного пространства вышележащего отработанного подэтажа (рис.3).

Анализ картины распределения изолиний по фактору прочности показал, что при GSI = 48 (алевролиты) наблюдается равномерное распределение запаса прочности по контуру очистного блока, заметны незначительные деформации по кровле, а также перераспределение нагрузки на бока очистного блока, прогнозируется обрушение под собственным весом по причине структурного ослабления массива, слабого сцепления пород между собой из-за влияния взрывных работ и в дальнейшем возможны обрушения горной массы. Площадь возможной зоны обрушения изменяется в зависимости от мощности рудного тела – от 85,2 м^2 при m = 1 м до 77,8 м^2 при m = 3 м соответственно.

При GSI = 63 (габбродиориты) наблюдаются неравномерные распределения изолиний запаса прочности и контуры отличаются от предыдущего варианта, в боках очистных блоков прогнозируются возможные зоны разрушения массива. Площади возможных зон обрушения изменяются в зависимости от мощности рудного тела – от 29,1 м^2 при m = 1 м до 25,1 м^2 при m = 3 м соответственно. По сравнению с предыдущим случаем, площади возможных зон обрушения снижаются почти в три раза. Таким образом, при GSI = 63 наблюдается увеличение запаса прочности и уменьшение объема и площади возможного обрушения вокруг очистного блока. Это связано с изменением прочностных свойств и структурных особенностей массива горных пород.

Опыт ведения горных работ по отработке маломощных залежей на рудниках Жолымбет и Акбакай показывает, что на размеры возможных зон разрушения вокруг очистного блока мощность рудных тел существенного влияния не оказывает [43]. Предположительно, размеры зоны разрушения зависят от параметров буровзрывных работ и сейсмической силы взрыва на законтурный массив горных пород.

В результате моделирования определены площади возможных зон разрушений вокруг очистного блока для всех вариантов моделей (рис.4). С использованием данных из результатов численного моделирования о площади возможной зоны обрушения вокруг очистного блока по формуле (6) определены прогнозные значения разубоживания руды для каждой исследуемой модели с учетом изменения GSI (48, 50, 53, 55, 58, 60, 63) и мощности рудного тела от 1 до 3 м (табл.3).

На рис.5 представлена сводная и сравнительная диаграммы изменения прогнозных значений разубоживания руды в зависимости от GSI при отработке маломощных рудных жил. Согласно прогнозным расчетам, при ведении очистных работ по кварцевым жилам мощностью 1 м прогнозные показатели разубоживания руды составляют в среднем 78-84 %, в то время как фактические показатели разубоживания при отработке рудных тел той же мощности достигают 65-70 %.

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

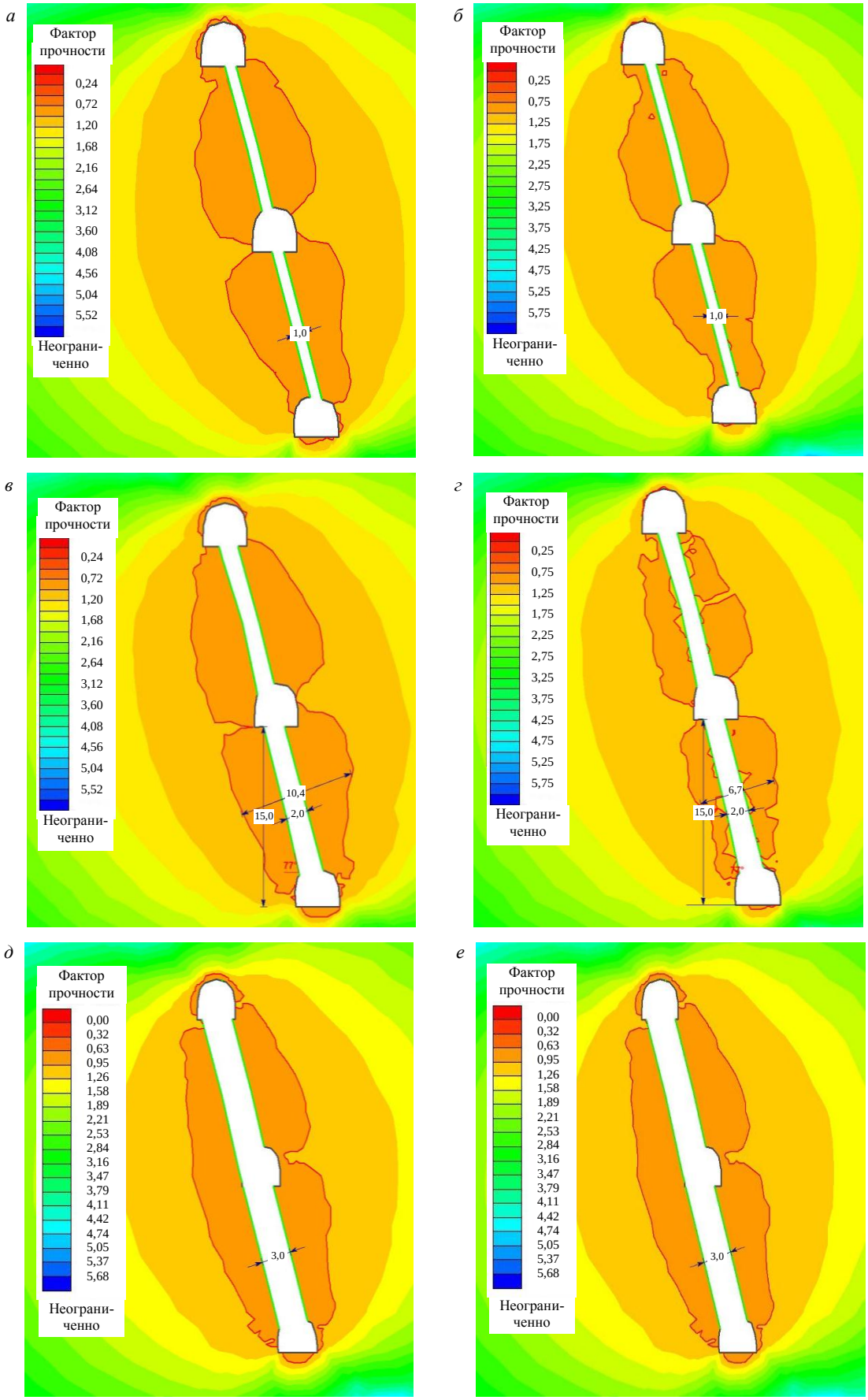


Рис.3. Площади возможных зон разрушений при GSI = 48 (*а*, *в*, *д*) и GSI = 63 (*б*, *г*, *е*):
а, *б* – мощность рудного тела 1 м; *в*, *г* – 2 м; *д*, *е* – 3 м

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

Записки Горного института. 2024. Т. 266. С. 283-294
© А.Ж.Имашев, А.М.Суимбаева, А.А.Мусин, 2024

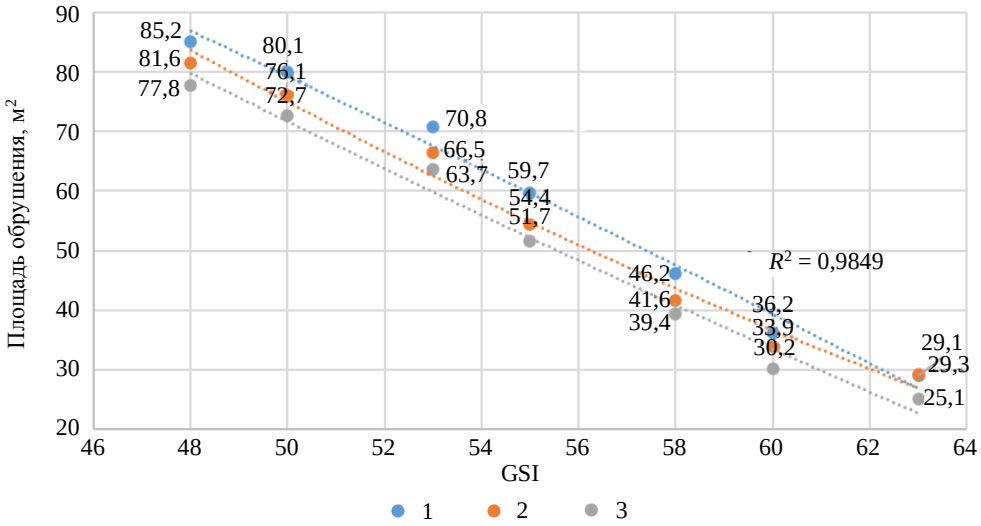


Рис.4. График изменения мощности возможной зоны обрушения в зависимости от GSI

1 – мощность 1 м; 2 – 2 м; 3 – 3 м

Таблица 3

Прогнозные значения разубоживания руды маломощных залежей рудника Жолымбет

GSI	Мощность рудного тела, м					
	1		2		3	
	Площадь возможной зоны обрушения, м²	Разубоживание, %	Площадь возможной зоны обрушения, м²	Разубоживание, %	Площадь возможной зоны обрушения, м²	Разубоживание, %
63	29,1	70,6	29,3	51,7	25,1	40,1
60	36,2	74,3	33,9	55,2	30,2	44,3
58	46,2	78,1	41,6	58,6	39,4	48,4
55	59,7	82,3	54,4	65,4	51,7	56,5
53	70,8	84,5	66,5	70,1	63,7	60,2
50	80,1	86,8	76,1	73,5	72,7	65,8
48	85,2	87,5	81,6	74,9	77,8	67,3

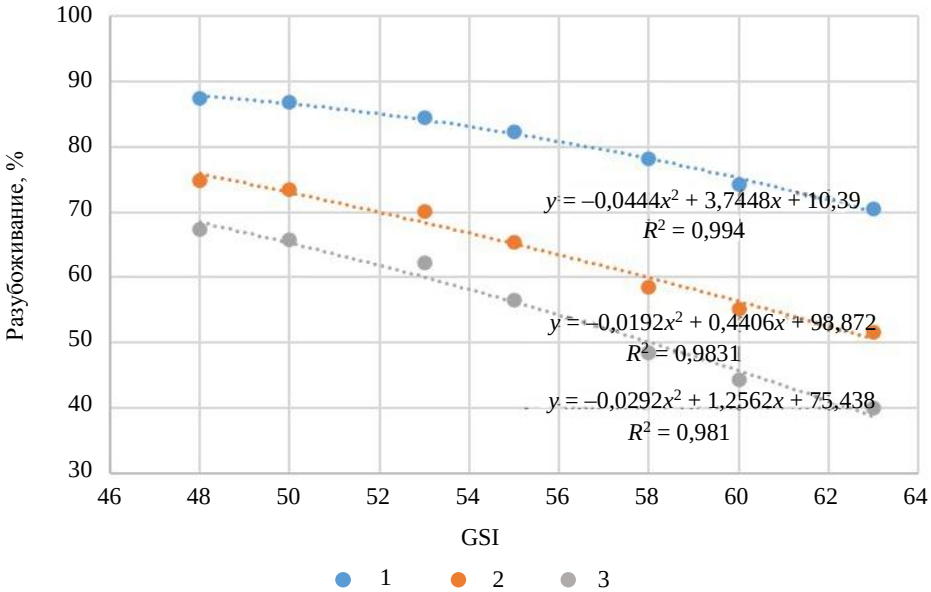


Рис.5. График изменения прогнозных значений разубоживания руды в зависимости от GSI

1 – мощность 1 м; 2 – 2 м; 3 – 3 м

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

Результаты исследования показывают, что на прогнозные значения разубоживания руды оказывают влияние мощность рудного тела и геологический индекс прочности, который учитывает геологические особенности породного массива, его структуру и трещиноватость. Установлена зависимость показателя разубоживания руды от показателя GSI при различной мощности рудного тела.

Необходимо отметить, что при проведении численного анализа детально не учитывалось сейсмическое влияние силы взрыва на законтурный массив горных пород. Но при выполнении численного моделирования использовался показатель нарушенности горных пород взрывными работами *D*, значение которого соответствовало хорошему качеству ведения взрывных работ. В дальнейшем планируется проведение исследований по установлению закономерности изменения показателя нарушенности массива взрывными работами в зависимости от категории устойчивости горных пород. Это позволит сделать корректировку геомеханической модели при численном анализе и более корректно оценивать геомеханическое состояние и прогнозировать разубоживание руды при отработке маломощных рудных тел.

Заключение. Обзорный анализ методов определения и учета разубоживания руды показал, что в зарубежной практике расчет разубоживания руды производится на основе исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород и прогнозной оценки обрушения приконтурного массива с использованием рейтинговых классификаций горных пород и методами численного моделирования. Сопоставление прогнозных значений разубоживания руды с фактическими показателями подтверждает хорошую сходимость результатов исследования, которая составила порядка 83 %.

По результатам проведенного численного анализа можно полагать, что при разработке маломощных месторождений на прогнозные значения разубоживания руды оказывают влияние мощность рудного тела и GSI. Анализ результатов исследования показал, что с уменьшением показателя GSI наблюдается снижение запаса прочности и увеличение площади возможного обрушения вокруг очистного блока. Соответственно увеличивается объем разубоживания руды за счет прихвата прилегающей толщи вмещающих горных пород. Дальнейшее направление исследований заключается в совершенствовании методики определения параметров буровзрывных работ с учетом рейтинга GSI для условий отработки маломощных рудных тел системами с обрушением руды и вмещающих пород.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Chilala G.C., de Assuncao J., Harris R., Stephenson R.M.* Initial effects of improved drill and blast practices on stope stability at Acacia's Bulyanhulu Mine // Underground Design Methods 2015: Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, 17-19 November 2015, Perth, Australia. Australian Centre for Geomechanics, 2015. P. 241-254. DOI: 10.36487/ACG_rep/1511_12_Chilala

2. *Purwanto, Shimada H., Sasaoka T. et al.* Influence of Stope Design on Stability of Hanging Wall Decline in Cibaliung Underground Gold Mine // International Journal of Geosciences. 2013. Vol. 4. № 10A. P. 1-8. DOI: 10.4236/ijg.2013.410A001

3. *Cai S., Lyu W., Wu D., Yang P.* Mining method optimisation of Bayi gold mine based on the value engineering principle // Underground Mining Technology 2017: Proceedings of the First International Conference on Underground Mining Technology, 11-13 October 2017, Sudbury, ON, Canada. Australian Centre for Geomechanics, 2017. P. 511-521. DOI: 10.36487/ACG_rep/1710_41_Cai

4. *Wu-sheng Huang, Si-jing Cai, Di Wu et al.* Stability Assessment of Underground Mined-Out Areas in a Gold Mine Based on Complex System Theory // Geotechnical and Geological Engineering. 2015. Vol. 33. Iss. 5. P. 1295-1305. DOI: 10.1007/s10706-015-9901-9

5. *Dorval A.* Narrow vein mining using sublevel method at Red Lake Gold Mine – Campbell Complex // 36e Session d'étude sur les techniques de sautage, 21-22 November 2013, Québec, QC, Canada. 23 p.

6. *An Long, Wang Ri-dong, Hou Peng-yuan, Liang Rui-yu.* Caving Mining of Steeply Inclined Narrow Veins and Supporting Mechanism of Caved Rock // Journal of Northeastern University (Natural Science). 2019. Vol. 40. Iss. 2. P. 278-283. DOI: 10.12068/j.issn.1005-3026.2019.02.024

7. *Korigov S., Adoko A.C., Sengani F.* Unplanned Dilution Prediction in Open Stope Mining: Developing New Design Charts Using Artificial Neural Network Classifier // Journal of Sustainable Mining. 2022. Vol. 21. Iss. 2. P. 157-168. DOI: 10.46873/2300-3960.1356

8. *Hyong Doo Jang.* Unplanned Dilution and Ore-Loss Optimisation in Underground Mines via Cooperative Neuro-Fuzzy Network: This thesis is presented for the Degree of Doctor of Philosophy of Curtin University. Perth: Western Australia School of Mines, 2014. 170 p.

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

9. *Masoumi I., Kamali Gh.R., Asghari O.* Assessment of an ore body internal dilution based on multivariate geostatistical simulation using exploratory drill hole data // Journal of Mining and Environment. 2019. Vol. 10. Iss. 1. P. 271-286. DOI: 10.22044/jme.2019.7622.1618

10. *Villaescusa E.* Geotechnical Design for Sublevel Open Stoping. Boca Raton: CRC Press, 2014. 541 p. DOI: 10.1201/b16702

11. *Papaioanou A., Suorineni F.T.* Development of a generalised dilution-based stability graph for open stope design // Transations of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology. 2016. Vol. 125. Iss. 2. P. 121-128. DOI: 10.1080/14749009.2015.1131940

12. *Marinin M., Marinina O., Wolniak R.* Assessing of Losses and Dilution Impact on the Cost Chain: Case Study of Gold Ore Deposits // Sustainability. 2021. Vol. 13. Iss. 7. № 3830. DOI: 10.3390/su13073830

13. *Фомин С.И., Кава П.Б., Маринин М.А.* Анализ горно-геологических условий: карьера и формирование выемочной единицы при определении нормативных потерь и разубоживания руды // Записки Горного института. 2014. Т. 207. С. 74-77.

14. *Лизункин В.М., Лизункин М.В., Рабольт А.Н., Гуров С.Г.* Результаты опытно-промышленных испытаний технологии отработки маломощных пологопадающих пластообразных рудных залежей расширенными заходками // Горный журнал. 2019. № 1. С. 37-40. DOI: 10.17580/gzh.2019.01.08

15. *Савич И.Н.* Проблемы применения систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № S1. С. 366-373.

16. *Ткач С.М., Батугин С.А., Баракаева И.Д.* Объективная оценка разубоживания руд – перспективный путь повышения ресурсного потенциала недр // Горный журнал. 2016. № 1. С. 37-40. DOI: 10.17580/gzh.2016.01.08

17. *Батугин С.А., Ткач С.М., Баракаева И.Д.* Развитие методологических основ определения и учета разубоживания руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2012. № 9. С. 312-319.

18. *Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В.* Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. Екатеринбург: Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н.Ельцина, 2021. 340 с. DOI: 10.25635/b6795-6297-2078-t

19. *Павлов А.М., Васильев Д.С.* Совершенствование технологии подземной разработки тонких крутопадающих тел золоторудного месторождения Коневинского // Известия Сибирского отделения секции наук о Земле Российской академии естественных наук. Геология, разведка и разработка месторождений полезных ископаемых. 2017. Т. 40. № 2. С. 88-94.

20. *Mohseni M., Ataei M., Khaloo Kakaie R.* A new classification system for evaluation and prediction of unplanned dilution in cut-and-fill stoping method // Journal of Mining and Environment. 2018. Vol. 9. Iss. 4. P. 873-892. DOI: 10.22044/jme.2018.6483.1468

21. *Jang H., Topal E., Kawamura Y.* Unplanned dilution and ore loss prediction in longhole stoping mines via multiple regression and artificial neural network analyses // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2015. Vol. 115. № 5. P. 449-456. DOI: 10.17159/2411-9717/2015/v115n5a13

22. *Abdellah W.R.E., Hefni M.A., Ahmed H.M.* Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part I // Geotechnical and Geological Engineering. 2020. Vol. 38. P. 1451-1470. DOI: 10.1007/s10706-019-01102-w

23. *Abdellah W.R.E., Hefni M.A., Ahmed H.M.* Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part II // Geotechnical and Geological Engineering. 2020. Vol. 38. P. 3795-3813. DOI: 10.1007/s10706-020-01259-9

24. *Cordova D.P., Zingano A.C., Gonçalves Í.G.* Unplanned dilution back analysis in an underground mine using numerical models // REM – International Engineering Journal. 2022. Vol. 75. Iss. 4. P. 379-388. DOI: 10.1590/0370-44672021750093

25. *Câmara T.R., Leal R.S., Peroni R.L.* Accounting for operational dilution by incorporating geological uncertainties in short-term mine planning // DYNA. 2020. Vol. 87. № 213. P. 178-183. DOI: 10.15446/dyna.v87n213.83661

26. *Mussin A., Imashev A., Matayev A. et al.* Reduction of ore dilution when mining low-thickness ore bodies by means of artificial maintenance of the mined-out area // Mining of Mineral Deposits. 2023. Vol. 17. Iss. 1. P. 35-42. DOI: 10.33271/mining17.01.035

27. *Ngoma K., Mutambo V.* Factors Influencing Ore Recovery and Unplanned Dilution in Sublevel Open Stopes. Case Study of Shaft No.4 at Konkola Mine, Zambia // Current World Environment. 2020. Vol. 15. Spec. Iss. 1. P. 31-46. DOI: 10.12944/CWE.15.Special-Issue1.03

28. *Suorineni F.T.* Reflections on Empirical Methods in Geomechanics – The Unmentionables and Hidden Risks // AusRock 2014: Third Australian Ground Control in Mining Conference, 5-6 November 2014, Sydney, NSW, Australia. 2014. P. 143-156.

29. *Eero T.* Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine: Master's Thesis. Aalto University, 2014. 67 p.

30. *Imashev A., Suimbayeva A., Zhunusbekova G. et al.* Research into stress-strain state of the mass under open pit with a change in the open-pit bottom width // Mining of Mineral Deposits. 2022. Vol. 16. Iss. 3. P. 61-66. DOI: 10.33271/mining16.03.061

31. *Delentas A., Benardos A., Nomikos P.* Linking Stability Conditions and Ore Dilution in Open Stope Mining // International Conference on Raw Materials and Circular Economy, 5-9 September 2021, Athens, Greece. Materials Proceedings, 2021. Vol. 5. Iss. 1. № 34. DOI: 10.3390/materproc2021005034

32. *Vallejos J., Miranda R., Azorin J. et al.* Stability graph using major geological structure // Fluid Mechanics Research International Journal. 2018. Vol. 2. Iss. 5. P. 243-246. DOI: 10.15406/fmrij.2018.02.00044

33. *Mortazavi A., Osserbay B.* The Consolidated Mathews Stability Graph for Open Stope Design // Geotechnical and Geological Engineering. 2022. Vol. 40. Iss. 5. P. 2409-2424. DOI: 10.1007/s10706-021-02034-0

34. *Delentas A., Benardos A., Nomikos P.* Analyzing Stability Conditions and Ore Dilution in Open Stope Mining // Minerals. 2021. Vol. 11. Iss. 12. № 1404. DOI: 10.3390/min11121404

35. *Hoek E., Carter T., Diederichs M.* Quantification of the Geological Strength Index Chart // Proceedings of the 47th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, 23-26 June 2013, San Francisco, CA, USA. New York: Red Hook, 2013. P. 1757-1764.

36. *Marinos V., Carter T.G.* Maintaining geological reality in application of GSI for design of engineering structures in rock // Engineering Geology. 2018. Vol. 239. P. 282-297. DOI: 10.1016/j.enggeo.2018.03.022

37. *Hoek E., Brown E.T.* The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2019. Vol. 11. Iss. 3. P. 445-463. DOI: 10.1016/j.jrmge.2018.08.001

38. *Erhunmwun I.D., Ikponmwonsa U.B.* Review on finite element method // Journal of Applied Sciences and Environmental Management. 2017. Vol. 21. № 5. P. 999-1002. DOI: 10.4314/jasem.v21i5.30

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0

39. *Hackston A., Rutter E.* The Mohr–Coulomb criterion for intact rock strength and friction – a re-evaluation and consideration of failure under polyaxial stresses // Solid Earth. 2016. Vol. 7. Iss. 2. P. 493-508. DOI: 10.5194/se-7-493-2016

40. *Имашев А.Ж., Суимбаева А.М., Абдибаитов Ш.А. и др.* Обоснование оптимальной формы сечения горных выработок в соответствии с рейтинговой классификацией // Уголь. 2020. № 6. С. 4-9. DOI: 10.18796/0041-5790-2020-6-4-9

41. *Ulusay R.* The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014. Springer, 2015. 293 p. DOI: 10.1007/978-3-319-07713-0

42. *Суханова А.А., Камбетова Г.Т.* Определение рейтинга массива горных пород по геомеханической классификации MRMR для условий месторождения Жолымбет // Молодой ученый. 2020. № 14 (304). С. 130-133.

43. *Imashev A.Z., Sudarikov A.E., Musin A.A. et al.* Improving the quality of blasting indicators by studying the natural stress field and the impact of the blast force on the rock mass // News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences. 2021. Vol. 4. № 448. P. 30-35. DOI: 10.32014/2021.2518-170X.78

***Авторы*: А.Ж.Имашев,** *PhD, заведующий кафедрой, https://orcid.org/0000-0002-9799-8115 (Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан),* **А.М.Суимбаева,** *PhD, доцент, suimbayeva.aigerim@mail.ru, https://orcid.org/0000-0001-6582-9977 (Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан),* **А.А.Мусин,** *PhD, старший преподаватель, https://orcid.org/0000-0001-6318-9056 (Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан).*

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Статья опубликована в открытом доступе по лицензии CC BY 4.0