ISSN 0536-1028 (Print)
ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

1
2020

Журнал распространяется по подписке Агентством «Роспечать», подписной индекс 70367.
Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется агрегатором научных ресурсов EBSCO Publishing, а также Международной базой изданий по наукам о Земле Georef.

Сведения о журнале публикуются в Международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям «Ulrich's Periodicals Directory».
Включен в реферативный журнал и базы данных ВИНИТИ РАН.
Электронные выпуски журнала размещены на порталах
Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (http://elibrary.ru),
компании «ИВИС» (http://ivis.ru)
и поисковой системы Google Shcolar (scholar.google.com).
Журнал доступен в электронно-библиотечной системе издательства «Лань» (http://e.lanbook.com)
и электронно-библиотечной системе IPRbooks (http://www.iprbookshop.ru).

Журнал включен в «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ, В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК, НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»
(в соответствии с распоряжением Минобрнауки России от 28 декабря 2018 г. № 90-р)

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников:

05.05.04 – Дорожные строительные и подъемно-транспортные машины (технические науки), 05.05.06 – Горные машины (технические науки), 08.00.05 – Экономика и управление народным хозяйством (по отраслям и сферам деятельности) (экономические науки), 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых (технические науки), 25.00.15 – Технология бурения и освоения скважин (технические науки), 25.00.16 – Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр (технические науки), 25.00.17 – Разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождений (технические науки), 25.00.18 – Технология освоения морских месторождений полезных ископаемых (технические науки), 25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки), 25.00.21 – Теоретические основы проектирования горнотехнических систем (технические науки), 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная) (технические науки), 25.00.35 – Геоинформатика (технические науки), 25.00.36 – Геоэкология (по отраслям) (технические науки)

Тел: (343) 257-65-59 E-mail: gornij_journal@ursmu.ru

ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 1, 2020**

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

Е. Ф. ЦЫПИН, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

Заместитель главного редактора

Ю. И. ЛЕЛЬ, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

Редакционная коллегия

Валиев Н. Г. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Гордеев В. А. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Душин А. В. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Зелинская Е. В. *Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск*
Игнатьева М. Н. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Калмыков В. Н. *Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск*
Картозия Б. А. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Кашников Ю. А. *Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь*
Козин В. З. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Косарев Н. П. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Косолапов А. И. *Сибирский федеральный университет, г. Красноярск*
Лапин Э. С. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Литвиненко В. С. *Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург*
Махно Д. Е. *Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск*
Мочалова Л. А. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Панкратенко А. Н. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Петров В. Л. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Пучков Л. А. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Рыльникова М. В. *Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва*
Сёмин А. Н. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Стровский В. Е. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Шевченко Л. А. *Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово*
Яковлев В. Л. *Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург*

Иностранные члены редакционной коллегии

Битимбаев М. Ж. *Корпорация Казахмыс, г. Караганда, Республика Казахстан*
Дондов Д. *Монгольский государственный университет науки и технологий, г. Улан-Батор, Монголия*
Дребенштедт К. *Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия*
Пивняк Г. Г. *Национальный технический университет «Днепровская политехника», г. Днепр, Украина*
Топалов С. Й. *Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария*
Трыбальский К. *Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков, Польша*

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2020

ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year **No. 1, 2020**

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

E. F. TSYPIN, Ural State Mining University, Ekaterinburg

Deputy editor-in-chief

Iu. I. LEL, Ural State Mining University, Ekaterinburg

Editorial board

Valiev N. G. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Gordeev V. A. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Dushin A. V. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Zelinskaya E. V. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Ignatieva M. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kalmykov V. N. *Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov, Magnitogorsk*
Kartoziia B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Kashnikov Iu. A. *Perm National Research Polytechnic University, Perm*
Kozin V. Z. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosarev N. P. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosolapov A. I. *Siberian Federal University, Krasnoiarsk*
Lapin E. S. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Litvinenko V. S. *St. Petersburg Mining University, St. Petersburg*
Makhno D. E. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Mochalova L. A. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Pankratenko A. N. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Petrov V. L. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Puchkov L. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Rylnikova M. V. *Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, RAS, Moscow*
Semin A. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Strovskii V. E. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Shevchenko L. A. *Kuzbass State Technical University, Kemerovo*
Iakovlev V. L. *Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg*

International members

Bitimbaev M. Zh. *Kazakhmys Corporation LLC, Karaganda, Republic of Kazakhstan*
Dondov D. *Mongolian University of Science and Technology, Ulaanbaatar, Mongolia*
Drebenshtedt K. *TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*
Pivniak G. G. *National TU Dnipro Polytechnic, Dnepropetrovsk, Ukraine*
Topalov S. I. *University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia, Bulgaria*
Trybalski K. *Scientific and Technical University named after S. Staszic, Krakow, Poland*

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

Смирнов Ю. Г., Орлов А. О. **Выбор площадки для подземного комплекса атомной станции при освоении новых месторождений** 5

Вохмин С. А., Курчин Г. С., Шевнина Е. В., Кирсанов А. К., Костылев С. С. **Прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы при отработке месторождений открытым способом** 14

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Голик В. И., Валиев Н. Г., Разоренов Ю. И., Лукьянов В. Г., Масленников С. А. **Обоснование способа погашения выработанного пространства с использованием феномена заклинивания пород (In English)** 25

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

Лабушев М. М., Лабушев Т. М. **Объемная модель периодической системы химических элементов в геологическом аспекте** 36

Караблин М. М., Простов С. М. **Диагностирование оползнеопасных зон прибортового массива разреза «Ангренский» по данным сейсмо- и электроразведки** 48

Филатов В. В., Болотнова Л. А. **О сейсмичности Верхнекамского месторождения калийных солей** 60

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В. **Анализ схем подготовки проб минерального сырья** 68

Хопунов Э. А. **Энергетические и силовые факторы селективного разрушения руд** 79

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

Балашенко В. В., Соколов А. С., Душин А. В., Валиев В. Н. **Конкурентоспособность золоторудных месторождений (In English)** 89

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

Юдин А. В., Шестаков В. С. **Анализ связей и ограничений при колебаниях рабочего органа и консольной просеивающей поверхности вибрационного грохота (In English)** 97

Озорнин М. С., Шишлянников Д. И., Романов В. А. **Определение параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя** 105

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Кузьмин С. В., Кузьмин Р. С., Меньшиков В. А., Умецкая Е. В., Кузьмин И. С. **Однофазные замыкания на землю в сетях 6–10 кВ и электротравматизм на угольных разрезах** 113

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Иванов К. С., Костров Н. П. **Об «ощущаемой температуре» воздуха северных регионов России и ее значении при проведении геологоразведочных работ** 124

Далатказин Т. Ш., Каюмова А. Н. **Исследование гидрогеологических условий для обеспечения безопасности при разработке Соколовского железорудного месторождения** 133

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

Smirnov Iu. G., Orlov A. O. **Selecting a site for the nuclear power plant underground installation during new fields development** 5

Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Shevnina E. V., Kirsanov A. K., Kostylev S. S. **Granulometric composition predicting models after explosion in open-pit mining** 14

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

Golik V. I., Valiev N. G., Razorenov Iu. I., Lukianov V. G., Maslennikov S. A. **Substantiating the method of filling the goaf using the rock jam phenomenon (In English)** 25

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

Labushev M. M., Labushev T. M. **The periodic system of chemical elements solid model in the geological aspect** 36

Karablin M. M., Prostov S. M. **Diagnosing the landslide areas of Angren open pit marginal mass according to the data of seismo- and electrical prospecting** 48

Filatov V. V., Bolotnova L. A. **On the seismic activity of the Upper Kama potassium salt deposit** 60

MINERAL PROCESSING

Kozin V. Z., Komlev A. S., Stupakova E. V. **Analysis of crude mineral sample preparation schemes** 68

Khopunov E. A. **Energy and power factors of selective destruction of ores** 79

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

Balashenko V. V., Sokolov A. S., Dushin A. V., Valiev V. N. **The competitiveness of gold fields (In English)** 89

MINING MECHANICAL ENGINEERING. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

Iudin A. V., Shestakov V. S. **Analysis of connections and restrictions occurring due to the oscillations of vibrating screen working member and cantilevered screen deck (In English)** 97

Ozornin M. S., Shishliannikov D. I., Romanov V. A. **Determining the operating parameters of machine systems in potash mines when tunneling with stope back partial section** 105

ELECTRIFICATION AND AUTOMATION OF MINING ENTERPRISES

Kuzmin S. V., Kuzmin R. S., Menshikov V. A., Umetskaia E. V., Kuzmin I. S. **Single-phase ground short circuits in the 6–10 kV mains and electrical traumas in the coal mines** 113

MINING SAFETY

Ivanov K. S., Kostrov N. P. **On air "sensed temperature" in Russia's northern regions and its significance for geological prospecting** 124

Dalatkazin T. Sh., Kaiumova A. N. **Study of hydrogeological conditions to ensure security of mining at Sokolovsky iron-ore deposit** 133

УДК 621.039.577:662.012 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-5-13

Выбор площадки для подземного комплекса атомной станции при освоении новых месторождений

Смирнов Ю. Г.[1]*, Орлов А. О.[1]
[1] Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия
e-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru

Реферат

Введение. *Строительство подземных сооружений в многолетнемерзлых породах направлено на обеспечение комплексной безопасности энергетического объекта – атомных станций малой мощности (АСММ). Немаловажное значение при проектировании и строительстве АСММ в этих условиях приобретает выбор площадки. Как правило, районы строительства связаны с отдаленностью и малой освоенностью территории. Строительство в зоне многолетней мерзлоты характеризуется сложными климатическими условиями и мерзлым состоянием грунтов, что ведет к повышению стоимостных показателей при строительстве.*

Цель работы. *На основании ранжирования площадок для размещения АСММ выполнена сравнительная оценка двух предлагаемых участков для расположения объектов на медно-порфировом месторождении Песчанка.*

Методология. *При выборе площадки значительную роль играют природно-климатические условия, которые при эксплуатации атомной станции могут повлиять как на безопасность самого ядерного объекта, так и на прилегающие территории. Выбор места размещения станции связан со многими характеристиками природной и техногенной среды.*

Результаты. *Определяющим фактором применения рассматриваемых энергоисточников является необходимость приближения их к основным потребителям энергии, особенно в удаленных, труднодоступных и без развитой инфраструктуры районах. В рамках концепции создания АСММ повышается значение исследований, связанных с выбором места размещения подземного радиационно опасного объекта. Методический подход по выбору площадок для строительства подземных комплексов в многолетнемерзлых породах включает их ранжирование.*

Выводы. *В процессе ранжирования площадок по природным и социально-экономическим критериям выявляются наиболее приемлемые участки для размещения АСММ. Результаты исследований по выбору конкретных площадок при строительстве горно-обогатительного комплекса на месторождении Песчанка позволили сделать вывод о пригодности площадки для штольневого расположения подземного комплекса.*

Ключевые слова: *атомная станция малой мощности; подземный комплекс; скальный массив; многолетнемерзлые породы; выбор площадки; ранжирование; месторождение Песчанка; технико-экономические показатели.*

Введение. Атомные станции малой мощности (АСММ) являются энергетическими источниками для автономных потребителей, особенно в зонах децентрализованного энергоснабжения с суровым климатом, тяжелыми и дорогостоящими условиями доставки топлива и грузов, удаленностью от центров энергообеспечения. Указанные районы охватывают главным образом северную и северо-восточную части территории Российской Федерации. Сравнительные оценки специалистов говорят об экономической целесообразности строительства АСММ на данных территориях [1].

При выборе площадки очень важно установить природно-климатические условия, которые при эксплуатации атомной станции могут повлиять как на безопасность самого ядерного объекта, так и на прилегающие территории. Место расположения станции связано со многими характеристиками природной и техногенной среды, например сейсмотектоническими, геофизическими, инженерно-геологическими, гидрологическими, экологическими, радиологическими, с условиями землепользования и рядом других показателей.

Выбор площадки для ядерных энергоисточников малой мощности в полной мере должен отвечать требованиям по сейсмостойкости. Так, в частности, в соответствии с требованиями «Норм проектирования сейсмостойких атомных станций» атомная станция должна обеспечивать безопасность при сейсмических воздействиях до максимального расчетного землетрясения (МРЗ) включительно и выработку (выдачу) электрической и тепловой энергии вплоть до уровня проектного землетрясения (ПЗ) включительно (*Нормы проектирования сейсмостойких атомных станций. НП-031-01. URL: http://www.bestpravo.ru/rossijskoje/vrpravo/z2w.htm (дата обращения 20.03.2019)*). На первой стадии разработки ТЭО (обоснование инвестиций) сейсмичность района размещения атомной станции, измеряемую в баллах по шкале MSK-64, допускается принимать на основе комплекта карт ОСР-97, утвержденных Российской академией наук (*Комплект карт общего сейсмического районирования территории Российской Федерации – ОСР-97. URL: http://seismos-u.ifz.ru/ocp-97_abc_big.htm (дата обращения 25.03.2019); ОСР-97-D. URL: http://seismos-u.ifz.ru/ocp-97d.htm (дата обращения 25.03.2019)*).

Говоря об экономической составляющей в проблеме выбора площадок, следует отметить, что в оценках конкурентоспособности АСММ устоялось мнение о приоритетном значении экономического фактора. Вместе с тем в условиях развития инновационных технологий в области внедрения АСММ в сферу энергопотребления приоритетный характер этого фактора не столь очевиден [1].

Таким образом, выбор места размещения является многофакторной задачей, и окончательное решение может быть принято только после изучения всех природных характеристик и технико-экономической оценки площадки. Несмотря на имеющиеся и признанные международным сообществом рекомендации относительно выбора площадок для строительства АЭС, типовая методология выбора и ранжирования площадок для их размещения, как и выбора оптимальных из них с точки зрения природных и экономических факторов, до настоящего времени не разработана, хотя работы в этом направлении ведутся (*Методология выбора площадки под строительство АЭС. URL: http://www.vevivi.ru/best/Metodologiya-vybora-ploshchadki-pod-stroitelstvo-AYES-ref131226.html (дата обращения 26.03.2019)*), [2–4].

Методология. Оценка потенциальных площадок производится на основе набора критериев, сформированных в соответствии с действующими российскими и международными нормативами. Особое место в процедуре выбора площадок занимает их ранжирование, целью которого в конечном итоге является выбор места строительства на основе сравнения численных значений различных показателей, характерных для рассматриваемых площадок [5].

Дополнительным фактором, который необходимо учитывать при выборе площадок для размещения АСММ в сложных климатических условиях, является наличие многолетней мерзлоты (криолитозоны).

В этом случае необходимо предусматривать конструктивные и горнотехнические решения и подходы по предотвращению негативного влияния теплового фактора на устойчивость вмещающих горных пород и возводимых конструктив-

ных элементов. Эти решения позволят обеспечить длительное устойчивое и безремонтное состояние выработок подземных сооружений [6–9].

Выбор участков геологических формаций для строительства горных выработок подземных АСММ в зоне многолетней мерзлоты следует производить с учетом следующих факторов подземного строительства:

– обеспечение устойчивости выработок требуемых размеров и форм;

– технологическое назначение и режим эксплуатации сооружений, размещаемых в подземном пространстве;

– рельеф местности на участке предполагаемого строительства, обеспечивающий устройство преимущественно штольневых и слабонаклонных входов (выходов);

– выполнение мероприятий по защите подземного сооружения от природных источников воздействия в чрезвычайных ситуациях.

ЯКУТИЯ
ВОСТОЧНО-СИБИРСКОЕ МОРЕ
ЧУКОТСКОЕ МОРЕ
БЕРИНГОВО МОРЕ
Амбарчик
Черский
Анюйск
Билибино
Встречный
Алискерово
Мандриково
Песчанка
Бургасчан
Омолон
Ламутское
Чуванское
Усть-Белая
Канчалан
Отрожный
Марково
Аянка
Парень
Каменское
Мейныпильгино
Хатырка
Беринговский
Нагорный
Мыс Шмидта
Ленинградский
Красноармейский
Комсомольский
Рыткучи
Баранихи
Иультин
Ванкарем
Амгуема
Эгвекинот
Лаврентия
Провидения
Нунлигран
Энмелен
Чаунская губа
Анадырский залив
Анадырь
Пенжина
Пенжинская губа
Колымская губа
Берингов пр.
Чукотский
Наваринский
Мысы Дежнева
Уелькай
Кенергино
Шахтерский
Угольные Копи
Чаунская
Бухта Провидения
оз. Красное
о. Св. Лаврентия (США)
Колыма
Омолон
Анюй
Большой Анюй
Пенжина
Тигиль
Хатырка
Мейныпильгино
Парень
Аянка
Марково
Усть-Белая
Канчалан
Чуванское
Ламутское
Омолон
Песчанка
Бургасчан
Алискерово
Билибино
Анюйский хребет
Пекульнейский хребет
Анадырский хребет
Пекульней
Пенжинский хребет
Корякское нагорье
Пенжинское нагорье
Анадырское нагорье
Чукотское нагорье
Хребет Тайгонос
Хребет Рарыткин
Хребет Пекульней
Хребет Анадырь
Хребет Пенжина
Хребет Анюй
Хребет Омолон
Хребет Чаунский
Хребет Ямский
Хребет Ямский
Хребет Ям

бро [12]. На рис. 2 представлены характерные природные ландшафты различных участков месторождения Песчанка.

На рис. 3 приведены места расположения месторождения Песчанка и предлагаемых участков под строительство АСММ, расположенные в различных геологических формациях и отличающиеся свойствами вмещающих пород. Ранжированию вблизи месторождения Песчанка подлежат две площадки – П1 и П2.

Рассматриваемая площадка набирает количество баллов в соответствии с экспертной оценкой каждого критерия в диапазоне от 1 до 5. Наименьшее количество баллов соответствует самым неблагоприятным условиям. Критерии для ранжирования площадок подразделяем на две основные категории.

I. Критерии, связанные с природными условиями:

– гидрогеологические (с точки зрения наличия водных ресурсов);

– сейсмические;

– географические и климатические;

– окружающая среда.

II. Социально-экономические критерии:

– места заселения человеком;

– экономические условия.

Рис. 2. Географический ландшафт в окрестностях месторождения Песчанка
Fig. 2. Geographical landscape in the vicinity of the Peschanka field

Первая категория содержит наиболее определяющие критерии отбора при выборе площадки с точки зрения безопасности. Поэтому рассмотрим эти критерии наиболее подробно.

Гидрогеологические критерии. Определяется время переноса радионуклидов (время миграции) из реакторных установок в случае аварийной ситуации к ближайшему водному источнику. Баллы площадки по времени переноса радионуклидов устанавливаются следующим образом: более 100 лет – 5 баллов, 75–100 лет – 4 балла, 50–75 лет – 3 балла.

В зависимости от свойств массива на площадках оценочная характеристика переноса радионуклидов из реакторной ядерной установки АСММ для площадок П1 и П2 составляет 5 и 4 балла соответственно.

Сейсмичность. Критерии сейсмичности связаны со стабильной эксплуатацией АСММ. Высокая сейсмичность и вероятность разлома – неблагоприятные характеристики для места расположения объекта. Уровень сейсмичности для рассматриваемых площадок составляет 6 баллов для МРЗ по шкале MSK-64 в соответствии с комплектом карт ОСР-97. Сейсмичность в районе месторождения Песчанка на рассматриваемых площадках оценивается равнозначно – в 5 баллов.

Наличие геологических разломов. Оценка площадок выполнялась с учетом следующих граничных условий: при наличии одного разлома длиной более 1 км на расстоянии менее 1 км от границ площадки количество баллов для площадки равно 1; при отсутствии каких-либо разломов длиной менее 1 км на расстоянии более 1 км от границ площадки ей присваивается 5 баллов. Оценка влияния разломов по площадкам представлена в табл. 1.

Наличие термокарстов. Критерий «термокарсты» связан с устойчивостью подземного сооружения и с риском того, что при изменении его характеристик возможно влияние подземных вод на объект. Близкое расположение термокарста – неблагоприятно. Для оценки площадок по этому критерию принимаются следующие условия: при наличии термокарстов в пределах 1 км от границ площадки

Рис. 3. Месторождение Песчанка и предлагаемые площадки для размещения АСММ
Fig. 3. The Peschanka copper deposit and the proposed sites for the location of the SNPP

количество баллов площадки равно 1, на расстоянии более 2 км от границ площадки количество баллов площадки составляет 5. На площадке П1 на расстоянии 1,5–2,0 км – наличие двух зон термокарстов. Оценка – 3 балла. На площадке П2 ближайшая зона термокарстов находится на расстоянии более 2 км. Рейтинг – 4 балла.

Воздействие на окружающую среду, животный и растительный мир во время строительства и эксплуатации. Воздействие строительства и эксплуатации и предпочтительность площадки определяется из следующих факторов:

– возможный широкий доступ на территории, защищенные от деятельности человека, или в районы дикой природы;

– отчуждение территории при строительстве;

– значительное изменение территории распространения каких-либо видов растений или животного мира;

– риск гибели одного вида редких животных или растений;

– в процессе эксплуатации атомной станции при сбросе водозаборных вод в ближайшие реки или озера возможна потеря качества и количества рыбного ресурса.

Баллы устанавливаются в соответствии с табл. 2.

Предполагается, что при строительстве и эксплуатации степень влияния АСММ на окружающую среду (животный и растительный мир) по площадкам П1 и П2 будет практически одинаковой. Рассматриваемые площадки покрыты редким смешанным лесом различной плотности. Среда обитания диких животных и растений более подвержена изменениям в тундровой зоне в силу чувствительности и слабой развитости.

Таблица 1. Оценка площадок по наличию геологических разломов
Table 1. Assessment of platforms on existence of geological faults

Площадка	Характеристика разломов	Баллы
Песчанка 1	1 разлом на расстоянии 5 км и длиной менее 1 км	5
Песчанка 2	1 разлом на расстоянии 1 км и длиной более 1 км	2

Деструкция растительности и мест обитания животных и их оценка по обеим площадкам составила 3 балла.

Оценка биологического воздействия подземной АСММ выполнена с учетом потерь территории земли или районов обитания биологических видов. Это качественная шкала отрицательных воздействий, которые могли бы возникнуть в результате строительства и эксплуатации станции на выбранной площадке. Оценка биологического воздействия по площадкам, связанная с полной потерей 0,2 км^2 спелого леса или потерей 50 % крупных диких животных и(или) 50 % увлажненных земель, составляет для площадок П1 и П2 3 и 2 балла соответственно.

Таблица 2. Оценка воздействия на окружающую среду, баллы
Table 2. Environmental impact assessment

Отношение к особо охраняемым природным территориям (ООПТ)	Деструкция растительности и мест обитания животных		
	Менее 10 % общей среды обитания одного вида диких животных или одного вида растений может быть разрушено	Более 10 % общей среды обитания одного вида диких животных или одного вида растений может быть разрушено	Один редкий вид диких животных или растений может погибнуть
Производство работ не скажется на ООПТ	5	3	2
Производство работ окажет значимое воздействие на ООПТ	3	2	1

Географические и климатологические критерии. Ожидаемыми последствиями возможного изменения климата может быть подъем уровня подземных вод и повышение уровня воды в реках, что может оказать существенное влияние на снижение глобальной безопасности АСММ. Уровень расположения выработок доступа на площадках относительно уровня воды составляет примерно 100 м для площадки П1 и около 70 м для площадки П2. С учетом этих особенностей площадкам присваивается следующее количество баллов: П1 – 4 балла, П2 – 3 балла.

Технико-экономические оценки потенциальных площадок. Капитальные затраты на строительство подземного комплекса в скальных и осадочных породах (по статье затрат – строительство) приведены в табл. 3.

Итоговая оценка площадок в баллах приведена в табл. 4. Наиболее предпочтительной признана площадка П1.

Выводы. Таким образом, площадка считается пригодной для размещения АСММ, если имеется возможность обеспечения безопасности населения и защиты окружающей среды на стадиях строительства и эксплуатации с учетом факторов природного и техногенного происхождения.

Таблица 3. Оценка капитальных затрат на строительство подземных комплексов
Table 3. Estimation of capital costs for the construction of underground complexes

Площадки	Характеристика критерия	Капитальные затраты, %	Баллы
Песчанка 1 (П1)	Строительство подземного комплекса в скальных и осадочных породах	100	5
Песчанка 2 (П2)	Строительство подземного комплекса в скальных породах	120	4

В северных условиях при выборе площадки значительную роль играют природные факторы, которые при эксплуатации атомной станции могут повлиять на безопасность прилегающих территорий. Влияние места размещения связано со многими характеристиками природной и техногенной среды: сейсмотектоническими, геофизическими, инженерно-геологическими, гидрологическими, экологическими, радиологическими, условиями землепользования и рядом других.

Таблица 4. Итоговая оценка площадок в баллах
Table 4. Sites final appraisal by points

Наименование показателя	Площадка		
	Песчанка 1	Песчанка 2	Вес, %
Перенос радионуклидов из АСММ	5	4	20
Сейсмичность в районе	5	5	15
Влияние геологических разломов	5	2	15
Влияние термокарстов	3	4	10
Деструкция растительности и районов обитания биологических видов	3	3	10
Потеря территорий или районов обитания биологических видов	3	2	10
Климатические изменения (повышение уровня воды в реках)	4	3	10
Капитальные затраты на строительство подземного комплекса	5	4	10
Количество баллов с учетом веса показателей	430	345	100

Выбор места размещения является многофакторной задачей, и окончательное заключение может быть сделано только после исследований всех характеристик участка и технико-экономической оценки строительства на основе ранжирования.

Работа выполнена в рамках темы 0226-2018-0008 государственного задания Горного института КНЦ РАН.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Саркисов А. А. Новое направление развития – ядерная энергетика малой мощности // Атомная энергия. 2011. Т. 111. Вып. 5. С. 243–245.

2. Prashant Murty. State factors affecting the site selection of nuclear power plants. URL: https://ru.scribd.com/doc/57356399/State-Factors-Affecting-the-Site-Selection-of-Nuclear-Power-Plants (дата обращения 27. 03.2019).

3. State factors affecting the site selection of nuclear power plants. URL: https://docslide.us/documents/state-factors-affecting-the-site-selection-of-nuclear-power-plants.html (дата обращения 27. 03.2019).

4. Considerations in the selection of nuclear power plant candidate sites in Joh. URL: https://translate.google.ru/?hl=ru&tab=TT#view=home&op=translate&sl=en&tl=ru&text=consideration (дата обращения 28. 03.2019).

5. Мельников Н. Н., Гусак С. А., Амосов П. В., Наумов В. А., Наумов А. В., Орлов А. О., Климин С. Г., Смирнов Ю. Г. Исследования по обоснованию методологии создания подземных комплексов для размещения атомных станций малой мощности в условиях Арктики // Арктика: экология и экономика. 2018. № 3(31). С. 123–136.

6. Кузьмин Г. П. Подземные сооружения в криолитозоне. Новосибирск: Наука, 2002. 176 с.

7. Подземные объекты в горных выработках криолитозоны Якутии. Якутск: 2002. 27 с.

8. Шувалов Ю. В., Галкин А. Ф. Теория и практика оптимального управления тепловым режимом подземных сооружений криолитозоны // ГИАБ. 2010. № 8. С. 365–370.

9. Галкин А. Ф. Повышение устойчивости горных выработок в криолитозоне // Записки горного института. 2014. Т. 207. С. 99–102.

10. Авдонин В. В., Бойцов В. Е., Григорьев В. М., Семинский Ж. В., Солодов Н. А., Старостин В. И. Месторождения металлических полезных ископаемых. М.: Академический проект-Трикста, 2005. 720 с.

11. Мигачев И. Ф., Гирфанов М. М., Шишаков В. Б. Медно-порфировое месторождение Песчанка // Руды и металлы. 1995. № 3. С. 48–58.

12. Огородников А. А. Состояние и развитие минерально-сырьевой базы Чукотского автономного округа // Глобус. Геология и бизнес. 2012. № 3(22). С. 14–18.

Поступила в редакцию 25 июля 2019 года

Сведения об авторах:

Смирнов Юрий Геннадьевич – научный сотрудник Горного института КНЦ РАН. E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru

Орлов Александр Орестович – научный сотрудник Горного института КНЦ РАН. E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-5-13

Selecting a site for the nuclear power plant underground installation during new fields development

Iurii G. Smirnov[1], Aleksandr O. Orlov[1]

[1] Mining Institute, Kola Science Centre RAS, Apatity, Russia.

Abstract

Introduction. *The construction of underground installations in permafrost is aimed at ensuring the integrated safety of power facilities, small nuclear power plants (SNPP). In these conditions, location choice is a crucial stage in SNPP design and construction. As a rule, construction sites are situated at remote and little developed territories. Construction in permafrost is characterized by adverse climatic conditions and frozen soil, which lead to construction cost indicators growth.*

Research aim *is to carry out comparative evaluation of two sites available for the facilities arrangement at the Peschanka copper porphyry deposit by ranking SNPP location sites.*

Methodology. *Natural and climatic conditions play a significant role in siting and are capable of affecting the safety of both the nuclear facility and surrounding territories during a nuclear power plant operation. The choice of the station location is associated with a number of natural and man-made environmental characteristics.*

Results. *The determining factor in the use of the energy sources under consideration is the need to bring them closer to the main energy consumers, especially in remote and hard-to-reach areas without developed infrastructure. As part of SNPP creation concept, there is an increasing significance of research concerning the siting of underground radiation-hazardous facilities. The methodical approach to selecting sites for underground installations in permafrost includes their ranking.*

Summary. *While ranking the sites according to natural and socio-economic criteria, the most acceptable sites for SNPPs are identified. The results of research on the choice of particular sites during the construction of a mining and processing complex at Peschanka deposit have made it possible to make a conclusion on the site's suitability for underground installation adit location.*

Key words: *small nuclear power plant; underground installation; hard rock mass; permafrost; site selection; ranking; Peschanka deposit; technical and economic indicators.*

Acknowledgements. Research has been carried out under the government contract of the Mining Institute KSC RAS, theme no. 0226-2018-0008.

REFERENCES

1. Sarkisov A. A. New directions of development – small power capacity nuclear energy. *Atomnaia energiia = Atomic Energy*. 2011; 1111 (5): 243–245. (In Russ.)

2. Prashant Murty. *State factors affecting the site selection of nuclear power plants*. Available from: https://ru.scribd.com/doc/57356399/State-Factors-Affecting-the-Site-Selection-of-Nuclear-Power-Plants [Accessed 27 March 2019].

3. *State factors affecting the site selection of nuclear power plants*. Available from: https://docslide.us/documents/state-factors-affecting-the-site-selection-of-nuclear-power-plants.html [Accessed 27 March 2019].

4. Considerations in the selection of nuclear power plant candidate sites in Joh. Available from: https://translate.google.ru/?hl=ru&tab=TT#view=home&op=translate&sl=en&tl=ru&text=consideration [Accessed 27 March 2019].

5. Melnikov N. N., Gusak S. A., Amosov P. V., Naumov V. A., Naumov A. V., Orlov A. O., Klimin S. G., Smirnov Iu. G. Verification studies on a methodology for constructing underground complexes to dispose small nuclear power plants in the Arctic conditions. *Arktika: ekologiia i ekonomika = Arctic: Ecology and Economy*. 2018; 3(31): 123–136. (In Russ.)

6. Kuzmin G. P. *Underground facilities in permafrost zone*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2002. (In Russ.)

7. *Underground facilities in the mines of Yakutia permafrost zones*. Yakutsk: 2002. (In Russ.)

8. Shuvalov Iu. V., Galkin A. F. Theory and practice of optimum thermal control of underground structures in permafrost. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 8: 365–370. (In Russ.)

9. Galkin A. F. Improving the stability of mine workings in the permafrost zone. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2014; 207: 99–102. (In Russ.)

10. Avdonin V. V., Boitsov V. E., Grigoriev V. M., Seminskii Zh. V., Solodov N. A., Starostin V. I. *Metallic mineral deposits*. Moscow: Akademicheskii proekt-Triksta Publishing; 2005. (In Russ.)

11. Migachev I. F., Girfanov M. M., Shishakov V. B. Peschanka copper porphyry deposit. *Rudy i metally = Ores and Metals*. 1995; 3: 48–58. (In Russ.)

12. Ogorodnikov A. A. The state and development of the mineral resource base of Chukotka Autonomous Region. *Globus. Geologiia i biznes = Globus. Geology and Business*. 2012; 3 (22): 14–18. (In Russ.)

Received 25 July 2019

Information about authors:

Iurii G. Smirnov – researcher, Mining Institute KSC RAS. E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru
Aleksandr O. Orlov – researcher, Mining Institute KSC RAS. E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

Для цитирования: Смирнов Ю. Г., Орлов А. О. Выбор площадки для подземного комплекса атомной станции при освоении новых месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-5-13
For citation: Smirnov Iu. G., Orlov A. O. Selecting a site for the nuclear power plant underground installation during new fields development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 5–13 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-5-13

УДК 622.271 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-14-24

Прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы при отработке месторождений открытым способом

Вохмин С. А.[1]*, Курчин Г. С.[1], Шевнина Е. В.[1], Кирсанов А. К.[1], Костылев С. С.[1]

[1] Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

e-mail: svokhmin@mail.ru

Реферат

Введение. *Буровзрывные работы являются первыми в цепи технологических процессов горного производства и в значительной мере предопределяют экономическую эффективность всего цикла процессов по добыче и первичной переработке полезных ископаемых на предприятии. На крупных горных предприятиях затраты на буровзрывные работы представляют собой значительную долю от общих затрат на добычу. В этом контексте один из главных технологических вопросов, стоящих сегодня перед горными инженерами – это снижение выхода негабаритной фракции после взрыва.*

Цель работы. *Настоящая работа направлена на развитие расчетных моделей прогнозирования гранулометрического состава отбиваемой горной массы как одного из начальных факторов сокращения экономических потерь во всем технологическом цикле.*

Методология. *Выполнен анализ параметров, влияющих на результаты фрагментации горной массы, и методик прогноза гранулометрического состава горной массы в ходе буровзрывных работ.*

Результаты. *В представленной работе дан краткий обзор данных о мировых объемах добычи полезных ископаемых; приведены сведения о добыче ключевых типов полезного ископаемого (минеральное топливо, черные металлы, цветные металлы, драгоценные металлы, строительные материалы), а также о выручке, полученной от их реализации. На примере отечественных компаний показаны подходы к решению вопросов прогнозирования выхода негабаритной фракции после взрыва.*

Выводы. *Задан вектор проведения будущих работ в направлении создания модели прогнозирования выхода горной массы определенной фракции после взрыва.*

Ключевые слова: *разрушение горных пород; взрыв; экономика; полезные ископаемые; гранулометрический состав; фрагментация.*

Введение. В настоящее время объем достоверных запасов твердых полезных ископаемых (ПИ) достаточно велик, что является хорошей основой для создания качественно функционирующей экономики страны. В связи с этим подробный и объективный анализ ситуации с учетом глобальных тенденций развития горнодобывающей отрасли имеет решающее значение для определения потенциальных рисков при отработке месторождения.

Перспективная стратегия развития горнодобывающего предприятия напрямую зависит от сложности извлечения полезного компонента из недр (влияние горно-геологических и горнотехнических факторов), а также от стоимости добываемого сырья на товарной бирже. Однако существуют и косвенные геополитические факторы, способные привести к нехватке минеральных ресурсов.

Таким образом, подробные знания об объемах добычи полезных ископаемых и определенные компетенции в экономической отрасли в совокупности имеют немаловажное значение для принятия стратегических решений, поскольку изменения конъюнктуры рынка полезных ископаемых могут существенно отразиться на благополучии компании, отрасли или даже государства в целом.

Согласно [1], более половины добываемого сырья на данный момент приходится на Азиатский регион, далее следуют Северная Америка, Европа, Океания, Латинская Америка и Африка (табл. 1). При этом суммарный объем добычи в период с 1984 по 2017 г. практически удвоился, однако процентное соотношение добычи регионами остается неизменным.

По состоянию на 2017 г. в тройке мировых лидеров по объемам добычи полезных ископаемых и средств, вырученных от их реализации, находятся такие страны, как Китай, США и Россия (табл. 2).

Таблица 1. Объемы добычи полезных ископаемых по регионам за 2017 год
Table 1. Mineral output in the regions in 2017

Регион	Объем добычи, т	Часть от общего объема добычи, %	Прирост с 1984 г., %
Африка	966 256 214	5,62	50,84
Азия	9 962 352 619	57,95	36,35
Европа	1 459 912 535	8,49	160,54
Латинская Америка	1 127 948 810	6,56	49,82
Северная Америка	2 477 110 090	14,41	83,15
Океания	1 199 024 453	6,97	21,21
Всего	17 192 604 721	100,00	54,28

Исходя из изложенного можно прогнозировать, что объемы потребления будут расти, компании перейдут на отработку месторождений с более бедной сырьевой базой, что неминуемо повлечет за собой рост издержек на производство.

При этом расклад сил в ближайшей перспективе останется неизменным, и успешными будут те компании, регионы и страны, которые имеют технологическое преимущество, обеспечивающее им минимизацию себестоимости на каждом конкретном переделе или производственной операции.

Наибольшие объемы добычи полезных ископаемых приходятся на добычу открытым способом, что влечет за собой немало технологических и экологических проблем [2–4]. Одной из первостепенных технологических задач при отработке месторождения открытым способом является снижение выхода негабаритной фракции.

При увеличении объемов взрывных работ нередко происходит рост выхода негабаритной фракции. Это может обуславливаться ухудшением горно-геологических условий по мере увеличения глубины отработки, некорректно подобранными параметрами буровзрывных работ (БВР), что вызвано желанием сократить производственные затраты, и т. д. Данное явление порождает неконтролируемый рост дополнительных издержек на вспомогательные операции, что в целом негативно сказывается на экономической эффективности предприятия.

В связи с этим весьма актуальным является решение задачи прогнозирования выхода гранулометрического состава отбиваемой горной массы на основании известных горно-геологических и горнотехнических данных еще на этапе проектирования.

Методы исследования. Разрушение породного массива представляет собой начальное звено в технологической цепи производственных процессов, эффективность которого в значительной мере обусловливает производительность погрузочно-доставочного и горнотранспортного оборудования, а также косвенно оказывает влияние на показатели потерь и разубоживания руды. От эффективности взрывного дробления руды также непосредственно зависят и затраты на механическое ее дробление в процессе обогащения.

Качество выполнения взрывных работ оказывает непосредственное влияние на эффективность дробления горной массы. Это проявляется главным образом в значительном увеличении затрат на механическое дробление и измельчение руды, которые являются самыми энергозатратными процессами в горно-обогатительном производстве.

Доля затрат, приходящихся на отбойку, в зависимости от крепости горных пород может составлять 20–35 %. Факторами, предопределяющими рост этих затрат можно назвать:

– снижение выхода рудной массы с 1 м скважины;

– увеличение расхода взрывчатых материалов на 1 т отбитой руды;

– снижение производительности бурового оборудования (в метрах бурения или в кубических метрах обуренного горного массива).

Таблица 2. Объемы добычи полезных ископаемых и объем вырученных средств
Table 2. Mineral output and the amount of finance

Полезное ископаемое	Объем добычи, млн т			Объем выручки, млн долл. США		
	Российская Федерация	США	Китай	Российская Федерация	США	Китай
Минеральное топливо	1508,03	1888,68	3468,56	326 469	370 225	403 641
Черные металлы	59,88	30,12	336,03	8 989	3 284	36 223
Цветные металлы	4,75	3,09	42,03	12 732	12 241	97 956
Драгоценные металлы	1,68	1,27	3,92	14 728	10 587	19 143
Строительные материалы	32,03	91,39	192,25	8 363	8 096	21 644
Всего	1610,81	2013,64	4107,91	371 482	404 445	580 884

Необходимо также отметить, что каждое предприятие устанавливает свои собственные требования к кондиционной фракции (кондиционному куску) и, как следствие, к тому, какая фракция считается негабаритной. На эту величину оказывают влияние следующие факторы: тип применяемого горного и дробильного оборудования, используемое ВВ, тип и физико-механические свойства добываемого ПИ, и т. д.

Нормативное значение выхода негабаритов определяется на этапе разработки проекта производства работ (ППР) и обычно варьируется в диапазоне 1–5 %.

На сегодняшний день существует большое количество методик определения и прогнозирования фрагментации отбитой горной массы [5–10], однако отсутствует единая научно обоснованная расчетная модель по определению параметров БВР, учитывающая совокупность факторов, влияющих на результаты взрывной отбойки.

Результаты. В работе [11] проведены исследования по сравнению результатов расчетов среднего размера куска отбитой горной массы нескольких различных моделей прогнозирования в зависимости от включенных в рассматриваемую модель параметров.

В результате выполненного анализа рассматриваемых моделей были сделаны следующие выводы.

Общий вид выражения В. М. Кузнецова [6] для среднего размера куска следующий:

$$\bar{x} = A\left(\frac{V_0}{Q}\right)^{4/5} Q^{1/6}, \quad (1)$$

где A – коэффициент, зависящий от крепости породы; V_0 – объем горной массы, м^3; Q – масса ВВ в скважине, кг.

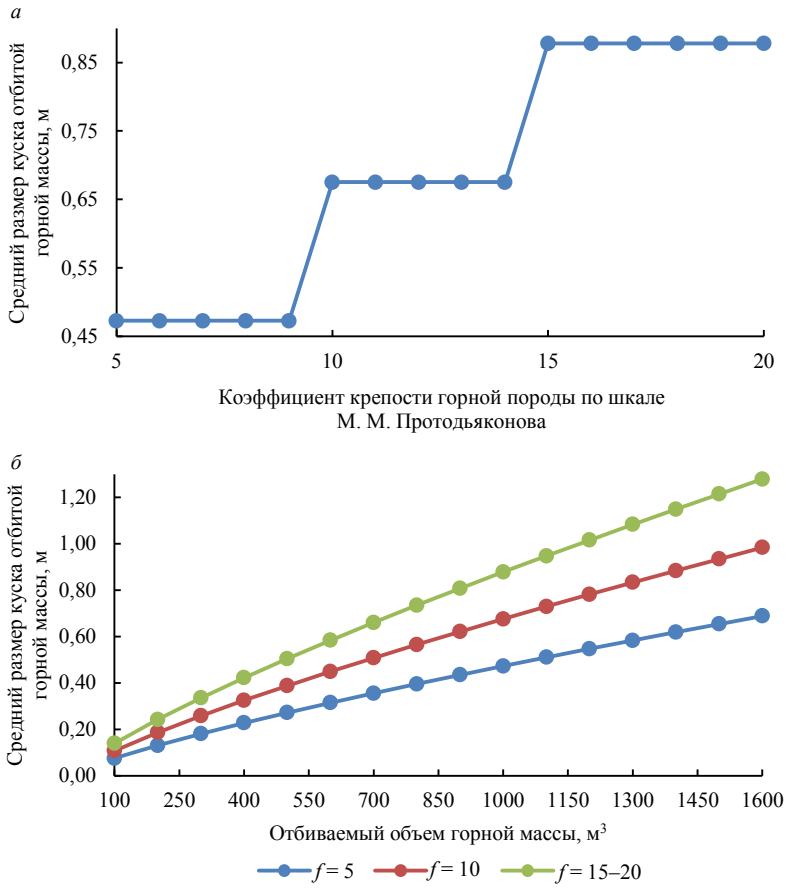

Рис. 1. Зависимости изменения среднего размера куска отбитой горной массы от крепости горной породы – *а*; от объема горной массы – *б*
Fig. 1. Dependencies of change in an average size of a lump taken down on the strength of rock – *a*; on the volume of rock mass – *б*

При анализе результатов расчетов по данному методу определения среднего размера отбитой горной массы были установлены основные зависимости изменения среднего размера куска отбитой горной массы от крепости горной породы, отбиваемого объема горной массы и массы ВВ в скважине (рис. 1).

На графике (рис. 1, *а*) приведена кривая изменения среднего размера куска отбитой горной массы в зависимости от крепости породы. Поскольку в предлагаемой В. М. Кузнецовым модели крепость породы обозначена коэффициентом, объединяющим диапазоны крепости породы (формула (1)), то график зависимости имеет ступенчатый вид, что может говорить о непрямом воздействии данного

показателя на итоговое значение искомого среднего размера куска взорванной горной массы.

На рис. 1, *б* показана зависимость изменения среднего размера куска отбитой горной массы от величины отбиваемого объема горной массы при разных диапазонах крепости пород. Из графика следует, что при заряде ВВ в 300 кг и коэффициенте крепости f = 15–20 энергии взрыва должно хватить на разрушение ≈ 1000 м^3 горной породы, причем средний размер куска будет ≈ 0,9 м. В этих же условиях, но при крепости пород f = 10 отбитые 1000 м^3 породы по расчетам должны иметь среднюю крупность ≈ 0,7 м, а для f = 5–0,5 м.

Резюмируя результаты проведенного анализа расчетов по модели В. М. Кузнецова [6], можно сделать вывод, что данная модель не учитывает тип применяемого ВВ, параметры взрывной сети и физико-механические свойства горных пород (кроме крепости). Поэтому данная модель может быть использована только для укрупненных расчетов или при наличии большого статистического материала по каждому конкретному предприятию.

Модель Куз–Рам [5] является наиболее широко используемой моделью для прогнозирования фрагментации породы после взрывных работ. Эта модель состоит из следующих основных уравнений:

– выражение В. М. Кузнецова;

– выражение Розина–Раммлера;

– выражение индекса однородности.

Уравнение Каннингема имеет следующий вид:

$$\bar{x} = AK^{-0,8}Q^{1/6}\left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30},$$

где $\bar{x}$ – средний размер куска, см; A – фактор горной породы; K – удельный расход ВВ, кг/м^3; Q – масса ВВ в скважине, кг; RWS – относительный эквивалент ВВ по теплоте взрыва по отношению к АНФО (*Ammonium Nitrate Fuel Oil* – это ВВ, произведенное как смесь пористой гранулированной аммиачной селитры с жидким горючим веществом); 115 – RWS тринитротолуола.

При анализе результатов расчетов по данному методу определения среднего размера отбитой горной массы были установлены основные зависимости изменения среднего куска отбитой горной массы от объемного веса породы, удельного расхода ВВ и массы ВВ в скважине (рис. 2).

Зависимость изменения среднего размера куска отбитой горной массы от объемного веса породы приведена на рис. 2, *а*. График представляет собой линейную зависимость.

Поскольку в данной расчетной модели коэффициент крепости горной породы A вычислен сразу по нескольким формулам и представляет собой не привычный отечественным исследователям показатель в виде шкалы крепости в диапазоне от 1 до 25, а некоторое численное значение, то последующие зависимости будут рассмотрены при изменении объемного веса горной породы.

На графике (рис. 2, *б*) отображена зависимость изменения среднего размера куска отбитой горной массы от удельного расхода взрывчатого вещества при разных численных показателях объемного веса горной породы. Данная зависимость построена для целика RMD = 50. Из графика следует, что при среднем удельном расходе ВВ, равном 1,0 кг/м^3, и объемном весе горной породы γ = 1,5 т/м^3 средний размер кусков отбитой горной массы ≈ 1,2 м, при γ = 2,0 т/м^3 – 1,4 м, при γ = 2,5 т/м^3 – 1,5–1,6 м и при γ = 3,0 т/м^3 – 1,7–1,8 м.

Анализируя модель Куз–Рам [5], можно сделать вывод, что имеющихся исходных данных вполне достаточно для точного прогнозирования фракции кусков гор-

ной породы после взрыва. При работе с данной моделью можно заложить прогнозируемые показатели фрагментации в процентном соотношении, а следовательно, возможно заранее узнать, какой процент определенной фракции можно ожидать после производства взрывных работ. Данную модель широко используют и совершенствуют многие ученые по всему миру, что говорит об ее универсальности.

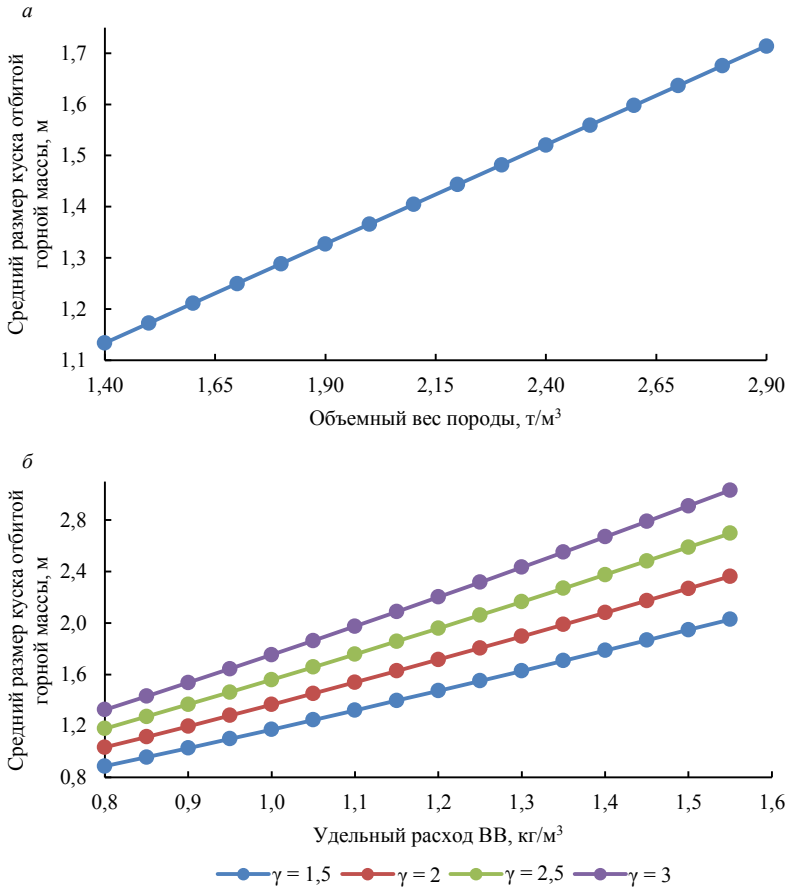

Рис. 2. Зависимости изменения среднего размера куска отбитой горной массы от объемного веса породы – *а*; от удельного расхода взрывчатого вещества – *б*

Fig. 2. Dependencies of change in an average size of a lump taken down on the volumetric weight of rock – *a*; on the volume of rock mass – *б*

Модель КСО [12] является расширенной версией модели Куз–Рам. В этой модели заменяется функция Розина–Раммлера, используемая для описания кривой фрагментации, на функцию Swebrec. Функция Swebrec включает в себя три основных параметра: максимальный размер x_{max}; класс измельчения x_{50}; степень волнистости кривой b.

Функция Swebrec определяется как

$$P(x) = \left[1 + \left(\ln(x) \Big/ \ln\frac{x_{max}}{x_{50}}\right)^b\right]^{-1},$$

где $P(x)$ – количество материала, проходящего через сито размером x, %; b – степень волнистости кривой.

Модель была названа Кузнецов–Каннингем–Оучтерлони (Kuznetsov–Cunningham–Ouchterlony) – KCO.

Данная модель подразумевает не прогнозирование выхода определенной фракции после взрыва (то есть численный показатель среднего размера куска отбитой горной массы), а вероятность прохождения отбитой горной массы через просеивающую поверхность грохота при различном размере отверстий просеивающей поверхности.

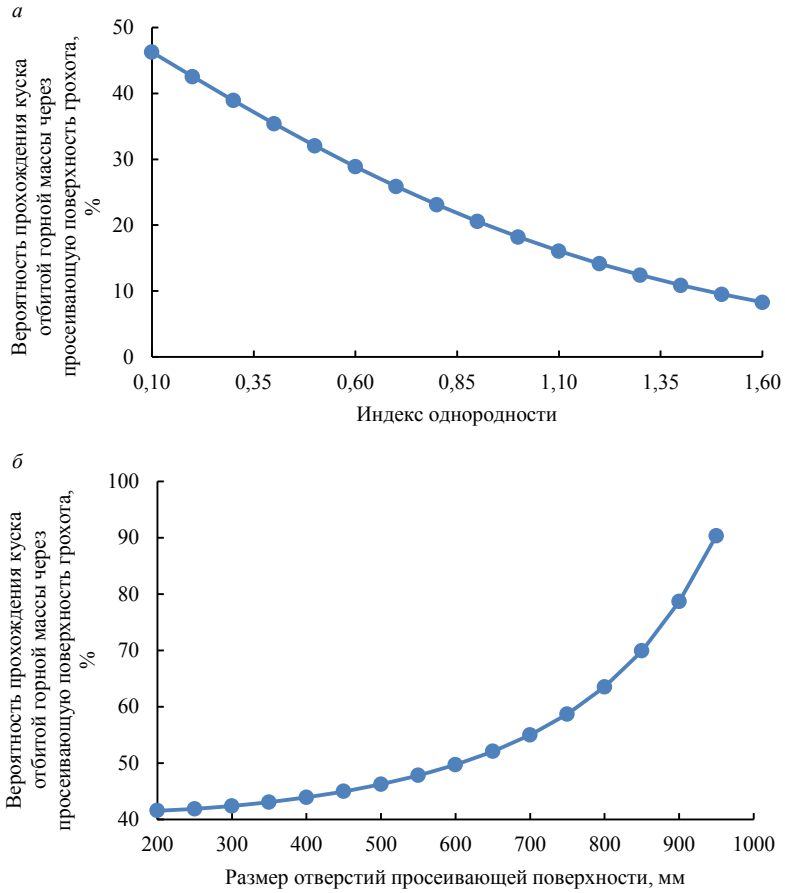

Рис. 3. Зависимости вероятности прохождения куска отбитой горной массы через просеивающую поверхность грохота от индекса однородности – *а*; от размера отверстий просеивающей поверхности грохота – *б*

Fig. 3. Dependencies of the probability of a crushed rock lump passing through the screen deck of a screen on the uniformity index – *a*; on the size of screen deck holes – *б*

При анализе результатов расчетов по данному методу определения выхода отбитой горной массы в подрешетный продукт грохота были установлены ее основные зависимости от индекса однородности и размера отверстий просеивающей поверхности (рис. 3).

График (рис. 3, *а*) показывает зависимость вероятности прохождения куска среднего размера отбитой горной массы через просеивающую поверхность грохота от индекса однородности. Как видно из данного рисунка, с увеличением индекса однородности происходит уменьшение вероятности просеивания куска среднего размера отбитой горной массы через просеивающую поверхность гро-

хота. При максимальном размере сита 1000 мм вероятность прохождения через просеивающую поверхность грохота варьируется в диапазоне от 8 до 46 %.

График (рис. 3, *б*) показывает зависимость вероятности прохождения кусков отбитой горной массы через просеивающую поверхность грохота от размера отверстий просеивающей поверхности грохота. Вероятность прохода через просеивающую поверхность грохота варьируется от 42 до 90 % (в зависимости от размера отверстий просеивающей поверхности грохота).

По итогам анализа модели КСО [12] можно сделать вывод, что эту и другие аналогичные модели рекомендуется использовать в дополнение к моделям, позволяющим рассчитывать характеристики крупности отбитой горной массы. Такая интеграция моделей позволит горнодобывающему предприятию заранее предсказывать возможные проблемы с фрагментацией.

Как правило, в представленных моделях слабо учитывается взаимовлияние факторов, чем и объясняется нестабильность показателей БВР, низкая их эффективность и, как следствие, повышенный выход негабаритов. Поэтому в настоящее время широко обсуждается тема анализа и разработок методик, позволяющих прогнозировать гранулометрический состав отбиваемой горной массы как одного из начальных факторов сокращения экономических потерь в технологическом цикле.

Обсуждение. В целом, параметры, которые могут повлиять на результаты фрагментации горной массы, можно разделить на две основные группы – контролируемые и неконтролируемые, а также четыре подгруппы (параметры БВР; характеристики ВВ; характеристики горного массива; геомеханические характеристики ненарушенной горной породы) [13–16].

В настоящее время зависимость среднего размера куска отбитой горной массы от используемых параметров буровзрывных работ и свойств пород определяется для каждого горного предприятия по эмпирическим закономерностям на основе опыта предприятий-аналогов, а его рациональные значения на действующем предприятии – путем проведения ряда опытно-промышленных взрывов.

Обзор существующих методик определения фрагментации отбитой горной массы показал, что на сегодняшний день отсутствует единая научно обоснованная методика по определению данного параметра. Как правило, предлагаемые методики не учитывают взаимовлияние ряда факторов, таких как физико-механические свойства массива, тип применяемого взрывчатого вещества, диаметр заряда, конструкция заряда, место инициирования заряда, длина и величина недозаряда, длина и качество забойки, взаимодействие одновременно взрываемых зарядов. Этим объясняется нестабильность показателей буровзрывных работ, низкая их эффективность и, как следствие, повышенный выход негабаритов.

Поэтому в настоящее время в научных кругах широко развивается тема разработки как технологически и экономически эффективной методики дробления негабаритной фракции, так и методики учета параметров разрушения, позволяющей снизить удельный расход взрывчатого вещества и повысить безопасность взрывных работ.

Заключение. Совершенствование БВР является одним из направлений повышения эффективности отработки месторождения. В зависимости от того, насколько корректно рассчитаны параметры БВР, могут существенно изменяться технико-экономические показатели отработки блока [17].

Исходя из изложенного можно сделать вывод, что объемы добычи неуклонно растут, вместе с тем повышается и спрос на создание более мощных взрывчатых веществ и разработку новых моделей (методик), способствующих прогнозированию или определению гранулометрического состава отбиваемой горной массы.

При реализации внутренней стратегии развития на предприятиях следует регулярно проводить анализ технико-экономических показателей работы. Анализ должен способствовать изменению ориентации экономической политики предприятия от преимущественно затратной к ресурсосберегающей и экологически безопасной.

Необходимо изучить большое количество моделей прогнозирования выхода гранулометрического состава отбиваемой горной массы, что позволит получить более детальную картину о влиянии основных факторов на результаты взрыва. Действенность такого анализа зависит не только от совершенства методов, но и от оперативности его проведения. При современных темпах развития науки и техники необходимо быстро воздействовать на производство. Отсюда основными требованиями анализа являются его системность, комплексность и оперативность [18].

Работа в данном направлении ведется в рамках гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов наук (МК-1178.2018.8).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Reichl C., Schatz M., Zsak G. World Mining Data. Vol. 34. Mineral production. Vienna, 2019. 264 p.

2. Федорко В. П. Методологические проблемы технологии открытых горных работ: дис. ... д-ра техн. наук. Иркутск, 1998. 200 с.

3. Крюков Г. М., Докутович М. И., Жаровонко С. Н. Степень дробления и выход негабарита при взрывном рыхлении горных пород на карьерах // ГИАБ. 2011. № 5. С. 347–351.

4. Курчин Г. С., Волков Е. П., Зайцева Е. В., Кирсанов А. К. Проблемы экологии при добыче нерудных строительных материалов в России // Современные проблемы науки и образования. 2013. № 6. С. 45–57.

5. Cunningham C. V. B. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on. In: Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. 1987. P. 475–478.

6. Kuznetsov V. M. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock // Soviet Mining Science. 1973. Vol. 9. No. 2. P. 144–148.

7. Кирсанов А. К., Сиделев Н. А., Вохмин С. А., Курчин Г. С. Обзор существующих методик дробления горных пород до требуемого кондиционного размера // Фундаментальные научные исследования: теоретические и практические аспекты: сб. матер. Междунар. науч.-практ. конф. Кемерово: ЗапСибНЦ, 2016. С. 16–19.

8. Кузнецов В. А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горностроительных выработках на основе деформационного зонирования взрываемых уступов: дис. … д-ра техн. наук. М., 2010. 225 с.

9. Рождественский В. Н. Прогнозирование качества дробления трещиноватых горных массивов при многорядном взрывании зарядов // Технология и безопасность взрывных работ. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. С. 38–43.

10. Шапурин А. В., Васильчук Я. В. Математическая модель для прогнозирования грануометрического состава взорванных горных пород // Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. 2012. Вип. 4(75). С. 94–99.

11. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Lobatsevich M. A., Shigin A. O., Shigina A. A. Prospects of the use of grain-size composition predicting models after explosion in open-pit mining // International Journal of Mechanical Engineering and Technology (IJMET). 2018. Vol. 9. Issue 4. P. 1056–1069.

12. Ouchterlony F. The Swebrec function: Linking fragmentation by blasting and crushing. Mining Technology (Trans. of the inst. of Mining and Metallurgy A). 2005. Vol. 114. P. 29–44.

13. Bakhtavar E., Khoshrou H., Badroddin M. Using dimensional-regression analysis to predict the mean particle size of fragmentation by blasting at the Sungun copper mine // Arab. J. Geosci. (2015) 8: 2111–2120. doi:10.1007/s12517-013-1261-2.

14. Chakraborty A. K., Raina A. K., Ramulu M., Choudhury P. B., Haidar A., Sahu P., Bandopadhyay C. Parametric study to develop guidelines for blast fragmentation improvement in jointed and massive formations // Eng. Geol. 2004. 73: 105–116.

15. Kulatilake P., Qiong Wu., Hudaverdi T., Kuzu C. Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks // PHSW. Eng. Geol. 2010. 114: 298–311.

16. Latham J. P., Mculcn J. V., Dupray S. Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production // Eng. Geol. 2006. 87: 60–74.

17. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Shigin A. O., Shigina A. A. Destruction of rock upon blasting of explosive agent // Journal of Engineering and Applied Sciences. 2017. Vol. 12. No. 13. P. 3978–3986.

18. Проблемы разработки целостной структуры горных наук и теории горного производства. URL: https://articlekz.com/article/5435 (дата обращения 29.05.2019).

Поступила в редакцию 31 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Вохмин Сергей Антонович – кандидат технических наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: svokhmin@mail.ru
Курчин Георгий Сергеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: kurchings@mail.ru
Шевнина Екатерина Васильевна – старший преподаватель кафедры шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: ek_zaytseva@mail.ru
Кирсанов Александр Константинович – ассистент кафедры шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: akirsanov@sfu-kras.ru
Костылев Сергей Сергеевич – аспирант кафедры шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: sergey.kostylevv@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-14-24

Granulometric composition predicting models after explosion in open-pit mining

Sergei A. Vokhmin[1], Georgii S. Kurchin[1], Ekaterina V. Shevnina[1], Aleksandr K. Kirsanov[1], Sergei S. Kostylev[1]
[1] Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

Abstract

Introduction. *Drilling and blasting operations are first in the workflow and significantly determine the economic efficiency of the entire mining and primary processing workflow in the enterprise. The cost of drilling and blasting operations is a significant part of total production costs of large mining companies. In this context, mining engineers today are facing a crucial technological problem, i.e. the reduction of the off-gauge fraction yield after the explosion.*
Research aims *to develop the models which forecast the granulometric composition of the rock mass taken down as the original factor in reducing the economic waste of the entire workflow.*
Methodology. *The parameters which influence the results of rock mass fragmentation and the techniques of rock mass granulometric composition forecasting in the course of drilling and blasting were analyzed.*
Results. *The present paper gives a brief overview of the global mineral output; provides information on the extraction of key types of minerals (mineral fuel, ferrous metals, non-ferrous metals, precious metals, and construction materials), as well as revenues derived from their sale. On the example of domestic companies, approaches to the issue of forecasting the off-gauge fraction yield after the explosion.*
Summary. *Direction for future actions in creating the model forecasting rock mass yield of a certain fraction after the explosion.*

Key words: *rock destruction; explosion; economics; mineral resources; granulometric composition; fragmentation.*

Acknowledgements. Work in this direction is being carried out under the government grant of RF President for governmental support of young Russian scientists PhD (MK-1178.2018.8).

REFERENCES

1. Reichl C., Schatz M., Zsak G. World Mining Data. Vol. 34. Mineral production. Vienna, 2019. 264 p.
2. Fedorko V. P. *Methodological problems of opencast mining technology: DSc. Eng. Diss. Irkutsk*; 1998. (In Russ.)
3. Kriukov G. M., Dokutovich M. I., Zharovonko S. N. Crushing ratio and the yield of the off-gauge fraction during explosive loosening of rock at open pits. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011; 5: 347–351. (In Russ.)
4. Kurchin G. S., Volkov E. P., Zaitseva E. V., Kirsanov A. K. Environmental problems in the extraction of nonmetallic building materials in Russia. *Sovremennye problemy nauki i obrazovaniia = Modern Problems of Science and Education*. 2013; 6: 45–57. (In Russ.)
5. Cunningham C. V. B. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on. In: *Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting*. 1987. P. 475–478.
6. Kuznetsov V. M. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Soviet Mining Science*. 1973; 9 (2): 144–148.
7. Kirsanov A. K., Sidelev N. A., Vokhmin S. A., Kurchin G. S. Review of existing techniques of rock crushing up to the required size. In: *Basic scientific research: theoretical and practical aspects: Proceedings of Internat. Research.to-Pract. Conf*. Kemerovo: ZapSibNTs Publishing; 2016: 16–19. (In Russ.)
8. Kuznetsov V. A. *Rationale for the technology of drilling and blasting in quarries and opencast mine workings based on deformational zoning of the demolished benches: DSc. Eng. Diss*. Moscow; 2010. (In Russ.)
9. Rozhdestvenskii V. N. Forecasting the quality of crushing jointed rock masses at multi-row blasting. In: *Technology and Safety of Blasting*. Ekaterinburg: IM UB RAS; 2012: 38–43. (In Russ.)

10. Shapurin A. V., Vasilchuk Ia. V. Mathematical model for blasted rock granulometric composition forecast. *Visnik KrNU imeni Mikhaila Ostrogradskogo = Transactions of Kremechuk Mychailo Ostrohradskyi National University*. 2012; 4(75): 94–99.

11. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Lobatsevich M. A., Shigin A. O., Shigina A. A. Prospects of the use of grain-size composition predicting models after explosion in open-pit mining. *International Journal of Mechanical Engineering and Technology (IJMET)*. 2018; 9 (4): 1056–1069.

12. Ouchterlony F. The Swebrec function: Linking fragmentation by blasting and crushing. *Mining Technology (Trans. of the inst. of Mining and Metallurgy A)*. 2005; 114: 29–44.

13. Bakhtavar E., Khoshrou H., Badroddin M. Using dimensional-regression analysis to predict the mean particle size of fragmentation by blasting at the Sungun copper mine. *Arab. J. Geosci*. 2015; 8: 2111–2120.

14. Chakraborty A. K., Raina A. K., Ramulu M., Choudhury P. B., Haidar A., Sahu P., Bandopadhyay C. Parametric study to develop guidelines for blast fragmentation improvement in jointed and massive formations. *Eng. Geol*. 2004; 73: 105–116.

15. Kulatilake P., Qiong Wu., Hudaverdi T., Kuzu C. Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks. *PHSW. Eng. Geol*. 2010; 114: 298–311.

16. Latham J. P., Mculcn J. V., Dupray S. Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production. *Eng. Geol*. 2006; 87: 60–74.

17. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Shigin A. O., Shigina A. A. Destruction of rock upon blasting of explosive agent. *Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2017; 12 (13): 3978–3986.

18. *The problems of developing the integrated structure of mining sciences and the theory of mining industry*. Available from: https://articlekz.com/article/5435 [Accessed 29 May 2019].

Received 31 May 2019

Information about authors:

Sergei A. Vokhmin – PhD (Engineering), Professor, Head of the Underground Mining Department, Siberian Federal University. E-mail: svokhmin@mail.ru
Georgii S. Kurchin – PhD (Engineering), associate professor, Underground Mining Department, Siberian Federal University. E-mail: kurchings@mail.ru
Ekaterina V. Shevnina – senior lecturer, Underground Mining Department, Siberian Federal University. E-mail: ek_zaytseva@mail.ru
Aleksandr K. Kirsanov – assistant lecturer, Underground Mining Department, Siberian Federal University. E-mail: akirsanov@sfu-kras.ru
Sergei S. Kostylev – PhD student, Underground Mining Department, Siberian Federal University. E-mail: sergey.kostylevv@gmail.com

Для цитирования: Вохмин С. А., Курчин Г. С., Шевнина Е. В., Кирсанов А. К., Костылев С. С. Прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы при отработке месторождений открытым способом // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 14–24. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-14-24
For citation: Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Shevnina E. V., Kirsanov A. K., Kostylev S. S. Granulometric composition predicting models after explosion in open-pit mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 14–24 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-14-24

УДК 504.55.054:622(470.6) DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-25-35

Substantiating the method of filling the goaf using the rock jam phenomenon

Vladimir I. Golik[1]*, Niiaz G. Valiev[2], Iurii I. Razorenov[3], Viktor G. Lukianov[4], Stanislav A. Maslennikov[5]

[1] North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russia

[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia

[3] Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, Russia

[4] National Research Tomsk Polytechnic University, Tomsk, Russia

[5] Don State Technical University (branch), Shakhty town, Rostov region, Russia

e-mail: v.i.golik@mail.ru

Abstract

Research subject, theme, and aim *center on detailing jam mechanism of discrete rock in hard rock masses and implementing its residual strength to optimize the processes of goaf filling.*

Research methodology *includes structural mechanics and continuum mechanics provisions application to explain and improve the methods of using the mechanism of discrete rocks residual strength implementation due to rock jam when calculating the host rock state control parameters.*

Research results and scope. *The idea of goaf filling during dislocated deposits underground mining is described. Information is given on the geological structure of the studied rocky ore deposit and the role of tectonic structures in the behavior of the mass during its development. The results of the research carried out on the state of the rock mass are shown and some geotechnical sites are distinguished as part of it on the basis of rock weakness feature. Some variants of host rock behavior depending on the joint blocks jam phenomenon are considered. The possibilities are substantiated of goaf filling by combining the methods of filling with insulation and stowing with hardening mixtures. The scope of the research results is recommended for solid mineral deposits underground development.*

Summary. *For the moment, the use of computational methods at discrete rock residual strength implementation due to rock jam through discrete rock jamming properties is a little-used factor of a goaf filling technology, which makes it possible to obtain an environmental and economic effect while ensuring the safety of mining.*

Key words: *rock; strength; filling; goaf; jam; control; safety.*

Acknowledgements. *The article presents the results of the research carried out under the project Erasmus + 574061-EPP-1-2016-1-DE-EPPKA2-CBHE-JP "Modernization of geological education in Russian and Vietnamese universities".*

Introduction. A direction of goaf filling technological development is the use of discrete rock jam phenomenon and residual strength implementation.

In a number of instances, the use of rock properties makes it possible to obtain an environmental and economic effect while ensuring the safety of mining. Filling processes optimization is the aim of the present research.

Results. The geology of Ishym field is made up by the sedimentary rock of the Cambrian-Ordovician and the Devonian as well as the volcanic deposits of the Late Ordovician and the Devonian. The crucial role in the structure and the ore content of the deposit is played by the faults (fig. 1).

Ore bodies are localized in rock of the Cambrian-Ordovician and the Middle and Upper Devonian.

Field specific jointing is the same both in the rock of the Cambrian-Ordovician and the Devonian. In the Devonian it makes up 2–4 fractures per 1 m, and 6 in the rock of the Cambrian-Ordovician. Jock jointing increases near tectonic faults and makes up 10–19 within the line of the fault, and reaches 50 and more fractures per 1 m in ore bodies. The character of rock jointing distribution in at the heading sides and handing sides of the zones is almost the same. Rock jointing manifests most intensively in feather disturbances and in their vicinity.

The main factor of outcrop stability is rock jointing impact (fig. 2).

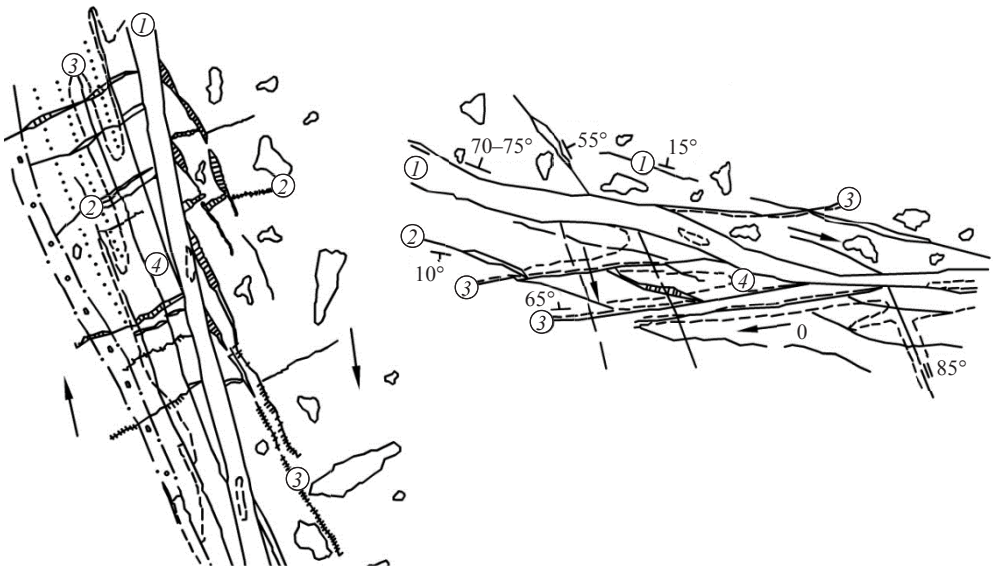

Fig. 1. Plan and cross section of fault:
1 – stratification zone; *2* – tension joint; *3* – shear fractures with gouge; *4* – metallization
Рис. 1. План и разрез разлома:
1 – зона расслоения; *2* – трещины отрыва; *3* – трещины скола с глинкой трения; *4* – оруденение

Inrush is possible at the intersection of steep and gently sloping zones interfaces, and also in the instance when a tectonic disturbance joint near the heading side is the wall of the mine working. The lateral dimensions of structure blocks can be defined according to the formulae proposed by the authors (fig. 3, 4) [1]:

when $\alpha \geq (90° + \varphi)/2$

$$d_1 = \left[\frac{2h}{\mathrm{tg}\left((90° + \varphi)/2\right)} + \frac{m}{\sin\alpha}\right] \cdot \left[2\left(\frac{10R^1_{compr}}{H\gamma} - 1\right)\right]^{-1};$$

when $\alpha < (90° + \varphi)/2$

$$d_1 = \left[h\left(\frac{1}{\mathrm{tg}\left((90° + \varphi)/2\right)} + \frac{1}{\mathrm{tg}\alpha}\right) + \frac{m}{\sin\alpha}\right] \cdot \left[2\left(\frac{10R^1_{compr}}{H\varphi} - 1\right)\right]^{-1},$$

where d_1 is the lateral dimension of a structure block of rock, m; α – goaf inclination angle, degrees; φ – angle of rock shear resistance, degrees; h – goaf height, m;

m – normal width of a goaf, m; R^1_{compr} – ultimate compressive strength of rock, kg/sm^2; γ – volumetric weight of rock, t/m^3; H – the depth of the imposts of the natural balance arch, m.

Integrated studies of a mass state make it possible to distinguish between some geotechnical sites within the mass (table 1).

The method of filling at rock cave-in under the ultimate arch [2]:

$$\alpha = d_1\left(\frac{10R_{compr}}{kH\gamma} - 1\right),$$

where α – the half-span of the arch of natural balance, m; d_1 – the lateral dimension of a joint block of rock, m; R_{compr} – ultimate compressive strength, kg/cm^2; 10 – kg/cm^2 to t/m^2 conversion factor; γ – volumetric weight of rock, kg/m^3; H – the depth of the impost from the surface, m; k – safety factor.

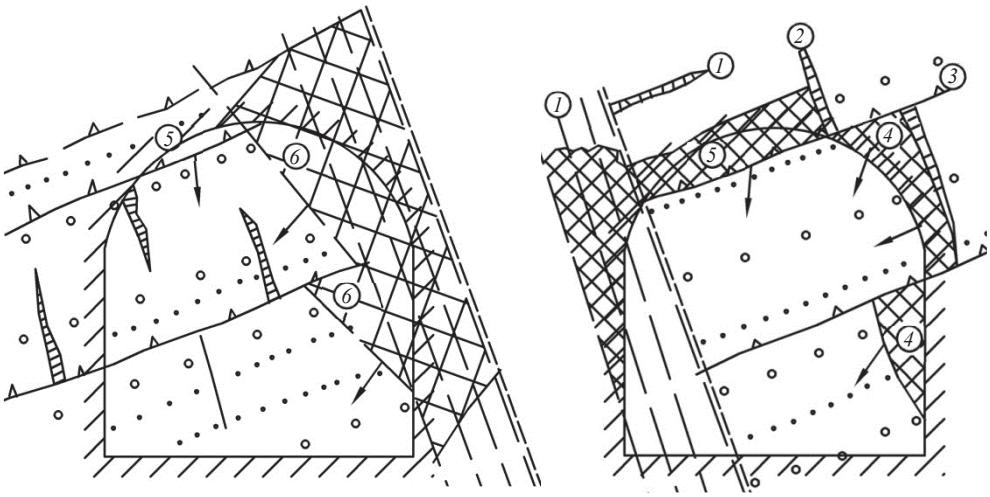

Fig. 2. The character of rock cave-in from the direction of the hanging and heading sides of the fault:
1 – fault; *2* – tension joints; *3* – layered faults; *4* – inrush along the tension joints of layered zones;
5 – inrush at layered joints; *6* – inrush at shear fracture of the fault zone

Рис. 2. Характер обрушения пород со стороны висячего и лежачего боков разлома:
1 – разлом; *2* – трещины отрыва; *3* – послойные срывы; *4* – вывалы по трещинам отрыва послойных зон;
5 – вывалы по послойным трещинам; *6* – вывалы по трещинам скола зоны разлома

Joint blocks self-jam is possible if the span of the ultimate arch B is bigger than the span of the cave-in zone:

$$2a \geq B.$$

Fig. 3 and 4 represent the cave-in zone for the following instances:

– the inclination angle of the stope is greater than the caving angle

$$\alpha \geq \frac{90° + \varphi}{2};$$

– the inclination angle of the stope is less than the caving angle

$$\alpha \leq \frac{90° + \varphi}{2}.$$

The span of the ultimate arch

$$B = \frac{2h}{\mathrm{tg}\left(\left(90° + \varphi\right)/2\right)} + \frac{m}{\sin\alpha},$$

where h – the height of the mine working, m; α – the inclination angle of the mine working, degrees; γ – angle of shear resistance of rock, degrees (45°–50°); m – the width of the goaf, m.

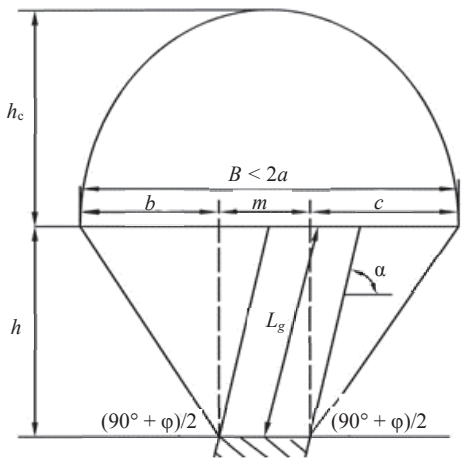

Fig. 3. Scheme for ultimate arch of balance development condition determination at steeply pitching ore body:
L_g – ore body inclined height, m; b – circle of influence of ore body hanging side, m; c – circle of influence of ore body hanging side, m

Рис. 3. Схема к определению условия образования предельного свода равновесия при крутом падении рудного тела:
L_g – наклонная высота рудного тела, м; b – зона влияния висячего бока рудного тела, м; c – зона влияния висячего бока рудного тела, м

The height of the self-jam arch h_a under $2a = B$:

$$h_a = \frac{a}{\nu},$$

where a – the half-span of the arch without the safety factor k; ν – fractured rock stability factor;

$$\nu = 2\frac{d_2}{d_1} \cdot \frac{R^{11}_{compr}}{R^{1}_{compr}},$$

where d_2/d_1 – the ratio of the vertical and horizontal dimensions of the structure blocks of rock; $R^{11}_{compr} / R^{1}_{compr}$ – the ratio of the ultimate compressive strength of rock towards the thrust of the arch and towards the influence of rock weight.

The condition of the daylight surface maintenance for the instances with rock cave-in with the development of an arch:

$$H^1 > h_a,$$

where H^1 – the depth of the upper edge of the goaf from the edge of the weathered rock and loose deposits, m.

In case the condition is not met, the goaf requires stowing with hardening mixtures in order to meet the following condition under the reduced height of the goaf [3]:

$$H^1 > h_a = \frac{B}{2\nu} = \frac{B}{4\left(d_2/d_1\right)\left(R^{11}_{compr}/R^{1}_{compr}\right)},$$

where h_a – the rise of the arch under partially filled goaf, m.

The height h_f, to which the goaf should be filled, is determined according to the formula proposed by the authors [4].

Under α ≥ (90° + φ)/2

$$h_f > h + \left(\frac{m}{\sin\alpha} - 2H^1\frac{d_2}{d_1} \cdot \frac{R^{11}_{compr}}{R^{1}_{compr}}\right)\mathrm{tg}\frac{90° + \varphi}{2}.$$

With the negative h_f, there is no need in stowing, and the goaf is filled by the method of insulation.

Under α < (90° + φ)/2

$$h_f > h + \left(\frac{m}{\sin\alpha} - 4H^1 \frac{d_2}{d_1} \cdot \frac{R^{11}_{compr}}{R^1_{compr}} \right) \frac{\mathrm{tg}\alpha \mathrm{tg}\left(\left(90° + \varphi\right)/2\right)}{\mathrm{tg}\alpha + \mathrm{tg}\left(\left(90° + \varphi\right)/2\right)}.$$

At the absence of rock self-jam, the height of cave-in expansion is determined by the degree of rock fragmentation.

The zone of hazardous rock displacement according to VNIMI, is shown at fig. 5, 6 [5–7].

If $H^1 < h_a$ then the height of the stowing mass which will not cause the displacement of the surface is as follows:

$$h_f = \frac{khm\mathrm{tg}\alpha - H^1(K_f - 1)\left(m\mathrm{tg}\alpha + h\sin\alpha\right)}{km\mathrm{tg}\alpha - H^1(K_f - 1)\sin\alpha},$$

where h – the full height of the goaf including the height of the stowing mass h_f, m; m – the normal width of the goaf, m; α – inclination angle of the goaf, degrees; k – safety factor; K_f – degree of fragmentation;

$$H^1 = \frac{khm\mathrm{tg}\alpha}{(K_f - 1)(m\mathrm{tg}\alpha + h\sin\alpha)}.$$

The condition of the stable state of the surface according to VNIMI (*Temporary instructions on rock pressure control in stopes at 3.5 m thick layers with the angle of inclination up to 5 degrees. Vostochniy Research Institute for Mining Safety, VNIMI Skochinsky Institute of Mining, 76 p.*):

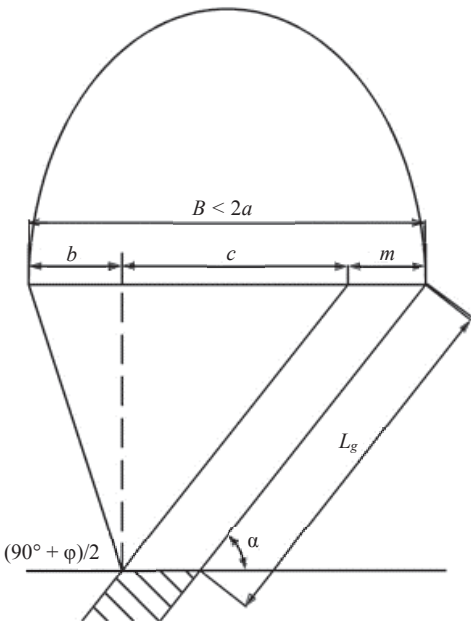

Fig. 4. Scheme for the ultimate arch of balance development condition determination at gently sloping ore body

Рис. 4. Схема к определению условия образования предельного свода равновесия при пологом падении рудного тела

$$H^1 > H^1_f = K_1 l_{eq},$$

where H^1 – the depth of the upper edge of the goaf from the weathered rock and deposits, m; H^1_f – the depth of the upper edge of the goaf from the edge of the weathered rock and loose deposits, m; K_1 – the coefficient which takes into account the strength properties of rock (table 2); l_{eq} – equivalent span;

$$l_{eq} = \frac{Ll^1}{\sqrt{\left(L^2 + (l^1)^2\right)}},$$

where L – goaf length along the strike, m; l_1 – the length of goaf horizontal surface across the strike, m.

If $L > 2l_1$, then $l_{eq} = l_1$. If $L < 2l_1$, then $l_{eq} = L$.

The condition which excludes cave-in to the surface, according to VNIMI [8–9]:

$$H^1 = \frac{S \sin \alpha_d}{m_d},$$

where H^1 – the depth of the mine working outline from the weathered rock and deposits, m; S – goaf area, m^2; α_d – the angle of inclination of the line of disturbance, degrees; m_d – the thickness of the zone along with the zone of fracture and foliation, m.

Table 1. Geotechnical characteristic of the field
Таблица 1. Инженерно-геологическая характеристика месторождения

Site characteristic	Volumetric weight of rock, t/m^3	Rock strength, kg/cm^2	Dimension of the structure block, m	Rock weakness coefficient
Interface nodes of faults and contact	2.65	639	0.4 × 0.4	0.37
Zones of major faults and contacts	2.65	587	0.8 × 1.6	0.43
Internal parts of tectonic blocks between the fault and the contact	2.65	570	1.8 × 4.0	0.62

Goaf filling method selection for the assumed conditions. The depth of the mine working outline from the weathered rock and deposits H^1= 60 m. The full height of the goaf including the height of the mass of the hardening mixture h = 15 m. Actual width of the ore body L = 225 m. The thickness of the ore body m = 6 m. The angle of inclination of the ore body α = 80°. Rock caving angle φ = 50°. Horizontal dimension of a structure block of rock d_1 = 1.0 m. Vertical dimension of a structure block of rock d_2 = 1.0 m. Ultimate compressive strength of a structure block R^1_{compr} и R_{compr} = 600 kg/cm^2. Volumetric weight of rock γ = 2.7 t/m^3.

Then the length of goaf horizontal surface across the strike is as follows:

$$l^1 = \frac{m}{\sin \alpha} + \frac{h}{\mathrm{tg}\alpha} = 8{,}8 \text{ m}.$$

Goaf volume:

$$V_1 = L \frac{m}{\sin \alpha} h = 2296 \text{ m}^3.$$

Goaf area:

$$S = l^1 L = 220 \text{ m}^2.$$

The span of the ultimate arch of rock self-jam:

$$2a = 2d_1 \left(\frac{10 R^1_{compr}}{KH\gamma} - 1 \right) = 25{,}8 \text{ m}.$$

The span of the cave-in zone:

$$B = \frac{2h}{\mathrm{tg}\left((90° + \varphi)/2 \right)} + \frac{m}{\sin \alpha} = 17 \text{ m}.$$

Arch development condition:

$$2a \geq B \qquad 25{,}8 \text{ m} > 17 \text{ m}.$$

The arch develops with the safety factor $K = 2$.
The height of rock self-jam arch:

$$h_a = \frac{B}{4} = 4{,}3 \text{ m}.$$

Surface maintenance condition verification:

$$H^1 > h_a \cdot 60 > 4{,}3 \text{ m}.$$

Consequently, the goaf may be filled with the method of insulation.

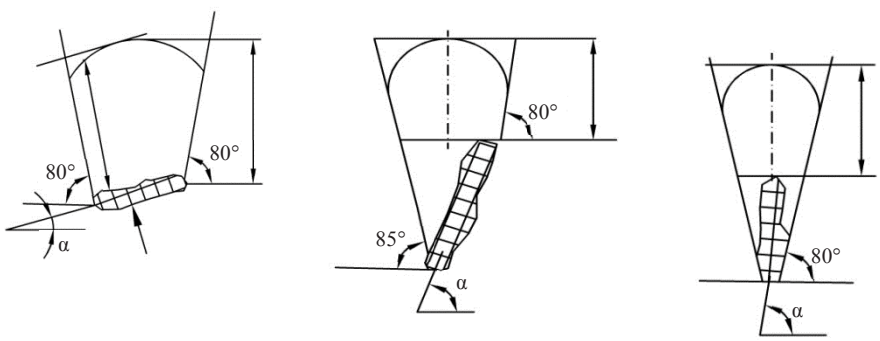

Fig. 5. Plotting the area boundaries of hazardous displacements in the rock mass at section across the strike
Рис. 5. Построение границ области опасных сдвижений в толще пород на разрезах вкрест простирания

Goaf filling method selection when the conditions are changed.
The height of the artificial mass made of the stowage material:

$$h_f = \frac{khm\text{tg}\alpha - H^1(K_f - 1)\cdot(m\text{tg}\alpha + h\sin\alpha)}{km\text{tg}\alpha - H^1(K_f - 1)\sin\alpha} = 4{,}6 \text{ m}.$$

For further calculation 7 m is accepted. The remaining 8 m height void is filled with the method of insulation. The height of the insulated site:

$$H^1 = h_a^1 \cdot 60 = 49 \text{ m}.$$

Verification by VNIMI formula:

$$H^1 > H_f^1 = K_1 l_{eq}.$$

Under the tabular value of $K_1 = 9.0$

$$l_{eq} = \frac{Ll_1}{\sqrt{(L^2 + l_1^2)}} = 8,3 \text{ m};$$

$$H^1 < H_f^1;\ H^1 = 60 \text{ m};\ H_f^1 = 75 \text{ m}.$$

Among 49 m and 75 m the safest is accepted, i. e. 49 m.

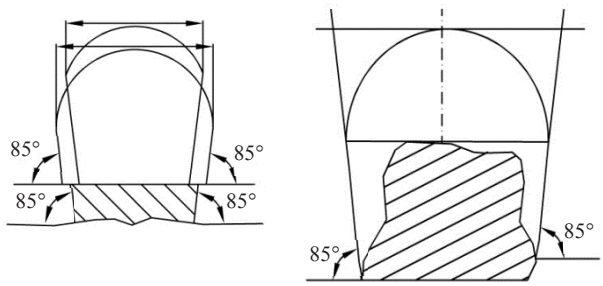

Fig. 6. Plotting the area boundaries of hazardous displacements in the rock mass longitudinally
Рис. 6. Построение границ области опасных сдвижений в толще пород в вертикальной проекции

Goaf filling method selection when 3 m thick highly-disturbed rock zone with 80° inclination angle of disturbance and capable of running into the mine working is uncovered by the mine working:

$$H^1 = \frac{S \sin \alpha_d}{m_d} = 150 \text{ m}.$$

The calculation determined the need for the partial stowing of the goaf. The remaining void, not more than 5 m high, is filled with insulation. Research results correspond with the results of the similar international investigations [8–13].

Table 2. Values of K_1 coefficient
Таблица 2. Значения коэффициента K_1

Strength coefficient	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16
K_1	9.0	6.8	5.3	4.4	3.7	5.2	2.8	2.2	1.8	1.6

Conclusion. The application of discrete rock jam phenomenon with the implementation of its residual strength is a workable trend in goaf filling technology improvement when mining hard rock deposits, which makes it possible to obtain an environmental and economic effect while ensuring the safety of mining.

REFERENCES

1. Golik V. I., Polukhin O. N. Environmental geotechnologies in mining. Belgorod; 2013. (In Russ.)
2. Razorenov Iu. I., Golik V. I., Kulikov M. M. Mining management and economics. Ministry of Education and Science of the Russian Federation, Platov South-Russian State Polytechnic University. Novocherkassk; 2010. (In Russ.)

3. Golik V. I., Doolin A. N., Komissarova M. A., Doolin R. A. Evaluating the effectiveness of utilization of mining waste. *International Business Management*. 2015; 9 (6): 1119–1123.

4. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015; 7 (6): 591–594.

5. Golik V. I. Optimization of thin flat ore bodies development technologies at geomechanical basis. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Sciences of Earth*. 2016; 4: 139–152. (In Russ.)

6. Liashenko V. I., Golik V. I. Methods of geomechanical monitoring of rock mass for underground mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2004; 5: 47–50. (In Russ.)

7. Dmitrak Iu. V., Golik V. I., Dzeranov B. V. The preservation of the Earth's surface from destruction at underground mining of ores. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Sciences of Earth*. 2018; 1: 12–22. (In Russ.)

8. Komashchenko V. I., Vasilev P. V., Maslennikov S. A. Dependable raw materials base for underground mining the KMA deposits. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Sciences of Earth*. 2016; 2: 101–114. (In Russ.)

9. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Zaalishvili V. Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015; 7 (4): 325–329. (In Russ.)

10. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: An approach to increase sustainability in the mining process. *Environmental Science and Pollution Research*. 2013; 20 (11): 7777–7786.

11. Khani A., Baghbanan A., Norouzi S., Hashemolhosseini H. Effects of fracture geometry and stress on the strength of a fractured rock mass. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2013; 60: 345–352.

12. Oraee-Mirzamani K., Ping Y. J., Zhong C. W., Sen Y. D., Qiang Y. J. Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling. *Computers and Geotechnics*. 2015; 64: 20–31.

13. Latyshev O. G., Frants V. V. Stability estimation of rock mass weakened by fissure. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 1: 36–42.

Received 14 August 2019

Information about authors:

Vladimir I. Golik – DSc (Engineering), Professor, professor of Mining Department, North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University). E-mail: v.i.golik@mail.ru
Niiaz G. Valiev – DSc (Engineering), Professor, Head of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: niyaz.valiev@m.ursmu.ru
Iurii I. Razorenov – DSc (Engineering), Professor, acting rector, Platov South-Russian State Polytechnic University. E-mail: yiri1963@mail.ru
Viktor G. Lukianov – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Oil Storage and Transportation, Institute of Natural Resources, National Research Tomsk Polytechnic University. E-mail: lukyanov@tpu.ru
Stanislav A. Maslennikov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Department of Construction and Technosphere Safety, Institute of Service and Business (branch), Don State Technical University. E-mail: doc_zamdirnir@sssu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-25-35

Обоснование способа погашения выработанного пространства с использованием феномена заклинивания пород

Голик В. И.[1], Валиев Н. Г.[2], Разоренов Ю. И.[3], Лукьянов В. Г.[4], Масленников С. А.[5]
[1] Северо-Кавказский государственный технологический университет, Владикавказ, Россия.
[2] Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.
[3] Южно-Российский государственный политехнический университет, Новочеркасск, Россия.
[4] Национальный исследовательский Томский политехнический университет, Томск, Россия.
[5] Донской государственный технический университет (филиал), Шахты Ростовской обл., Россия.

Реферат

Предмет, тема, цель работы. *Детализация механизма заклинивания дискретных пород скальных массивов с реализацией их остаточной прочности для оптимизации процессов погашения выработанного пространства.*

Методология проведения работы. *Применение положений строительной механики и механики сплошной среды для объяснения и совершенствования методов использования механизма реализации остаточной прочности дискретных пород в результате заклинивания при расчете параметров управления состоянием рудовмещающего массива.*

Результаты работы и область их применения. *Дана характеристика концепции погашения выработанного пространства при подземной разработке структурно нарушенных месторождений. Приведены сведения о геологическом строении исследуемого месторождения скальных руд и роли тектонических структур в поведении массива при его разработке. Показаны результаты исследования состояния массива с выделением в его составе инженерно-геологических участков по признаку ослабленности пород. Рассмотрены варианты поведения рудовмещающего массива в зависимости от феномена самозаклинивания элементарных структурных блоков пород. Обоснованы возможности погашения выработанного пространства при комбинировании способов погашения изоляцией и закладкой твердеющими смесями. Рекомендована область применения результатов исследования при разработке месторождений твердых полезных ископаемых подземным способом.*

Выводы. *Использование расчетных методов при реализации остаточной прочности дискретных пород в результате их заклинивания путем использования свойства заклинивания дискретных пород является пока еще мало используемым фактором технологии погашения выработанного пространства, обеспечивающим возможность получения эколого-экономического эффекта при обеспечении безопасности горных работ.*

Ключевые слова: *порода; прочность; погашение; выработанное пространство; заклинивание; управление; безопасность.*

В статье представлены результаты исследований, выполненных по программе Erasmus+ 574061-EPP-1-2016-1-DE-EPPKA2-CBHE-JP "Modernization of geological education in Russian and Vietnamese universities".

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Голик В. И., Полухин О. Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле. Белгород, 2013. 280 с.
2. Разоренов Ю. И., Голик В. И., Куликов М. М. Экономика и менеджмент горной промышленности / Министерство образования и науки Российской Федерации, Южно-Российский государственный политехнический университет. Новочеркасск, 2010. 244 с.
3. Golik V. I., Doolin A. N., Komissarova M. A., Doolin R. A. Evaluating the effectiveness of utilization of mining waste // International Business Management. 2015. Vol. 9. No. 6. P. 1119–1123.
4. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 6. P. 591–594.
5. Голик В. И. Оптимизация технологии разработки маломощных пологих рудных тел на геомеханической основе // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 139–152.
6. Ляшенко В. И., Голик В. И. Средства геомеханического мониторинга породного массива при подземной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2004. № 5. С. 47–50.
7. Дмитрак Ю. В., Голик В. И., Дзеранов Б. В. Сохранение земной поверхности от разрушения при подземной добыче руд // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 1. С. 12–22.
8. Комащенко В. И., Васильев П. В., Масленников С. А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 2. С. 101–114.
9. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Zaalishvili V. Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 4. P. 325–329.
10. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: An approach to increase sustainability in the mining process // Environmental Science and Pollution Research. 2013. Vol. 20. No. 11. P. 7777–7786.
11. Khani A., Baghbanan A., Norouzi S., Hashemolhosseini H. Effects of fracture geometry and stress on the strength of a fractured rock mass // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. 2013. No. 60. P. 345–352.
12. Oraee-Mirzamani K., Ping Y. J., Zhong C. W., Sen Y. D., Qiang Y. J. Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling // Computers and Geotechnics. 2015. Vol. 64. P. 20–31.
13. Латышев О. Г., Франц В. В. Оценка устойчивости породного массива, ослабленного трещиной // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 1. С. 36–42.

Поступила в редакцию 14 августа 2019 года

Сведения об авторах:

Голик Владимир Иванович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела Северо-Кавказского государственного технологического университета. E-mail: v.i.golik@mail.ru

Валиев Нияз Гадым Оглы – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: niyaz.valiev@m.ursmu.ru

Разоренов Юрий Иванович – доктор технических наук, профессор, и. о. ректора Южно-Российского государственного политехнического университета. E-mail: yiri1963@mail.ru
Лукьянов Виктор Григорьевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры транспорта и хранения нефти Института природных ресурсов Национального исследовательского Томского политехнического университета. E-mail: lukyanov@tpu.ru
Масленников Станислав Александрович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой строительства и техносферной безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета. E-mail: doc_zamdirnir@sssu.ru

Для цитирования: Голик В. И., Валиев Н. Г., Разоренов Ю. И., Лукьянов В. Г., Масленников С. А. Обоснование способа погашения выработанного пространства с использованием феномена заклинивания пород // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 25–35 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-25-35
For citation: Golik V. I., Valiev N. G., Razorenov Iu. I., Lukianov V. G., Maslennikov S. A. Substantiating the method of filling the goaf using the rock jam phenomenon. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 25–35. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-25-35

УДК 541[549:550.4:551.14] DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-36-47

Объемная модель периодической системы химических элементов в геологическом аспекте

Лабушев М. М.[1]*, Лабушев Т. М.[2]
[1] Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия
[2] Санкт-Петербургский национальный исследовательский университет информационных технологий, механики и оптики, г. Санкт-Петербург, Россия
e-mail: mlabushev@yandex.ru

Реферат

Актуальность работы *обусловлена необходимостью получения новых знаний о проявлении периодического закона в природе.*

Целью работы *является установление связи периодической системы химических элементов с химическим составом и структурой природных объектов.*

Метод исследований *заключается в создании объемной модели периодической системы химических элементов и сопоставлении с ней объектов некоторых рудных формаций, проявлений изоморфизма химических элементов и геохимии некоторых природных процессов.*

Результаты исследований. *Предложен объемный вариант периодической системы первых 95 химических элементов с условным нулевым элементом. Каждая объемная ячейка характеризует один химический элемент с соответствующей элементарной кристаллической решеткой простого вещества. Подобные модели могут быть составлены из минералов и горных пород, которые можно ассоциировать с веществом земной коры. 16 вертикальных групп в модели распределены по змеевидной траектории. Предлагается модель земной коры, состоящая из «кубов» химических элементов, минералов и ассоциаций минералов. Элементы смежных пространственных групп совместно концентрируются в природе и часто проявляют изоморфизм при вхождении в кристаллическую решетку минералов. Взаимное расположение смежных «кубов» подчиняется правилу трансляции во взаимно перпендикулярных направлениях. Химические элементы первой группы, вероятно, пространственно соответствуют вулканам, а также грязевым вулканам. Место «нулевого» химического элемента занимают элементы смежных пространственных групп. Предполагается, что грани «куба» химических элементов являются проницаемыми областями, по которым осуществляется перенос химических элементов.*

Выводы. *Модель находит подтверждение при рассмотрении рудных формаций, изоморфизма химических элементов в минералах и геохимии вулканических процессов.*

Ключевые слова: *химические элементы; объемная модель периодической системы; рудные формации; изоморфизм в кристаллах; геохимия вулканических процессов.*

Введение. В декабре 2017 г. на заседании сессии Генеральной ассамблеи Организации Объединенных Наций была принята резолюция об объявлении 2019 г. «Международным годом периодической таблицы химических элементов в целях повышения осведомленности мировой общественности о фундаментальных науках и расширения образования в области фундаментальных наук… для будущих достижений в области научных исследований и разработок».

Это прозвучало как предложение мирового сообщества исследователям в области естественных наук приложить дополнительные усилия с целью получения

новых знаний. По мнению авторов статьи, важным направлением является установление связи периодической системы химических элементов с химическим составом и структурой природных объектов.

Методика проведения исследований. Авторами рассмотрена предложенная ранее единая периодическая система химических элементов, минералов и химических соединений [1, 2]. Эта система включает один короткий и 24 длинных периода химических соединений, состоящих из пакетов численностью по 95 химических соединений, при этом короткий период включает пакет первых 95 химических элементов периодической системы и 47 пакетов минералов.

Средние значения массивов информационных коэффициентов пропорциональности [1] относительных атомных масс химических элементов в составе минералов, неорганических и органических соединений предложены как классификационные показатели, в некотором отношении подобные относительным атомным массам химических элементов. Были найдены природные аналоги таких моделей, названные массами Ферсмана, подтверждающие фундаментальную природу предложенных расчетов [3].

Дальнейшие исследования требуют решения проблемы адекватного представления периодической системы химических элементов с максимально возможной информацией о свойствах химических элементов и системных связях химических элементов в природе.

Объемная модель периодической системы. В общепринятых формах периодической системы химических элементов недостатком являются «пустые клетки» [4]. Авторы предположили возможность составления объемного варианта периодической таблицы, в котором каждая пространственная ячейка характеризует собой химический элемент с соответствующей элементарной кристаллической решеткой простого вещества. Предполагается, что подобные модели могут состоять также из минералов и горных пород, которые можно ассоциировать с кубическими объемами вещества земной коры.

При расчете структуры такого «куба» использовались 95 первых химических элементов и условный «нулевой» химический элемент (вакансия) с неизвестными свойствами, что предположительно может быть связано с проблемой существования темной материи. Необходимость его учета обусловлена характером изоморфизма химических элементов и предлагаемым принципом делимости пакета химических элементов, согласно которому число химических элементов, образующих систему, должно находиться в отношении 1/3 и 2/3.

Число групп химических элементов объемной модели было принято близким к числу групп «длиннопериодического» варианта таблицы химических элементов, при этом единственным вариантом такой модели оказалась компоновка химических элементов вида 4 × 4 × 6, которая при определенных параметрах кристаллической решетки простых веществ слагающих его химических элементов и определенных расстояниях между различными ячейками вероятно формирует «куб», несмотря на отклонение от варианта 4 × 4 × 4.

Составлена таблица, состоящая из 16 вертикально расположенных групп по 6 химических элементов, в которых слева направо и сверху вниз увеличивался порядковый номер химического элемента. Верхнюю левую клетку занял условный нулевой химический элемент – вакансия, нижнюю правую – америций.

Рассматривались разные варианты взаимного расположения вертикальных пространственных групп с увеличением относительных атомных масс от ячейки к ячейке. Приемлемым оказался вариант расположения групп «змейкой» (рис. 1) с учетом предположения о том, что элементы смежных групп имеют тенденцию к совместному концентрированию в природных объектах.

На рисунке группы химических элементов показаны на некотором расстоянии друг от друга. Это удобно для отображения пространственных связей химических элементов. Такой «куб» предлагается характеризовать вертикальными группами по 6 химических элементов и горизонтальными группами по 4 элемента. Все группы удобно называть по их первому и последнему химическим элементам.

Ассоциации групп предлагается рассматривать в привязке к граням «куба» и плоскостям, которые им параллельны. Грани характеризуются четырьмя химическими элементами, которые ассоциированы с соответствующей гранью в вершинах «куба», с их перечислением в порядке возрастания относительных атомных масс. В соответствии с этим определяются грани (в скобках их номера) H-Li-Mg-P (1), H-Li-Hg-Bi (2), Li-Mg-Bi-U (3), H-P-Hg-Am (4), Mg-P-U-Am (5), Hg-Bi-U-Am (6).

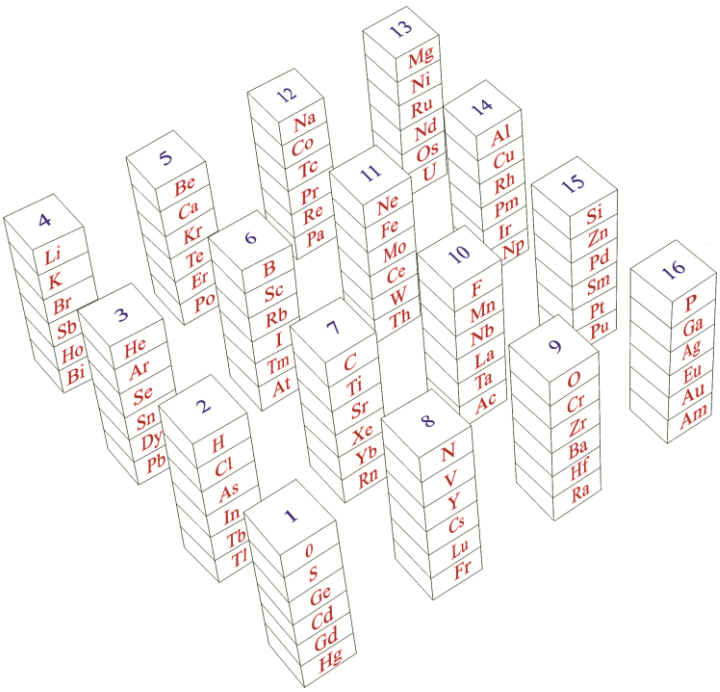

Рис. 1. Объемная модель системы химических элементов с пронумерованными вертикальными пространственными группами
Fig. 1. Solid model of chemical elements system with numbered vertical spatial groups

Четные грани можно использовать для характеристики всего «куба». Вторая грань определяется группами 1-2-3-4 и отличается максимальным размахом атомных масс стабильных химических элементов. Группы 1-2-3-4 считаем также группами первой матрицы второй грани, а группы 8-7-6-5, 9-10-11-12 и 16-15-14-13 – соответственно группами второй, третьей и четвертой матрицы этой грани. Группы четвертой матрицы формируют уже другую грань, их можно упоминать и как группы пятой грани.

Четвертую грань составляют элементы групп 1-8-9-16 с максимальным размахом варьирования атомных масс всех химических элементов «куба». Группы 1-8-9-16 определяем как группы первой матрицы четвертой грани. Остальные

группы характеризуются плоскостями, которые параллельны этой грани – 2-7-10-15, 3-6-11-14. Это соответственно вторая и третья матрицы четвертой грани.

Вторая и четвертая грани дают возможность полной характеристики положения в кубе вертикальных пространственных групп, а также их ассоциаций в системе двух взаимно перпендикулярных плоскостей. В связи с первой гранью можно рассматривать химические элементы в коротких непрерывных и дискретных горизонтальных периодах. Непрерывность или дискретность подчеркивают различия в изменчивости атомных масс химических элементов в таких периодах. В пределах этой грани «параллельно» и «перпендикулярно» второй грани располагаются химические элементы, объединенные соответственно в 16 непрерывных и 16 дискретных коротких периодов по 4 химических элемента в каждом.

Относительные атомные массы химических элементов в смежных коротких непрерывных периодах изменяются разнонаправленно, увеличиваясь в нечетных и уменьшаясь в четных периодах. Например, увеличиваются в первом 0-H-He-Li и уменьшаются в двадцать четвертом периоде – Am-Pu-Np-U. В смежных коротких дискретных периодах атомные массы возрастают, например в первом (0-N-O-P) и в двадцать четвертом (Bi-Po-Pa-U).

Предлагается также характеризовать короткие периоды в связи с четырьмя матрицами первой грани. Эта характеристика принимается по аналогии с матрицами второй и четвертой граней. Кроме граней характеризуются ребра «куба», их предлагается называть как по первому и последнему химическим элементам, так и по всем четырем химическим элементам, связанным с рассматриваемым ребром, например ребро Hg-Tl-Pb-Bi или ребро Hg-Bi.

Нумерацию коротких периодов начинаем с химических элементов с наименьшими атомными массами. Вместо нулевого химического элемента в названиях граней и ребер допустимо, как это будет показано далее, упоминать водород.

В геологическом аспекте объемной модели периодической системы предлагается модель, в которой рассматриваются «кубы» химических элементов, минералов и ассоциаций минералов (горных пород). Элементы одной пространственной группы и смежных пространственных групп предположительно имеют тенденцию к совместному нахождению в составе минералов и горных пород, а также к изоморфизму при вхождении в кристаллическую решетку минералов. Их пространственные взаимоотношения также предлагается характеризовать трансляциями таких «кубов» во взаимно перпендикулярных направлениях.

Расположением элементов в одной группе, например, характеризуются широко распространенные рудные ассоциации Au-Ag, Pt-Pd, Zr-Hf, Ta-Nb, Mo-W [5–10]. К смежным группам относятся ассоциации Co-Ni, Cu-Ni, Fe-Al-Mn, Fe-Ti, Au-Sb, Os-Ir, C-Ti. Последняя ассоциация характеризует месторождения углеводородов в ассоциации с минералами титана [3].

Известны месторождения пятиэлементной формации с рудами, содержащими Ag, Co, Ni, Bi, U [11]. Согласно предлагаемой объемной модели, в смежных группах химических элементов находятся Co, Ni и U, а Ag и Bi располагаются в разных пространственных группах, на максимальном удалении от ячеек первых трех химических элементов. Совмещение в пространстве всех пяти элементов возможно при добавлении к кубу таких же смежных кубов. При этом смежными будут группы Li-Bi и Mg-U, а также Mg-U и P-Am.

Аналогично можно объяснить, например, совместное нахождение в месторождениях ассоциации Au-U. Исследователи указывают на сложный характер связи золотого и уранового оруденения, в одних случаях образуются комплексные золото-урановые месторождения, например австралийские, с тесной парагенетической связью U и Au, в других (Канадский щит) концентрации Au-U или

разобщены, или контуры распространения золотого и уранового оруденения смещены относительно друг друга на несколько километров [12]. Комплексные Os-Au-U руды Витватерсрандского бассейна рассматриваются в связи с разнородными рудными системами [13]. Такой характер Au-U оруденения согласуется с представлениями о смежных «кубах» химических элементов и минералов.

Таблица 1. Взаимозамещающиеся химические элементы в вертикальных пространственных группах объемной модели

Table 1. Vertical spatial groups of interchanging chemical elements in a solid model

Химические элементы	Положение в смежных (+) и несмежных (–) группах		Химические элементы	Положение в смежных (+) и несмежных (–) группах	
	1 вариант	2 вариант		1 вариант	2 вариант
Fe-Mg	+	–	Ca-Sr	–	+
Na-Ca	+	–	Sr-Ba	+	–
K-Na	–	–	Ti-Zr	+	–
Ca-La	–	–	Nb-Ta	+	+
Ca-Ce	+	–	Zr-Hf	+	+
Ca-U	–	–	W-Mo	+	+
Y-U	–	–	Cr-V	+	+
Ce-U	+	–	Cr-Ti	+	–
Th-U	+	–	Ti-V	+	+
Ag-Na	+	+	Ti-Nb	+	–
Al-Si	+	+	Ti-Ta	+	–
Al-Ga	–	–	Fe-Cr	–	+
In-Zn	+T	–	Ce-Th	+	+
Cd-Zn	+T	–	Ce-Y	–	+
Pb-Bi	+	+	La-Lu	+	+
Fe-Cu	+	–	Rb-Cs	–	–
Al-In	+T	+T	K-Rb	+	+
Ga-In	+	+T	K-Cs	+T	+
Cd-In	+T	+T	Li-Mg	+T	–
Cd-Hg	+	+	Fe-Al	+	–
Si-Ge	+T	–	Fe-Si	+	+
Ge-Sn	–	+T	Fe-Zn	+	+
Al-Sn	+T	–	Mn-Zn	+	–
In-Sn	+	+	Cr-Al	–	–
Al-Zn	+	+	Ti-Al	–	–
Ag-Cu	–	–	Mo-Re	+	+
Fe-Mn	+	+	P-As	+T	+T
Fe-Ni	+	–	S-Se	–	+T

T – химические элементы располагаются в трансляционно смежных пространственных группах.

Все пространственные группы и составляющие их химические элементы по расположению относительно друг друга предлагается разделять на смежные, несмежные и трансляционно смежные. При нахождении химических элементов в одной группе рационально упоминать групповую принадлежность элементов и указывать на внутригрупповую смежность. В некоторых случаях рационально

конкретизировать только несмежное расположение химических элементов, не разделяя два типа смежности.

Элементы пространственных групп проявляют и более сложные взаимоотношения. Во многих месторождениях выделяются сходные ассоциации химических элементов [14]: Bi-Sb-*As*; Co-Ni-*As*; Sb-Ag-*As*; Au-Ag-*Cu*; Sn-Pb-*Ge*; Mn-Cu-Zn-Pb; Ga-In-Tl; Cu-Zn-Ga-Ge; Fe-Co-Ni-Pt. Курсивом отмечены несмежные химические элементы. Предположительно при этом проявлены повторяющиеся количественные соотношения 2/3 и 1/3 межгрупповых «смежных» и «несмежных» химических элементов.

Необходимость учета нулевого химического элемента следует из предположения о том, что элементы смежных пространственных групп имеют тенденцию к изоморфизму. Рассматривались взаимозамещающиеся химические элементы в парах [15]. Под межгрупповой смежностью расположения химических элементов в данном случае понимаем позиции «грань к грани» и «ребро к ребру». Представленный ранее «куб» химических элементов рассматривался как первый вариант расположения в смежных и несмежных группах взаимозамещающихся химических элементов, во втором варианте исключался из рассмотрения нулевой химический элемент и в «куб» добавлялся кюрий (табл. 1).

Первый вариант расположения химических элементов в пространственных группах позволяет объяснить дополнительно 18 случаев изоморфизма по сравнению со вторым вариантом, а второй вариант по сравнению с первым – только 5. В абсолютном отношении первый вариант объясняет 75 % рассмотренных случаев изоморфизма, а второй вариант – 50 %. При этом в модели не учитывались свойства химических элементов. Эти расчеты указывают на «эффект нулевого химического элемента».

Химические элементы первой пространственной группы можно связать с центральными частями вулканов, как обычных, так и грязевых. Место нулевого химического элемента в них занимают элементы смежных пространственных групп, в первую очередь это H, S, Cl, N, O и C, например в виде выделений сольфатар и мофет. Химическими элементами фумарольных залежей кроме указанных химических элементов также являются Cu, Zn, Pb, As, V, K, Na, Re, In, Se, Bi, Cd, Tl, Cs, Mo, Br, I [16].

Из 23 перечисленных химических элементов только S и Cd относятся к первой пространственной группе, которую предлагается ассоциировать с центрами вулканов. Еще шесть элементов располагаются в смежных группах: N, Cl, As, V, Ti, Cl. Если добавить к «кубу» химических элементов четыре смежных «куба», к смежным элементам добавятся Zn, K, Si, Mg, Ca. В целом больше половины рассмотренных химических элементов являются смежными элементами первой пространственной группы.

Также предполагается, что грани «кубов» объемной модели являются участками повышенной проницаемости, по которым может осуществляться перенос химических элементов, составляющих эти грани. Этим можно объяснить концетрирование в вулканах всех перечисленных элементов, за исключением Mo и I. Такой проницаемостью можно объяснить все случаи изоморфизма химических элементов, не находящие объяснения в 1 и 2 варианте пространственного размещения химических элементов в кубической модели (см. табл. 1), в этих случаях один из двух химических элементов пары «принадлежит» какой-либо грани куба. Это следует из геометрических соотношений рассматриваемой модели.

Для грязевых вулканов Керченско-Таманской области установлено, что значительное число элементов-примесей в составе сопочного ила имеют относительно небольшие кларки концентрации. Только для Hg, Ge, Cd и Ni в двух из трех про-

Таблица 2. Минералы первого пакета с показателем I_{av}
Table 2. The first packet minerals with I_{av} classification index

№	Минерал	I_{av}	№	Минерал	I_{av}
0	–	–	41	Ольдгамит CaS	0,333808
1	Данбаит $CuZn_2$	0,331870	42	Клиносаффлорит Саффлорит $CoAs_2$	0,333819
2	Чжанхенит CuZn	0,331874	43	Крутовит Парараммельсбергит Раммельсбергит $NiAs_2$	0,333887
3	Амальгама свинца $HgPb_2$	0,331879	44	Селлаит MgF_2	0,334014
4	Тэнит (Ni,Fe)	0,331905	45	Курилит Ag_8Te_3Se	0,334101
5	Аваруит Ni_3Fe	0,331915	46	Лангисит Моддерит CoAs	0,334114
6	Новоднеприт $AuPb_3$	0,331918	47	Маухерит $Ni_{11}As_8$	0,334156
7	Хромферрид $Fe_{1,5}Cr_{0,2}$	0,331925	48	Никелин NiAs	0,334192
8	Ферхромид $Cr_{1,5}Fe_{0,2}$	0,331927	49	Криолит Na_3AlF_6	0,334220
9	Анюйит $AuPb_2$	0,331932	50	Миесит $Pd_{11}Te_2Se_2$	0,334280
10	Хунчунит Au_2Pb	0,331933	51	Хлорманганокалит K_4MnCl_6	0,334396
11	Тетратэнит FeNi	0,331940	52	Жоллифеит NiAsSe	0,334418
12	Уайрауит CoFe	0,331957	53	Орегонит $FeNi_2As_2$	0,334492
13	Мальдонит Au_2Bi	0,331966	54	Изомертиит $Pd_{11}Sb_2As_2$	0,334506
14	Инсизваит $PtBi_2$	0,332008	55	Хиолит $Na_5Al_3F_{14}$	0,334561
15	Атокит Pd_3Sn	0,332202	56	Мейерит CO_2	0,334644
16	Дискразит $Ag_{3,2}Sb_{0,8}$	0,332221	57	Пенроузит $(Ni,Co,Cu)Se_2$	0,334683
17	Сильвин KCl	0,332223	58	Трогталит $CoSe_2$	0,334755
18	Паоловит Pd_2Sn	0,332267	59	Лёллингит $FeAs_2$	0,334781
19	Станнопалладинит Pd_3Sn_2	0,332300	60	Кулерудит $NiSe_2$	0,334836
20	Хлорокальцит $KCaCl_3$	0,332318	61	Нинингерит MgS	0,334857
21	Шанкуртуазит N_2O_5	0,332406	62	Торнрусит $Pd_{11}As_2Te_2$	0,334876
22	Домейкит Cu_3As	0,332665	63	Вербикит $PdSe_2$	0,335034
23	Коутекит Cu_5As_2	0,332735	64	Новакит $(Cu,Ag)_{21}As_{10}$	0,335050
24	Паксит $CuAs_2$	0,332783	65	Андуоит $RuAs_2$	0,335051
25	Теларгпалит $(Pd,Ag)_3Te$	0,332835	66	Одлингит CO	0,335071
26	Кейтконнит $Pd_{20}Te_7$	0,332866	67	Науманнит Ag_2Se	0,335146
27	Иодаргирит AgI	0,332889	68	Трюстедтит Вилкманит Ni_3Se_4	0,335189
28	Штютцит $Ag_{5-x}Te_3$	0,332914	69	Фребольдит CoSe	0,335203
29	Боровскит Pd_3SbTe_4	0,332965	70	Вестервелдит FeAs	0,335234
30	Сопчеит $Ag_4Pd_3Te_4$	0,332967	71	Эскеборнит $CuFeSe_2$	0,335250
31	Дрисдаллит $MoSe_2$	0,333201	72	Родарсенид Rh_2As	0,335256
32	Штиллеит ZnSe	0,333250	73	Винсентит Pd_3As	0,335295
33	Виллиомит NaF	0,333281	74	Седерхолмит Мэкиненит NiSe	0,335297
34	Крутаит $CuSe_2$	0,333467	75	Палладсеит $Pd_{17}Se_{15}$	0,335309
35	Скуттерудит $CoAs_{3-x}$	0,333494	76	Бромаргирит AgBr	0,335377
36	Беллидоит Cu_2Se	0,333529	77	Крисстанлеит $Ag_2Pd_3Se_4$	0,335394
37	Умангит Cu_3Se_2	0,333651	78	Полкановит $Rh_{12}As_7$	0,335439
38	Клочманит $Cu_{5,2}Se_6$	0,333687	79	Парадокразит $Sb_2(Sb,As)_2$	0,335473
39	Атабаскаит Cu_5Se_4	0,333693	80	Стиллуотерит Арсенопалладинит Pd_8As_3	0,335510
40	Нейборит $NaMgF_3$	0,333723	81	Калунгаит PdA_sSe	0,335684

№	Минерал	I_{av}	№	Минерал	I_{av}
82	Колимаит K_3VS_4	0,335745	89	Ачавалит FeSe	0,336534
83	Черепановит RhAs	0,335790	90	Хлоромагнезит $MgCl_2$	0,336620
84	Остербошит $(Pd,Cu)_7Se_3$	0,335853	91	Кадмоселит CdSe	0,336717
85	Джаркенит Ферроселит $FeSe_2$	0,335890	92	Рутениридосмин (Ir,Os,Ru)	0,336748
86	Палладоарсенид Палладодимит Pd_2As	0,335994	93	Милотаит PdSbSe	0,336846
87	Ферроскуттерудит $(Fe,Co)As_3$	0,336079	94	Рутенарсенит (Ru,Ni)As	0,337159
88	Нитратин $NaNO_3$	0,336370	95	Сильванит $AgAuTe_4$	0,337463

анализированных проб их величина превышает 3 [17]. Эти химические элементы, за исключением никеля, относятся к первой пространственной группе, с которой предположительно связаны центры вулканов, а никель входит в состав смежной трансляционной группы.

В связи с грязевым вулканизмом рассмотрим также поведение золота как еще одного химического элемента смежной трансляционной группы. На Керченском полуострове золотины были обнаружены только в пробах из трех вулканов, несмотря на поиски во многих подобных объектах [18]. Это объяснимо тем, что золото в объемной модели химических элементов несколько смещено относительно предполагаемого «центра вулканизма» – химических элементов первой пространственной группы.

Ранее были получены данные о минералах, которые можно отнести к первому пакету минералов [19]. Они предположительно составляют «куб» минералов. Состав первого пакета в уточненном виде приведен в табл. 2. Расчеты классификационного показателя I_{av} выполнены в программе с открытым исходным кодом Agemarker.

При формировании этого пакета предполагалось, что все минералы пакета учтены в перечне IMA с добавлением трех минералов, не вошедших в указанный перечень из-за низких температур кристаллизации. Их предложено назвать мейеритом (CO_2), одлингитом (CO) и шанкуртуазитом N_2O_5 [19].

Обсуждение. Следует ли считать объемную модель распределения химических элементов, минералов и горных пород полностью реализованной в земной коре? Предлагается рассматривать такую организацию в качестве тенденции развития. В некоторых случаях, например при концентрировании химических элементов, такая модель, возможно, будет проявляться с большей определенностью, чем в случаях их рассеяния.

Предложенная модель предполагает, что место любого химического элемента и минерала может занимать объект другого куба, аналогичный или близкий по пространственному положению в модели. Так, например, место водорода может занимать гелий, а из «куба» минералов это может быть данбаит, или чжанхенит, или минералы (горные породы) из других модельных кубов.

Остается открытым вопрос о размерах и иерархических соотношениях «кубов» в рамках объемной модели. С такой моделью согласуется существование регулярной единой системы линеаментов океанов и континентов субмеридионального, субширотного, северо-восточного и северо-западного направлений, проявляющейся на различных иерархических уровнях на всей поверхности Земли [20]. Возможно, это следствие проявления двух кубических моделей «субмеридионально-субширотной» и «северо-восточно-северо-западной». Эти модели могут быть разновозрастными, подобно тому, как это предполагается для линеаментов.

Достаточно ли при анализе объемной модели расположения химических элементов рассматривать только группы химических элементов с учетом их смежности между собой? Уже первое рассмотрение коротких дискретных и непрерывных периодов позволяет оценить важность их рассмотрения. Представление о коротких периодах приводит к «сближению» ртути, галлия, цезия и франция. Все эти четыре металла характеризуются жидким состоянием при температуре 30° С. Из них ртуть и франций ассоциируются с одним коротким периодом, все эти металлы относятся к грани H-P-Hg-Am.

Предстоит выяснить движущие силы естественной «сборки» объемных моделей и формирования «кубов» с постоянным взаимным расположением химических элементов и минералов. Возможно, причиной является совместное нахождение в природе газов и твердых химических элементов с образованием масс Ферсмана [3]. Так, взаимное расположение химических элементов грани H-Li-Mg-P образует структуру «взаимного проникновения», которая может благоприятствовать формированию F-масс.

Выводы. Совместное нахождение химических элементов и минералов в природе можно характеризовать объемной моделью, в которой они рассматриваются в пространственных группах, коротких дискретных и непрерывных периодах. Предложены термины для пространственной характеристики таких моделей. Модели находят подтверждение при рассмотрении рудных формаций, изоморфизма химических элементов в минералах и геохимии вулканических процессов.

Проведенный анализ показывает актуальность систематизации минералов по 95 разновидностям в пакеты, рассмотрение на этой же основе горных пород с определением их места в объемных моделях и соотношение их с пакетами минералов. Можно ожидать, что при внедрении таких моделей в практику геологических исследований появятся новые возможности прогнозно-металлогенического картирования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лабушев М. М. О предельно возможном числе минералов, неорганических и органических химических соединений // Журнал Сибирского федерального университета. Сер. Техника и технологии. 2008. Т. 1. № 3. С. 221–233.

2. Labushev M. M. The periodic table as a part of the periodic table of chemical compounds. URL: http://arxiv.org/abs/1103.3972 (дата обращения: 09.03.2019).

3. Лабушев М. М. Бинарные массы земной коры и биосферы // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2018. Т. 329. № 1. С. 37–43.

4. Михайлов О. В. Альтернативные варианты периодической системы химических элементов в учебном процессе // Высшее образование в России. 2016. № 5. С. 157–160.

5. Bineli Betsi T., Ponce M., Chiaradia M. Petrogenesis of the Rio Blanco epithermal Au-Ag mineralization in the Cordillera Occidental of southwestern Ecuador: Assessment from host rocks petrochemistry and ore constituents isotopic (O, S, H, and Pb) compositions // Journal of South American Earth Sciences. 2018. Vol. 86. P. 70–93.

6. Cabri L. J., Wilhelmij H. R., Eksteen J. J. Contrasting mineralogical and processing potential of two mineralization types in the platinum group element and Ni-bearing Kapalagulu Intrusion, western Tanzania // Ore Geology Reviews. 2017. Vol. 90. P. 772–789.

7. Spandler C., Morris C. Geology and genesis of the Toongi rare metal (Zr, Hf, Nb, Ta, Y and REE) deposit, NSW, Australia, and implications for rare metal mineralization in peralkaline igneous rocks // Contributions to Mineralogy and Petrology. 2016. Vol. 171. No. 12. P. 104–128.

8. Wang Y.-H., Zhang F.-F., Liu J.-J., Xue C.-J., Zhang Z.-C. Genesis of the Wurinitu W-Mo deposit, Inner Mongolia, northeast China: Constraints from geology, fluid inclusions and isotope systematics // Ore Geology Reviews. 2018. Vol. 94. P. 367–382.

9. Кравцова Р. Г., Тарасова Ю. И., Макшаков А. С., Павлова Л. А. Особенности распределения и формы нахождения золота, серебра и сопутствующих элементов в потоках рассеяния золото-серебряных зон Дукатского месторождения (северо-восток России) // Геология и геофизика. 2016. Т. 57. № 4. С. 676–698.

10. Augé T., Morin G., Bailly L., Serafimovsky T. Platinum-group minerals and their host chromitites in Macedonian ophiolites // European Journal of Mineralogy. 2017. Vol. 29. No. 4. P. 585–596.

11. Staude S., Werner W., Mordhorst T., Wemmer K., Jacob D.E., Markl G. Multi-stage Ag-Bi-Co-Ni-U and Cu-Bi vein mineralization at Wittichen, Schwarzwald, SW Germany: geological setting, ore mineralogy, and fluid evolution // Mineralium Deposita. 2012. Vol. 47. Iss. 3. P. 251–276.

12. Минеева И. Г., Макаров А. И., Одерова А. В. Новая методология глубинных поисков U и Au-U месторождений в палеорифтогенных структурах // Разведка и охрана недр. 2013. № 7. С. 3–11.
13. Баданина И. Ю., Малич К. Н., Меркле Р. К., Антонов А. В., Капитонов И. Н., Хиллер В. В. Химический и изотопный состав Os-содержащих сплавов и сульфидов золоторудного поля Эвандер Витватерсрандского бассейна (Южная Африка) // Литосфера. 2016. № 6. С. 129–144.
14. Кокин А. В., Батурин А. Л. Сохранение информации в распределении химических элементов на разных уровнях организации вещества в пространстве и времени // Вестник Госкомгеологии. 2005. № 1(7). С. 19–30.
15. Макаров Е. С. Фактор химической индифферентности взаимозамещающихся атомов в кристаллах твердых растворов, образованных интерметаллическими соединениями // Доклады АН СССР. 1969. Т. 186. № 2. С. 313–315.
16. Pekov I. V. Mineralogy of volcanic fumarole deposits: an overview and geochemical insight // Moscow International School of Earth Sciences: Abstracts of Int. Conf. Vernadsky Institute of Geochemistry and Analytical Chemistry RAS Vernadsky State Geological Museum RAS, Lomonosov Moscow State University. M., 2016. P. 19–20.
17. Федоров Ю. Н., Маслов А. В., Ронкин Ю. Л. Систематика элементов-примесей в продуктах извержений ряда грязевых вулканов Керченско-Таманской области (по данным ICP-MS) // Литосфера. 2011. № 5. С. 117–123.
18. Шнюков Е. Ф., Сокол Э. В., Нигматулина Е. Н., Иванченко В. В., Юшин А. А. Золото в грязевых вулканах Керченского полуострова как показатель глубинности грязевулканических флюидов // Геология и полезные ископаемые Мирового океана. 2013. № 4. С. 79–89.
19. Labushev M. M. Three packets of minerals of the periodic table of chemical elements and chemical compounds. URL: http://arxiv.org/abs/1304.1280 (дата обращения: 09.03.2019).
20. Ломакин И. Э., Анохин В. М., Кочелаб В. В., Покалюк В. В., Шафранская Н. В., Шураев И. Н. Тектонолинеаменты и некоторые вопросы геотектоники // Геология и полезные ископаемые мирового океана. 2016. № 3. С. 59–75.

Поступила в редакцию 18 июля 2019 года

Сведения об авторах:

Лабушев Михаил Михайлович – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры геологии месторождений и методики разведки Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: mlabushev@yandex.ru
Лабушев Тимофей Михайлович – студент Санкт-Петербургского национального исследовательского университета информационных технологий, механики и оптики. E-mail: tim.labushev@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-36-47

The periodic system of chemical elements solid model in the geological aspect

Mikhail M. Labushev[1], Timofey M. Labushev[2]
[1] Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.
[2] Saint Petersburg National Research University of Information Technologies, Mechanics and Optics, Saint Petersburg, Russia.

Abstract
The topicality of the research *comes from the need to obtain new knowledge about the manifestation of the periodic law in nature.*
Research aim *is to associate the periodic system of chemical elements with the chemical composition and structure of natural objects.*
The research method suggests the creation of a solid model of the periodic system of chemical elements along with its comparison with ore formation objects as well as the manifestation of chemical elements isomorphism and some natural processes geochemistry.
Research results. *The solid version of the periodic table of the first 95 chemical elements together with a conventional zero element is proposed. Each volume cell characterizes a chemical element with an elementary crystal lattice of simple substance. Similar models can be composed of minerals and rocks associating with material substance of the earth's crust. 16 vertical groups in the model are arranged in a snake-like pattern. The model of the earth's crust with the "cubes" of chemical elements, minerals and mineral associations is proposed. The elements of adjacent spatial groups are naturally concentrated in combination, showing isomorphism while minerals enter the crystal lattice. The relative position of adjacent "cubes" follows the rule of translation in mutually perpendicular directions. The chemical elements of the first group can correspond spatially to volcanoes as well as mud volcanoes. The place of the zero chemical element is considered to be occupied by the elements of adjacent spatial groups. It is assumed that the faces of the "cube" of chemical elements are permeable areas through which chemical elements can be transferred.*
Summary. *The confirmation of the model follows while considering ore formations, isomorphism of chemical elements in minerals and geochemistry of volcanic processes.*

Key words: *chemical elements; solid model of periodic system; ore formations; isomorphism in crystals; geochemistry of volcanic processes.*

REFERENCES

1. Labushev M. M. On the marginal number of minerals, non-organic and organic chemical compounds. *Zhurnal Sibirskogo federalnogo universiteta. Ser. Tekhnika i tekhnologii = Journal of Siberian Federal University. Ser. Engineering and Technologies*. 2008; 1(3): 221–233. (In Russ.)

2. Labushev M. M. The periodic table as a part of the periodic table of chemical compounds. Available from: http://arxiv.org/abs/1103.3972 [Accessed 09th March 2019].

3. Labushev M. M. Binary masses of the earth's crust and biosphere. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov = Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2018; 329(1): 37–43. (In Russ.)

4. Mikhailov O. V. Alternative versions of periodic system of chemical elements in the educational process. *Vysshee obrazovanie v Rossii = Higher Education in Russia*. 2016; 5: 157–160. (In Russ.)

5. Bineli Betsi T., Ponce M., Chiaradia M. Petrogenesis of the Rio Blanco epithermal Au-Ag mineralization in the Cordillera Occidental of southwestern Ecuador: Assessment from host rocks petrochemistry and ore constituents isotopic (O, S, H, and Pb) compositions. *Journal of South American Earth Sciences*. 2018; 86: 70–93.

6. Cabri L. J., Wilhelmij H. R., Eksteen J. J. Contrasting mineralogical and processing potential of two mineralization types in the platinum group element and Ni-bearing Kapalagulu Intrusion, western Tanzania. *Ore Geology Reviews*. 2017; 90: 772–789.

7. Spandler C., Morris C. Geology and genesis of the Toongi rare metal (Zr, Hf, Nb, Ta, Y and REE) deposit, NSW, Australia, and implications for rare metal mineralization in peralkaline igneous rocks. *Contributions to Mineralogy and Petrology*. 2016; 171(12): 104–128.

8. Wang Y.-H., Zhang F.-F., Liu J.-J., Xue C.-J., Zhang Z.-C. Genesis of the Wurinitu W-Mo deposit, Inner Mongolia, northeast China: Constraints from geology, fluid inclusions and isotope systematics. *Ore Geology Reviews*. 2018; 94: 367–382.

9. Kravtsova R. G., Tarasova Iu. I., Makshakov A. S., Pavlova L. A. Distribution and modes of occurrence of Au, Ag, and associated elements in the sediment streams of Au-Ag zones at the Dukat deposit (northeastern Russia). *Geologiia i geofizika = Russian Geology and Geophysics*. 2016; 57(4): 676–698. (In Russ.)

10. Augé T., Morin G., Bailly L., Serafimovsky T. Platinum-group minerals and their host chromitites in Macedonian ophiolites. *European Journal of Mineralogy*. 2017; 29(4): 585–596.

11. Staude S., Werner W., Mordhorst T., Wemmer K., Jacob D. E., Markl G. Multi-stage Ag-Bi-Co-Ni-U and Cu-Bi vein mineralization at Wittichen, Schwarzwald, SW Germany: geological setting, ore mineralogy, and fluid evolution. *Mineralium Deposita*. 2012; 47(3): 251–276.

12. Mineeva I. G., Makarov A. I., Oderova A. V. New methodology of deep searches of U and Au-U of deposits in Paleo riftogeneous structures. *Razvedka i okhrana nedr = Prospect and Protection of Mineral Resources*. 2013; 7: 3–11. (In Russ.)

13. Badanina I. Iu., Malich K. N., Merkle R. K., Antonov A. V., Kapitonov I. N., Khiller V. V. Chemical and isotopic composition of Os-rich allois and sulfides from the Evander Goldfield of the Witwatersrand Basin (South Africa). *Litosfera = Lithosphere*. 2016; 6: 129–144. (In Russ.)

14. Kokin A. B., Baturin A. L. Retaining the information in the allocation of chemical elements at different levels of substance organization. *Vestnik Goskomgeologii = Bulletin of the State Committee on Geology*. 2005; 1(7): 19–30. (In Russ.)

15. Makarov E. S. The factor of chemical indifference of atoms partitioning in the crystals of solid solutions formed by the intermetallic compounds. *Doklady AN SSSR = Proceedings of AS USSR*. 1969; 186(2): 313–315. (In Russ.)

16. Pekov I. V. Mineralogy of volcanic fumarole deposits: an overview and geochemical insight. In: *Moscow International School of Earth Sciences: Abstracts of Int. Conf. Vernadsky Institute of Geochemistry and Analytical Chemistry RAS Vernadsky State Geological Museum RAS, Lomonosov Moscow State University*. Moscow; 2016. p. 19–20.

17. Fedorov Iu. N., Maslov A. V., Ronkin Iu. L. Systematization of impurity elements in ejecta of a range of mud volcanos of Kerch-Taman region (according to the data to ICP-MS). *Litosfera = Lithosphere*. 2011; 5: 117–123. (In Russ.)

18. Shniukov E. F., Sokol E. V., Nigmatulina E. N., Ivanchenko B. B., Iushin A. A. Gold in mud volcanos of Kerch Peninsula as an indicator of deep fluids. *Geologiia i poleznye iskopaemye Mirovogo okeana = Geology and Mineral Resources of the World Ocean*. 2013; 4: 79–89. (In Russ.)

19. Labushev M. M. Three packets of minerals of the periodic table of chemical elements and chemical compounds. Available from: http://arxiv.org/abs/1304.1280 [Accessed 09th March 2019].

20. Lomakin I. E., Anokhin V. M., Kochelab V. V., Pokaliuk V. V., Shafranskaia N. V., Shuraev I. N. Tectono-lineaments and some issues of geotechtonics. *Geologiia i poleznye iskopaemye Mirovogo okeana = Geology and Mineral Resources of the World Ocean*. 2016; 3: 59–75. (In Russ.)

Received 18 July 2019

Information about authors:

Mikhail M. Labushev – PhD (Geology and Mineralogy), associate professor of the Department of Reservoir Geology and Exploration Technique, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: mlabushev@yandex.ru

Timofey M. Labushev – student of Saint Petersburg National Research University of Information Technologies, Mechanics and Optics. E-mail: tim.labushev@gmail.com

Для цитирования: Лабушев М. М., Лабушев Т. М. Объемная модель периодической системы химических элементов в геологическом аспекте // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 36–47. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-36-47
For citation: Labushev M. M., Labushev T. M. The periodic system of chemical elements solid model in the geological aspect. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 36–47 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-36-47

УДК 622.550.834:837.312 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-48-59

Диагностирование оползнеопасных зон прибортового массива разреза «Ангренский» по данным сейсмо- и электроразведки

Караблин М. М.[1]*, Простов С. М.[2]

[1] Кузбасский головной институт по проектированию угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий «Кузбассгипрошахт», г. Кемерово, Россия

[2] Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

e-mail: karablin.mm@gmail.com

Реферат

Введение. *Повышение точности прогноза устойчивости откосных сооружений (бортов карьеров, отвалов, насыпей, выемок, дамб и др.) требует детализации физико-механических свойств исследуемого массива горных пород. Поэтому традиционные методы скважинных инженерно-геологических изысканий и гидрогеологического мониторинга дополняются геофизическими измерениями.*

Цель работы. *Диагностирование неустойчивых разуплотненных и обводненных зон в прибортовых массивах для дальнейшего прогноза устойчивости бортов разреза.*

Методология. *Обработаны, проанализированы и обобщены базы данных геофизических изысканий, полученных экспедициями служб Республики Узбекистан на разрезе «Ангренский».*

Результаты. *Для опытного участка, представленного 11 сейсмопунктами на южном борту разреза, экспериментально получен критерий отнесения состояния участка массива к потенциально оползнеопасному по результатам кругового сейсмического зондирования. С использованием этого критерия установлены границы в плане оползнеопасной зоны. Для опытного участка, представленного 16 геофизическими профилями на северном борту, по графикам электропрофилирования и геологическим разрезам для соответствующих профилей установлены следующие закономерности:на участках профилей, прилегающих к саям (ручьям), наблюдаются локальные отрицательные аномалии эффективного УЭС до 20–50 Ом · м, связанные с обводнением грунтов; между аномальными участками изменение эффективного УЭС качественно совпадает с изменением мощности слоя рыхлых отложений. По расположению границ отрицательных аномалий на графиках зависимости эффективного УЭС от протяженности профиля по всем профилям (ПР1–ПР16) установлены границы обводненных зон на плане опытного участка*

Выводы. *Для мониторинга геомеханических процессов в оползнеопасных зонах целесообразно использовать метод кругового сейсмического зондирования с определением величины и вектора коэффициента анизотропии по отношению экстремальных значений времени прихода продольной волны. Для условий разреза «Ангренский» критерием потенциальной опасности формирования оползня является значение коэффициента анизотропии больше 1,6. При детализации физических свойств оползнеопасных зон бортов карьеров, сложенных песчано-глинистыми четвертичными отложениями, методом электропрофилирования целесообразно использовать: линейную зависимость мощности четвертичных отложений от величины эффективного УЭС; гиперболическую зависимость относительной влажности грунтов в пределах зон насыщения водой от величины эффективного УЭС, отнесенной к опорному значению, определенному в месте отбора проб грунта, а границы зон увлажнения определять по отрицательным аномалиям на графиках электропрофилирования. Для построения объемных геолого-геофизических моделей оползнеопасных зон бортов карьеров дополнительно к данным геологических разрезов следует использовать следующие результаты геофизического зондирования: границы оползнеопасных зон в плане; детализированную геометрию расположения контакта толщи рыхлых четвертичных отложений с коренными породами; измененные за счет увлажнения прочностные свойства грунтов этой толщи.*

Ключевые слова: *устойчивость бортов карьеров; объемные геолого-геофизические модели; круговое сейсмическое зондирование; коэффициент анизотропии; электропрофилирование; влажность; оползнеопасная зона.*

Введение. Повышение точности прогноза устойчивости откосных сооружений (бортов карьеров, отвалов, насыпей, выемок, дамб и др.) требует детализации физико-механических свойств исследуемого массива горных пород. Поэтому традиционные методы скважинных инженерно-геологических изысканий и гидрогеологического мониторинга дополняются геофизическими измерениями. Методы скважинного геофизического каротажа (ультразвукового, сейсмического, ядерно-физического, электрического) обеспечивают получение дискретных баз данных, однако требуют больших объемов буровых работ [1, 2].

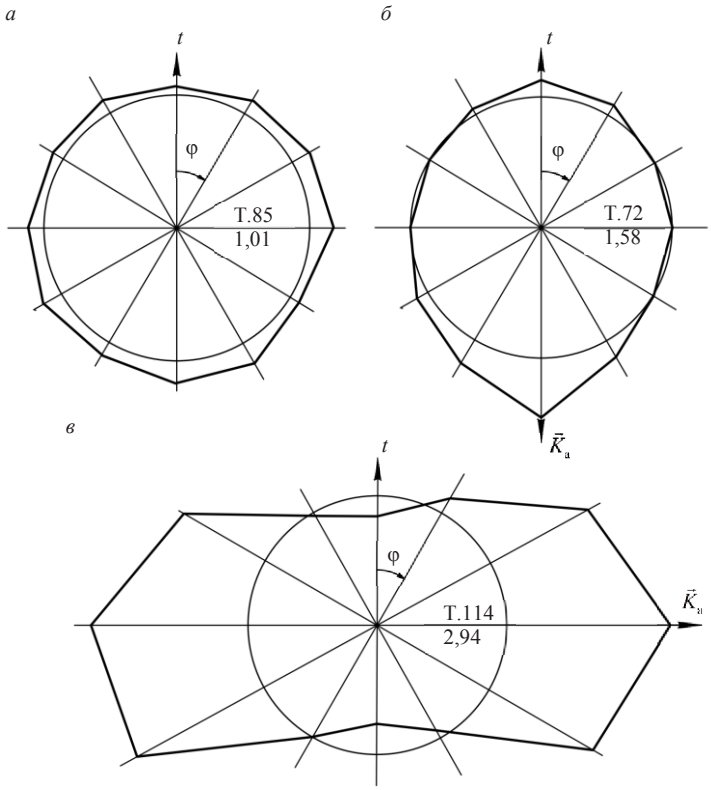

Рис. 1. Характерные круговые диаграммы $t_i(\varphi)$ времени прихода продольной волны:
а – $K_a = V_{pmax}/V_{pmin} = 1{,}01$; *б* – $K_a = 1{,}58$; *в* – $K_a = 2{,}94$
Fig. 1. Pie charts $t_i(\varphi)$ of the arrival time of the longitudinal wave
а – $K_a = V_{pmax}/V_{pmin} = 1{,}01$; *б* – $K_a = 1{,}58$; *в* – $K_a = 2{,}94$

Бескважинные геофизические методы менее трудоемки, поэтому получили развитие. Наибольшее распространение нашли методы акустического и электромагнитного зондирования с земной поверхности (из подземных выработок).

Методы сейсмомониторинга с использованием различных схем измерений, методик и программных комплексов для интерпретации их результатов применяются для оценки устойчивости прибортовых массивов карьеров, физико-механических свойств пород (грунтов), определения степени разрушения породных массивов, наблюдений за карстовыми процессами оценки прочности горных пород, определения аномальных тектонических зон, уточнения условий залегания пластов и их газоносности, контроля напряженно-деформированного состояния песчано-глинистых грунтов и твердых горных пород [3–14].

Значительное развитие получили электромагнитные методы горнопромышленного геомониторинга. Так, для прогнозирования обводненности углевмещающих пород обосновано применение подземно-полевого электрометрического метода [15, 16]. Классические методики электрических зондирований и профилирований используются для контроля пространственно-временных изменений свойств прибортового массива, диагностирования формирования локальных аномальных зон, прогнозирования свойств глинистых грунтов в этих зонах, причем для повышения точности интерпретации данных применяются методики, позволяющие оценить влияние поверхности откоса, а также специальные информационные критерии [17–20].

Рис. 2. Схема опытного участка в южном борту разреза
Fig. 2. Scheme of the experimental plot in the southern side of the open-pit

Весьма перспективно развитие современной электромагнитной аппаратуры с автоматической компьютеризированной обработкой массива данных. В частности, это относится к методу электротомографии (многоэлектродного зондирования), обеспечивающему построение двумерных геоэлектрических разрезов [21]. Интенсивно развиваются методы построения и обработки радарограмм, полученных методом георадиолокации, в частности, с использованием интегральных критериев и интерферометрической обработки радарных данных [22–25].

На разрезе «Ангренский» проведены комплексные геофизические исследования, целью которых являлось диагностирование неустойчивых разуплотненных и обводненных зон в прибортовых массивах для дальнейшего прогноза устойчивости бортов разреза.

Методика проведения исследований. Сейсмические исследования проведены геологоразведочной экспедицией АО «Уголь» Республики Узбекистан. Использовалась методика кругового сейсмического зондирования (КСЗ), сущность которой состояла в следующем.

Сейсмопункт включал точку возбуждения колебаний, расположенную в центре окружности радиусом 10 м, и 12 сейсмоприемников, закрепленных в специально подготовленных пунктах по окружности с угловым шагом φ = 30°. Возбуж-

дение колебаний производилось 10–20 ударами по поверхности массива кувалдой (темпером) массой 20 кг, регистрация выполнялась в режиме накопления сейсмостанцией Лакколит 24-М с использованием сейсмоприемников 9С-20*dx*.

В качестве основного результата обработки сейсмического зондирования использовали величину и направление вектора коэффициента анизотропии $\vec{K}_а$. Величину $K_а$ определяли из соотношения

$$K_а = \frac{V_{р_{II}}}{V_{р_{\perp}}}, \quad (1)$$

где $V_{р_{II}}$, $V_{р_{\perp}}$ – скорости распространения продольной волны в направлении, параллельном плоскости разуплотнения массива и перпендикулярном к ней соответственно.

Таблица 1. Результаты определения коэффициента анизотропии $K_а$
Table 1. Anisotropy coefficient $K_а$ results

Стадия наблюдения	Номера пунктов КСЗ										
	135	134	133	132	131	130	129	128	127	126	125
Начало	1,29	1,38	1,89	1,76	2,00	1,94	1,63	1,44	1,22	1,37	1,53
2 мес	–	1,38	2,28	1,71	2,68	2,13	1,30	2,13	1,53	1,48	1,56
12 мес	1,73	1,00	2,25	1,71	2,80	2,13	1,45	1,66	1,55	1,48	1,66
15 мес	1,73	1,00	1,50	1,76	2,36	2,25	1,67	1,45	1,48	1,32	1,15
25 мес	–	1,39	2,26	1,71	2,53	2,13	1,48	1,95	1,35	1,32	1,35
33 мес	1,58	–	1,55	1,29	1,95	1,71	1,77	1,53	1,22	1,04	1,06
36 мес	1,38	1,26	1,05	1,29	1,60	1,27	1,47	1,53	1,15	1,04	1,06

Величина $K_а$ комплексно характеризует потенциальную опасность оползнеобразования на исследуемом участке, степень которой определяется снижением прочностных и деформационных свойств массива и развитием деформаций.

Линию действия вектора $\vec{K}_а$ определяли по круговым диаграммам интервалов времени прихода продольной волны t_i от угловой координаты φ (рис. 1). Сопоставление баз данных сейсмического зондирования с результатами визуальных и маркшейдерских наблюдений оползневых процессов позволило предварительно установить следующие характерные диапазоны величины $K_а$:

– при $K_а$ = 1–1,2 анизотропия выражена слабо в пределах фоновых значений, участок не представляет опасности по вероятности оползня (рис. 1, *а*);

– при $K_а$ = 1,2–1,6 деформационные процессы находятся в начальной стадии, участок потенциально оползнеопасен (рис. 1, *б*);

– при $K_а$ > 1,6 участок представляет непосредственную опасность по вероятности развития оползня (рис. 1, *в*).

Электрофизические исследования в прибортовом массиве, прилегающем к оползню «Центральный», были проведены геофизической группой государственной службы Республики Узбекистан по слежению за опасными геологическими процессами. Исследования выполнены методом зондирования по схеме симметричного электропрофилирования установкой AMNB при разносе питающей линии AB = 100 м и MN = 25 м. Измерения осуществлялись аппаратурой АНЧ-3.

Для построения геологических разрезов по профилям использовались данные испытаний отобранных проб грунтов, результаты гамма- и каротажа электросопротивлений по геологическим скважинам.

Результаты. Схема опытного участка в районе формирующегося оползня на южном борту углеразреза представлена на рис. 2. Опытный участок включал 11 сейсмопунктов, расположенных на территории между верхней бровкой борта и р. Ахангаран. Общая протяженность геофизического профиля составила 1,0 км, расстояние между соседними сейсмопунктами составило 50–100 м.

Проведена обработка и анализ банка данных полевых измерений методом сейсмических зондирований, полученных исполнителем (табл. 1).

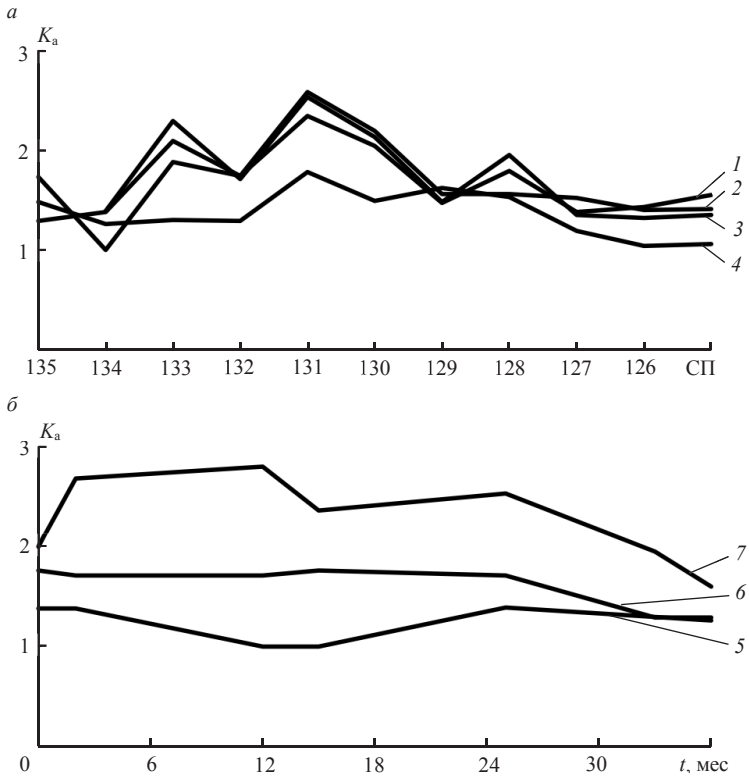

Рис. 3. График изменения величины $K_а$ по номерам СП – *а* и в зависимости от времени наблюдения – *б*:
1 – t = 0; *2* – t = 15 мес; *3* – t = 25 мес; *4* – t = 36 мес; *5* – СП 134; *6* – СП 132; *7* – СП 131
Fig. 3. Graph of change K_a by seismic station number (SN) – *a* and by time of observation – *б*:
1 – t = 0; *2* – t = 15 months; *3* – t = 25 months; *4* – t = 36 months; *5* – SN 134; *6* – SN 132; *7* – SN 131

На рис. 3 представлены графики изменения величины $K_а$ по сейсмопунктам (СП), расположенным примерно параллельно бровке борта, на различных стадиях наблюдения и в зависимости от времени на СП, расположенных вблизи борта (СП 131), в средней (СП 132) и тыловой (СП 134) частях потенциально оползнеопасной зоны.

Из приведенных результатов следует, что на границах геофизического профиля (СП 134–СП 135 и СП 127–СП 125) величина $K_а$ находится в диапазоне $K_а$ = 1,04–1,73, в то время как в центральной части профиля (СП 133–СП 130) она достигает максимальных значений $K_а$ = 2,00–2,80 на интервале t = 12–24 мес. В дальнейшем (при t > 24 мес) с образованием на земной поверхности борта трещин отрыва (см. рис. 2) происходит разгрузка массива, приведшая к снижению

анизотропии механических, акустических свойств массива и соответствующему уменьшению уровня $K_а < 1{,}6$.

Таким образом, экспериментально установлен критерий отнесения состояния участка массива к потенциально оползнеопасному по результатам кругового сейсмического зондирования: $K_а > 1{,}6$. С использованием этого критерия установлены границы в плане оползнеопасной зоны (см. рис. 2).

На рис. 4 представлен план опытного участка электрофизических исследований с нанесенными на него геофизическими профилями, графиками электропрофилирования – зависимостями эффективного удельного электросопротивления (УЭС) ρ_k от продольной координаты x, древними руслами саев (по местной терминологии «сай» – это овраг с постоянным или временным водотоком).

Проведены обработка и анализ результатов полевых геофизических исследований по 16 профилям с длиной профиля от 3 до 4 км. Среднее расстояние между точками зондирования составило 50 м.

Основные результаты обработки сводятся к следующему:

– статистическая зависимость мощности слоя рыхлых отложений h от величины эффективного УЭС в точке электрозондирования;

– расположение границ обводненных зон на плане участка.

При составлении графиков электропрофилирования $\rho_k(x)$ и геологических разрезов по соответствующим профилям установлены следующие закономерности (на рис. 5 приведены результаты по профилю ПР3):

– на участках профилей, прилегающих к саям, наблюдаются локальные отрицательные аномалии ρ_k до 20–50 Ом · м, связанные с обводнением грунтов;

– между аномальными участками изменение ρ_k качественно совпадает с изменением мощности слоя m рыхлых отложений.

Для получения количественных зависимостей между физическими величинами проведен корреляционный анализ данных для 42 сечений приведенного профиля вне зон обводнения грунтов.

В ходе корреляционного анализа составлены уравнения видов регрессии: линейной, степенной, экспоненциальной, логарифмической. Для каждого вида вычислялась мера зависимости мощности слоя m рыхлых четвертичных отложений от УЭС ρ_k в точке зондирования: для линейной зависимости – коэффициент корреляции, для остальных – корреляционное отношение. В качестве критериев надежности полученных уравнений использован критерий Фишера F.

Если расчетное значение $F_{расч}$ больше критического $F_{крит}$, то уравнение модели признается значимым. Чем больше $F_{расч}$, тем лучше качество модели. Результаты анализа представлены в табл. 2.

Таким образом, для детализации изменений величины h на межскважинных интервалах вне обводненных зон целесообразно использовать одну из полученных зависимостей.

Основываясь на результатах ранее проведенных исследований в условиях Кузбасса [17–20] для практической приближенной оценки влажности грунтов W в пределах обводненных зон по профилям целесообразно использовать гиперболическую зависимость

$$W(x) = W_0 \frac{\rho_k(x)}{\rho_{k0}}, \tag{1}$$

где W_0, ρ_{k0} – опорные значения W и ρ_k, определенные на участках бурения геологических скважин.

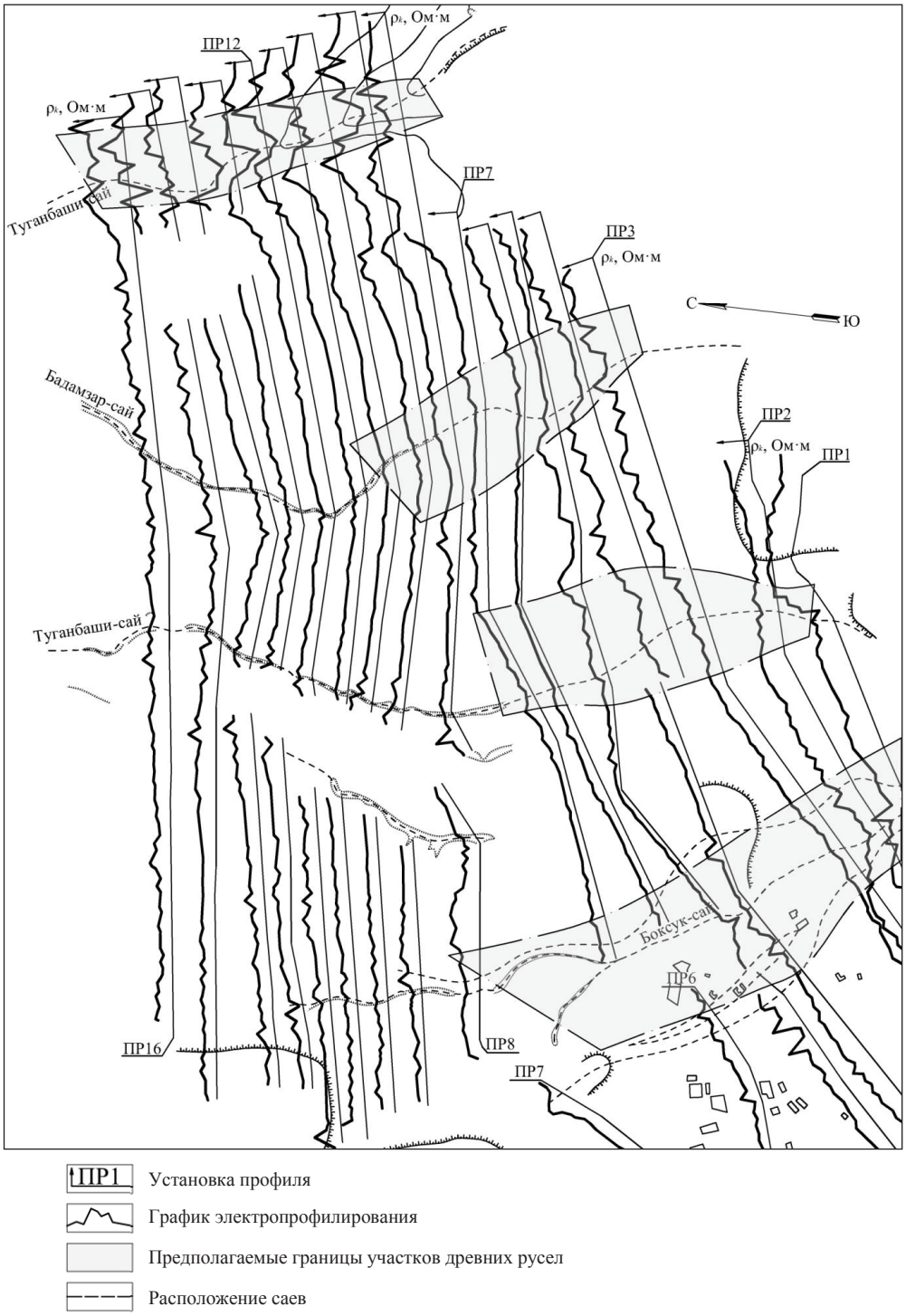

Рис. 4. План участка геофизических исследований в прибортовом массиве, прилегающем к оползню «Центральный»

Fig. 4. Plan of the geophysical survey in the near-sea massif adjacent to the “Centralny” Landslide

По расположению границ отрицательных аномалий на графиках $\rho_k(x)$ по всем профилям (ПР1–ПР16) установлены границы обводненных зон на плане опытного участка (см. рис. 4).

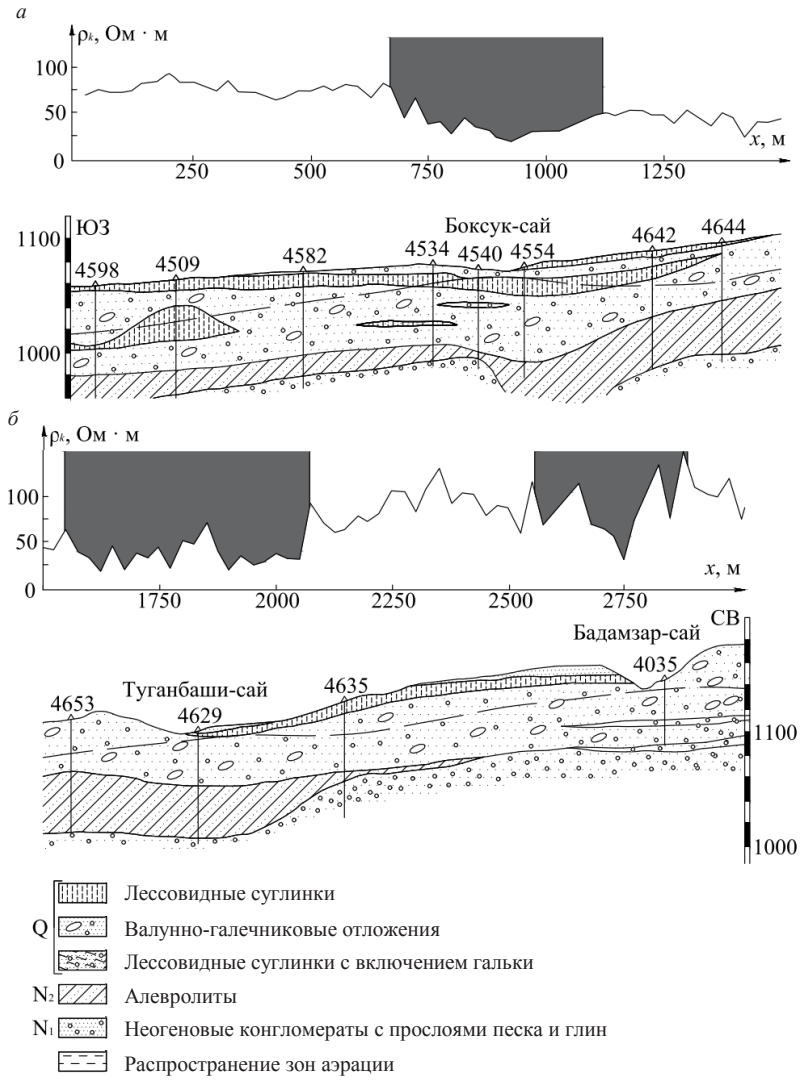

Рис. 5. График электропрофилирования и геологический разрез левой – *а* и правой – *б* частей профиля ПР3
Fig. 5. Graph of electrical profiling and geological section of the left – *a* and right – *б* parts of the section PR3

Выводы. Для мониторинга геомеханических процессов в оползнеопасных зонах целесообразно использовать метод кругового сейсмического зондирования с определением величины и вектора коэффициента анизотропии $K_а$ по отношению экстремальных значений времени прихода продольной волны. Для условий разреза «Ангренский» критерием потенциальной опасности формирования оползня является $K_а > 1{,}6$.

При детализации физических свойств оползнеопасных зон бортов карьеров, сложенных песчано-глинистыми четвертичными отложениями, методом электро-

профилирования целесообразно использовать: линейную зависимость мощности четвертичных отложений от величины эффективного удельного электросопротивления ρ_k; гиперболическую зависимость относительной влажности грунтов в пределах зон насыщения водой от величины ρ_k, отнесенной к опорному значению, определенному в месте отбора проб грунта, а границы зон увлажнения определять по отрицательным аномалиям на графиках электропрофилирования.

Таблица 2. Корреляционные зависимости между параметрами геоэлектрического и геологического разрезов (h, м; ρ_k, Ом · м)
Table 2. Correlation dependencies between the geoelectric and geological sections (h, m; ρ_k, Ohm · m)

Уравнение	Коэффициент корреляции r (корреляционное отношение R)	Критерий надежности оценки Фишера	
		$F_{расч}$	$F_{крит}$
$h = 0{,}39\rho_k + 40{,}95$	$r = 0{,}76$	54,22	4,08
$h = 10{,}78\rho_k^{0{,}44}$	$R = 0{,}77$	59,03	4,08
$h = 44{,}90e^{0{,}01\rho k}$	$R = 0{,}74$	48,47	4,08

Для построения объемных геолого-геофизических моделей оползнеопасных зон бортов карьеров дополнительно к данным геологических разрезов следует использовать следующие результаты геофизического зондирования: границы оползнеопасных зон в плане; детализированную геометрию расположения контакта толщи рыхлых четвертичных отложений с коренными породами; измененные за счет увлажнения прочностные свойства грунтов этой толщи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шкуратник В. Л., Николенко П. В., Кормнов А. А. Обоснование метода ультразвукового корреляционного каротажа для структурной диагностики кровли горных выработок // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. № 3. С. 41–47.

2. Попов В. В., Ершов Н. А. Каротаж сопротивлений в условиях тонкослоистых коллекторов на нефтегазовых месторождениях // Геофизика. 2011. № 2. С. 57–63.

3. Бесимбаева О. Г., Хмырова Е. Н., Олейникова Е. А., Бесимбаев Б. А. Использование сейсмомониторинга для оценки состояния устойчивости прибортового массива // Интерэкспо Гео-Сибирь. 2016. С. 146–150.

4. Денисова Е. В., Конурин А. И. Исследование влияния свойств грунтового массива на параметры распространяющегося в нем импульсного сигнала // ГИАБ. 2014. № 8. С. 176–181.

5. Байбакова Т. В. Определение степени разрушения породного массива по сейсморазведочным данным // ГИАБ. 2009. № 12. С. 236–240.

6. Маловичко Д. А., Кадебская О. И., Шулаков Д. Ю., Бутырин П. Г. Локальные сейсмологические наблюдения за карстовыми процессами // Физика Земли. 2010. № 1. С. 62–79.

7. Сапфиров И. А., Мухамедшин А. М., Чугаев А. В. Оценка прочностных параметров габбрового массива «In situ» по результатам сейсмических исследований отраженными волнами // ГИАБ. 2010. № 12. С. 307–310.

8. Tailakov O., Sokolov S., Makeev M., Kormin A. Seismological survey of the coal fields based on the applying of the low-power sources of oscillation // E3S Web of Conferences Electronic Edition. 2018.

9. Тайлаков О. В., Соколов С. В., Герасимов А. В., Колмакова А. А. Определение аномальных тектонических зон, ххарактеристик устойчивости и управляемости кровли методом сейсмического просвечивания на проходящих волнах // ГИАБ. 2018. № 49. С. 275–282.

10. Тайлаков О. В., Овчинников В. И., Соколов С. В. Применение малоглубинной сейсморазведки для уточнения условий залегания угольных пластов и локализации изменений их газоносности // Геотехнічна механіка. 2010. № 88. С. 22–26.

11. Novikov E. A., Shkuratnik V. L., Oshkin R. O., Zaitsev M. G. Effect of the stress-strain state of sandy-clay soils on their thermally stimulated acoustic emission // Soil Mechanics and Foundation Engineering. 2017. Vol. 54. No. 2. P. 81–86.

12. Nikolenko P. V., Shkuratnik V. L. Acoustic emission in composites and applications for stress monitoring in rock masses // Journal of Mining Science. 2014. Vol. 50. No. 6. P. 1088–1093.

13. Zagorskii L. S., Shkuratnik V. L. Application of almost-periodic functions for seismic profiling // Acoustical Physics. 2014. Vol. 60. No. 3. P. 297–303.

14. Zagorskii L. S., Shkuratnik V. L. Method of determining the vertical seismic profile of a rock massif using rayleigh-type waves // Acoustical Physics. 2013. Vol. 59. No. 2. P. 197–206.

15. Логачева В. М. Эвристическая оценка обводненности надугольной толщи по данным электрометрии // ГИАБ. 2006. № 12. С. 146–148.
16. Шкуратник В. Л., Логачева В. М. Математическое моделирование условий прогнозирования обводненности углевмещающих пород подземно-полевым электрометрическим методом // ГИАБ. 2011. № 8. С. 224–230.
17. Смирнов Н. А., Простов С. М. Детализация изменений свойств прибортового массива угольного разреза электрофизическим методом // ГИАБ. 2010. № 12. С. 138–143.
18. Смирнов Н. А., Простов С. М. Оценка информативности диагностирования локальных аномальных зон методом электропрофилирования // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 2. С. 106–112.
19. Простов С. М., Смирнов Н. А., Бахаева С. П. Прогнозирование устойчивости откосов глинистых уступов по данным электрофизического мониторинга // Безопасность труда в промышленности. 2012. № 3. С. 43–48.
20. Prostov S. M., Smirnov N. A., Bakhaeva S. P. Prediction of Physico-Mechanical Properties of Hydraulic Fill Based on Electrical Saunding // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51. No. 1. P. 55–62.
21. Тайлаков О. В., Макеев М. П., Салтымаков Е. А., Смыслов А. И. Построение рельефа донной поверхности гидроотвала на основе применения электротомографии // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2017. № 6(124). С. 5–13.
22. Простов С. М., Герасимов О. В., Никулин Н. Ю., Зубов Д. А. Геолого-электромагнитный мониторинг грунтового основания сооружения // ГИАБ. 2009. № 5. С. 266–269.
23. Барышников В. Д., Хмелинин А. П., Денисова Е. В. Диагностика состояния бетонной обделки горных выработок на наличие в ней неоднородностей с помощью георадиолокационного метода // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 1. С. 30–38.
24. Кашников Ю. А., Лысков И. А., Мусихин В. В., Гилев М. В. Определение зон сдвижений на подработанной территории Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС) по результатам интерферометрической обработки радарных данных // Маркшейдерский вестник. 2011. № 3. С. 34–39.
25. Лысков И. А., Кашников Ю. А., Мусихин В. В. Определение оседаний земной поверхности подработанных территорий при разработке полезных ископаемых по результатам интерферометрической обработки радарных данных // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 4. С. 68–77.

Поступила в редакцию 17 сентября 2019 года

Сведения об авторах:

Караблин Михаил Михайлович – ведущий инженер технического отдела Кузбасского головного института по проектированию угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий «Кузбассгипрошахт». E-mail: karablin.mm@gmail.com
Простов Сергей Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры теоретической и геотехнической механики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: psm.kem@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-48-59

Diagnosing the landslide areas of Angren open pit marginal mass according to the data of seismo- and electrical prospecting

Mikhail M. Karablin[1], Sergey M. Prostov[2]
[1] Kuzbass Head Institute on Designing of Coal Mining and Coal Processing Enterprises Kuzbassghiproshakht, Kemerovo, Russia.
[2] T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia.

Abstract
Introduction. *Sloping structures (quarry sides, dumps, banks, cuts, dams, etc) stability forecasting accuracy improvement requires detailed elaboration of physical-mechanical properties of the rock mass under consideration. Traditional methods of well engineering-geological exploration and hydrogeological monitoring are therefore supplemented by geophysical study.*
Research aim *is to diagnose unstable deconsolidated and wetted zones in marginal masses for the purpose of further forecast of quarry sides stability.*
Methodology. *Databases of geophysical studies obtained by the expeditions of the services of the Republic of Uzbekistan at Angren open pit.*
Results. *For the test area represented by 11 seismic stations at the southern side of the quarry, the criterion assessing the state of the site as potentially landslide hazardous according to the results of circular seismic sounding has been experimentally obtained. With the use of this criterion, in the plan of the landslide zone the borders have been established. For the test area represented by 16 geophysical profiles at the northers side, by electrical profiling graphs and geological sections for the corresponding profiles,*

the following regularities have been found: at profile areas adjacent to the runs (rivers), local negative anomalies of effective resistivity up to 20–50 Ohm · m are observed connected with soils wetting; between the anomalous areas the alternation of effective resistivity qualitatively coincides with the alternation of the thickness of a layer of loose deposits. By the arrangement of the negative anomalies borders at the graphs pf effective resistivity dependence on the spread of the profile along all profiles (PR1–PR16), the borders of the wetted zones were established in the plan of the test area.

Summary. *For geomechanical processes monitoring in the landslide zones it is advisable to apply the method of circular seismic sounding determining the value and the anisotropy coefficient according to the extreme values of compressional arrival time. For the conditions of the Angren open pit, the criterion of potential hazard of landslide development is the value of the anisotropy coefficient higher than 1.6. When elaborating the detailes of the physical properties of landslide zones in quarry sides which are weakened by sand-clay Quaternary sediments, by the method of electrical profiling it is advisable to use: the linear dependence on the thickness of Quaternary sediments on the value of the effective resistivity; hyperbolic dependence of soils relative wetness within the water saturation zones on the value of the effective resistivity ascribed to the reference value defined in the site of soil samples collection, and the borders of wetting zones are to be established by the negative anomalies at electrical profiling graphs. In order to construct the solid geological-geophysical models of the landslide zones of the sides, in addition to the geological sections data, the following results of geophysical sounding should be used: the boundaries of landslide zones in the plan, detailed contact geometry of loose Quaternary sediments with bedrock; soil properties modified by wetting.*

Key words: *stability of quarry sides; volumetric geological and geophysical models; circular seismic sounding; anisotropy coefficient; electrical profiling; humidity; landslide zone.*

REFERENCES

1. Shkuratnik V. L., Nikolenko P. V., Kormnov A. A. Ultrasonic correlation logging for roof rock structure diagnostics. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2015; 3: 41–47. (In Russ.)

2. Popov V. V., Ershov N. A. Resistivity logging in thin-bedded settings in oil and gas fields. *Geofizika = Geophysics*. 2011; 2: 57–63. (In Russ.)

3. Besimbaeva O. G., Khmyrova E. N., Oleinikova E. A., Besimbaev B. A. Seismomonitoring use for assessment of stability massif. *Interexpo Geo-Siberia*. 2016: 146–150. (In Russ.)

4. Denisova E. V., Konurin A. I. The investigation of the effect of soil massif properties on spreading parameters of pulsed signal. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2014; 8: 176–181. (In Russ.)

5. Baibakova T. V. Determination of the degree of destruction of the rock mass according to seismic data. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2009; 12: 236–240. (In Russ.)

6. Malovichko D. A., Kadebskaia O. I., Shulakov D. Iu., Butyrin P. G. Local seismological observations of karst processes. *Fizika Zemli = Izvestiya, Physics of the Solid Earth*. 2010; 1: 62–79. (In Russ.)

7. Sapfirov I. A., Mukhamedshin A. M., Chugaev A. B. Evaluation of the strength parameters of the gabbro massif "In situ" from the results of seismic studies reflected by the waves. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 12: 307–310. (In Russ.)

8. Tailakov O., Sokolov S., Makeev M., Kormin A. Seismological survey of the coal fields based on the applying of the low-power sources of oscillation. *E3S Web of Conferences Electronic edition*. 2018.

9. Tailakov O. V., Sokolov S. V., Gerasimov A. V., Kolmakova A. A. Determination of anomalous tectonic zones, characteristics of roof stability and controllability by the method of seismic scanning on passing waves. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; 49: 275–282. (In Russ.)

10. Tailakov O. V., Ovchinnikov V. I., Sokolov S. V. Application of shallow seismic exploration to clarify the conditions of occurrence of coal seams and localize changes in their gas content. *Geotechnical Mechanics*. 2010; 88: 22–26. (In Russ.)

11. Novikov E. A. et al. Effect of the stress-strain state of sandy-clay soils on their thermally stimulated acoustic emission. *Soil Mechanics and Foundation Engineering*. 2017; 54 (2): 81–86.

12. Nikolenko P. V. et al. Acoustic emission in composites and applications for stress monitoring in rock masses. *Journal of Mining Science*. 2014; 50 (6): 1088–1093.

13. Zagorskii L. S. et al. Application of almost-periodic functions for seismic profiling. *Acoustical Physics*. 2014; 60 (3): 297–303.

14. Zagorskii L. S. et al. Method of determining the vertical seismic profile of a rock massif using rayleigh-type waves. *Acoustical Physics*. 2013; 59 (2): 197–206.

15. Logacheva V. M. Heuristic estimation of watering of a rectangular stratum according to electrometry. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2006; 12: 146–148. (In Russ.)

16. Shkuratnik V. L., Logacheva V. M. Mathematical modeling of forecasting conditions for the water-bearing of carbon-bearing rocks by the underground-field electrometric method. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011; 8: 224–230. (In Russ.)

17. Smirnov N. A., Prostov S. M. Detailing of changes in the properties of the near-sided array of a coal mine by an electro physical method. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 12: 138–143. (In Russ.)

18. Smirnov N. A., Prostov S. M. Estimation of self-description of forecasting of local abnormal zones using the method of electric profiling. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2011; 2: 106–112. (In Russ.)

19. Prostov S. M., Smirnov N. A., Bakhaeva S. P. Prediction of the stability of slopes of clay benches according to the data of electro physical monitoring. *Bezopasnost truda v promyshlennosti = Occupational Safety in Industry*. 2012; 3: 43–48. (In Russ.)

20. Prostov S. M., Smirnov N. A., Bakhaeva S. P. Prediction of Physico-Mechanical Properties of Hydraulic Fill Based on Electrical Saunding. *Journal of Mining Science*. 2015; 51 (1): 55–62.

21. Tailakov O. V., Makeev M. P., Saltymakov E. A., Smyslov A. I. Reconstruction of the floor landscape of the hydraulic waste disposal on the basis of the electrotomography application. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2017; 6 (124): 5–13. (In Russ.)

22. Prostov S. M., Gerasimov O. V., Nikulin N. Iu., Zubov D. A. The geo-electromagnetic monitoring of the ground base of the construction. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2009; 5: 266–269. (In Russ.)

23. Baryshnikov V. D., Khmelinin A. P., Denisova E. V. GPR detection of inhomogeneities in concrete lining of underground tunnels. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2014; 1: 30–38. (In Russ.)

24. Kashnikov Iu. A., Lyskov I. A., Musikhin V. V., Gilev M. V. Determination of displacement zones in the underworked territory of the Verkhnekamskoye potassium salt deposit (VKMKS) based on the results of interferometric processing of radar data. *Marksheiderskii vestnik = Mine Surveying Bulletin*. 2011; 3: 34–39. (In Russ.)

25. Lyskov I. A., Kashnikov Iu. A., Musikhin V. V. Determination of the subsidence of the earth's surface of underworked territories in the development of mineral resources based on the results of interferometric processing of radar data. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2012; 4: 68–77. (In Russ.)

Received 17 September 2019

Information about authors:

Mikhail M. Karablin – leading engineer of the engineering office, Kuzbass Head Institute on Designing of Coal Mining and Coal Processing Enterprises Kuzbassghiproshakht. E-mail: karablin.mm@gmail.com
Sergei M. Prostov – DSc (Engineering), professor of the Department of Theoretical and Geotechnical Mechanics, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: psm.kem@mail.ru

Для цитирования: Караблин М. М., Простов С. М. Диагностирование оползнеопасных зон прибортового массива разреза «Ангренский» по данным сейсмо- и электроразведки // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 48–59. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-48-59
For citation: Karablin M. M., Prostov S. M. Diagnosing the landslide areas of Angren open pit marginal mass according to the data of seismo- and electrical prospecting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 48–59 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-48-59

УДК 550.34.01 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-60-67

О сейсмичности Верхнекамского месторождения калийных солей

Филатов В. В.[1], Болотнова Л. А.[2]*
[1] Владимирский государственный университет, г. Владимир, Россия
[2] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: l.bolotnova@yandex.ru

Реферат

Введение. *Освоение земных недр в промышленных масштабах приводит к нарушению равновесного состояния геологической среды и, как следствие, к проявлению в ней различных динамических событий: провалов дневной поверхности, горных ударов, техногенных землетрясений различной интенсивности и др. Поэтому актуальной становится задача прогнозирования таких событий или явлений. В результате решения этой задачи для территории Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС) было выявлено около двух десятков факторов, которыми определяется состояние геологической среды и ее динамический режим: структурные, тектонические, геоморфологические, гидрогеологические, гидрохимические, геофизические и другие. Опираясь на эти факторы-признаки, было выполнено районирование территории ВКМКС и установлены районы, наиболее вероятные для проявления динамических событий. Среди факторов-признаков особое место занимают собственно динамические события, прямо указывающие на места нарушения равновесного состояния геологической среды. К этим признакам отнесены: их количество и вид, положение эпицентров, их связь со структурно-тектоническими элементами строения геологической среды и, в первую очередь, с активными разломами. Целью настоящей работы является сопоставление характеристик динамического события, произошедшего в районе СКРУ-2 в 1995 г., с геологическим строением этого района.*

Методика исследований. *Проведено обобщение результатов геолого-геофизических исследований на территории СКРУ-2, выполнен анализ характеристик горно-тектонического удара и осуществлено сопоставление структурно-тектонических и сейсмических данных.*

Результаты исследований. *Построена структурно-тектоническая схема территории СКРУ-2 и оценена связь динамического события с особенностями строения территории СКРУ-2.*

Выводы. *Из сопоставления характеристики горно-тектонического удара и структурно-тектонической позиции территории СКРУ-2 следует, что район рудника представляет собой узловую структуру, образованную активными разломами и осложненную трещинными зонами. Поэтому вероятность образования очага динамического события в таких условиях очень высока.*

Ключевые слова: *Верхнекамское месторождение калийных солей; СКРУ-2; горно-тектонический удар; критерии прогнозирования динамических событий.*

Предмет и цель работы. Актуальнейшей теоретической и практической задачей при эксплуатации Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС) является прогнозирование в его пределах участков возможного нарушения равновесного состояния геологической среды, проявляющегося в различных динамических событиях – от горных ударов до техногенных землетрясений, поскольку уровень техногенной нагрузки здесь достиг критического уровня. Основой для решения этой задачи служит структурно-тектоническая модель месторождения, построенная на базе принципов подобия и иерархичности путем обобщения разнообразных эмпирических данных: геологических, структурно-тектонических, геоморфологических, петрофизических, геофизических (данные детальной высокоточной гравиметрической съемки масштаба 1: 25 000, гравиметрической съемки масштаба 1:100 000, высокоточной детальной аэромагнитной съемки масштаба 1:10 000) и других [1–3]. С помощью этой модели были установлены кри-

терии или признаки для районирования территории ВКМКС по характеру динамической активности, установлены структурно-тектонические элементы геологической среды, к которым с наибольшей вероятностью приурочены очаги динамических событий. Такими элементами являются трещинные зоны, активные разломы различных рангов и, особенно, узловые структуры [4–6].

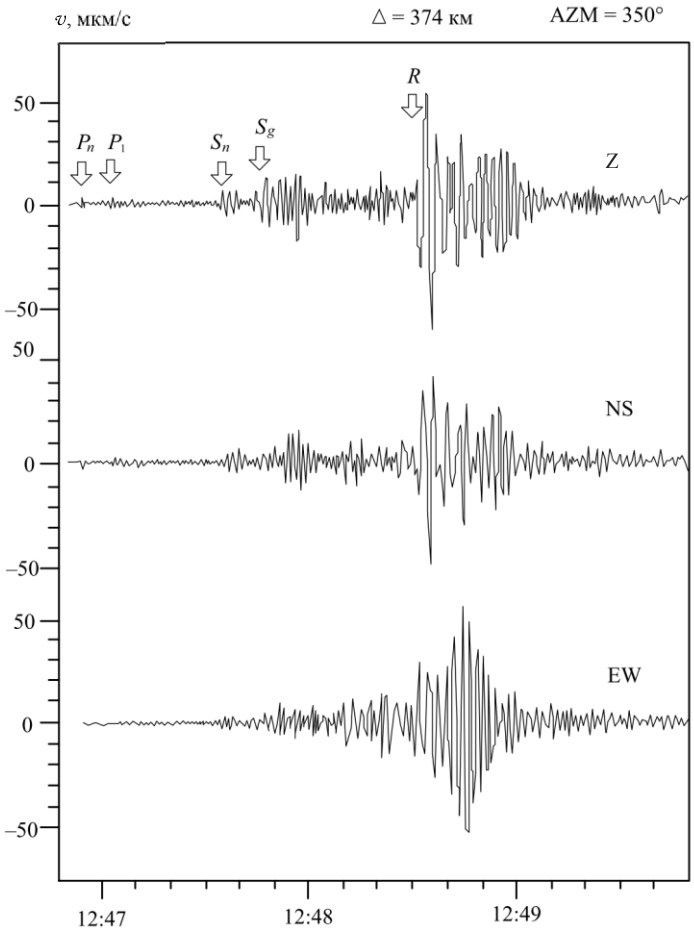

Рис. 1. Сейсмограмма Соликамского землетрясения, зарегистрированного на сейсмостанции «Арти» 5 января 1995 г. [5–8]
Fig. 1. Seismogram of the Solikamsk earthquake registered at the “Arti” seismic station on January 5, 1995 [5–8]

Методика исследований. Среди признаков (критериев) фигурируют и собственно динамические, прямо указывающие на места нарушения равновесного состояния геологической среды. Изучение пространственного расположения и структурно-тектонического положения эпицентров динамических событий свидетельствует, что их эпицентры находятся или в пределах разломных зон, или в узлах пересечения нескольких разломных зон, в основном в западной части ВКМКС. Последнее обстоятельство обусловлено тремя причинами: влиянием Верхнекамского водохранилища, активностью Красноуфимского глубинного разлома и большими скоростями современных движений дневной поверхности, достигающими 6 мм в год [6], т. е. в целом большой мобильностью всей западной части ВКМКС. Вывод о приуроченности очагов динамических событий к разломным зонам является тривиальным.

Вывод о том, что очаги землетрясений порождаются разломами, стал общепризнанным в сейсмологии [7].

Из почти трех десятков различных динамических событий, произошедших в районе ВКМКС, наибольший интерес представляет горно-тектонический удар или техногенное землетрясение 1995 г. Его эпицентр находится на территории Соликамского рудника СКРУ-2. Динамическое явление было зарегистрировано 5 января на уральских сейсмических станциях «Свердловск», «Арти» и более 80 других сейсмических станциях мира [8–11] (рис. 1).

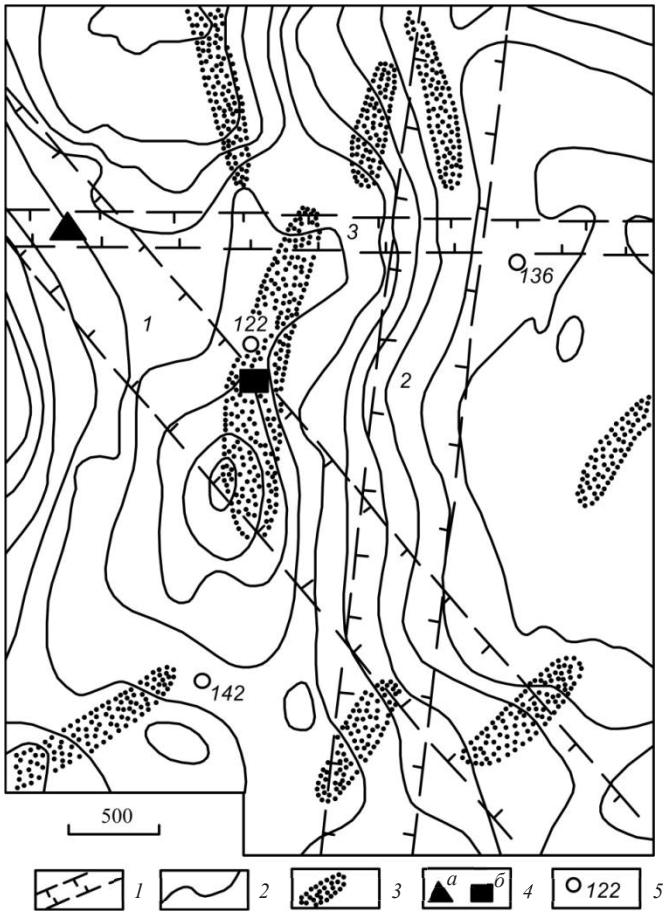

Рис. 2. Структурно-тектоническая схема района СКРУ-2:
1 – зоны разломов, установленные по геофизическим данным (под номером 1 – Тимано-Кокчетавский разлом); *2* – изоаномалы поля силы тяжести; 3 – локальные отрицательные аномалии в поле силы тяжести; *4* – положение эпицентра землетрясения – *а* и других динамических событий – *б*; *5* – положение скважин и их номера

Fig. 2. Structural-tectonic scheme of SM-2:
1 – fault zones, detected according to geophysical data (under number 1 – Timano-Kokchetavsky fault); *2* – gravity field isoanomals; *3* – local negative anomalies in the gravity field; *4* – location of the earthquake epicenter – *a* and others dynamic events – *б*; *5* – location of wells and their numbers

Ценность этого явления заключается в первую очередь в том, что его очаг находился на хорошо изученной в структурно-тектоническом отношении территории. Это позволило выполнить сопоставление характеристик динамического явления со строением территории, где оно произошло. Авторы [8–11] такой анализ

не провели, ограничившись только количественным описанием параметров сейсмического события.

Результаты исследований. Территория СКРУ-2 в структурно-тектоническом отношении представляет собой узел [6, 12] (рис. 2), т. е. объект, оказывающий наибольшее влияние на формирование естественного и техногенного полей напряжений, и потому является потенциально наиболее перспективной на проявление динамических событий из всех выявленных. Узловая структура образована тремя разломами: древним глубинным Тимано-Кокчетавским разломом, имеющим северо-западное простирание, субмеридиональным разломом палеозойского возраста и широтным разломом, возраст которого оценен как послепалеозойский.

Геологическое строение узла сложное по всем горизонтам: в надсолевом горизонте установлены дизъюнктивные и трещинные нарушения; в солевых отложениях отмечены зоны галитизации сильвинита; в подсолевом комплексе пород закартированы тектонические нарушения и Пашковское рифогенное поднятие. Таким образом, геологическая среда является гетерогенной, состоящей из фрагментов с различными физико-механическими и физико-химическими свойствами.

В поле силы тяжести структура картируется изометричной в плане отрицательной аномалией. Результаты ее интерпретации свидетельствуют, что источником служит разуплотненный фрагмент геологический среды и что процессом разуплотнения охвачены как надсолевые, так и продуктивные и подсолевые отложения, разуплотнение имеет не литологический, а тектонический характер, т. е. причиной разуплотнения является нарушение сплошности среды путем развития в ней трещиноватости на всю толщину месторождения. Сейсмические исследования подтверждают результаты интерпретации гравитационной аномалии, указывая на повышенную раздробленность пород и на наличие тектонических нарушений разного ранга и кинематики, которые пронизывают подсолевую и надсолевую толщи.

Соликамское динамическое событие было обследовано на горизонте 143 м группой экспертов разных специальностей сразу же, как только оно произошло. По результатам изучения макросведений было установлено, что предположительно эпицентр события находился в пределах поля рудника СКРУ-2, максимальная интенсивность в эпицентре не превышала 5 баллов по шкале МСК-64. Динамическое событие привело к обрушению кровли продуктивной толщи на площади почти в 30 тыс. м^2, оседанию дневной поверхности на площади более 55 га (~740 × 740 м) с величиной в мульде около 5 м. По совокупности горно-геолого-геофизических факторов событие было классифицировано как горно-тектонический удар (ГТУ) [8–11].

Одной из важнейших характеристик любого динамического события является положение его эпицентра. Эпицентр Соликамского ГТУ был определен по кинематическим данным различных сейсмостанций, т. е. по инструментальным и макросейсмическим данным или по результатам опросов населения в различных пунктах (140 опросов в 29 пунктах). Сопоставление инструментальных и макросейсмических данных показало их несовпадение. Отклонение положения макросейсмического эпицентра от инструментальных составляет для различных сейсмостанций от 10 до 30 км: все инструментально определенные эпицентры находятся западнее р. Камы.

Изосейсты Соликамского ГТУ были построены только по макросейсмическим данным (рис. 3). Изосейста 3 (балла) имеет форму эллипса с размерами 40 × 25 км, вытянутого в меридиональном направлении; она оконтуривает северную и центральную части месторождения.

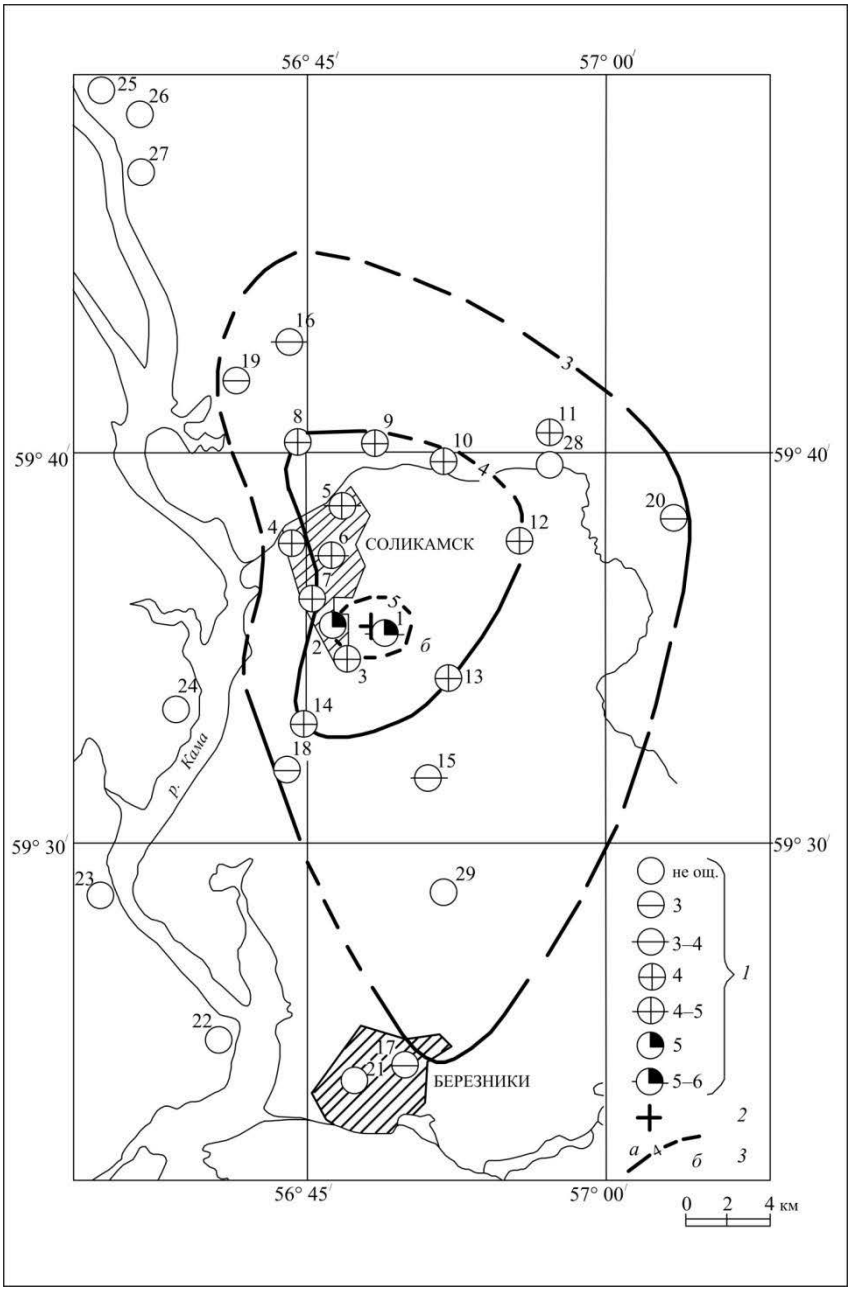

Рис. 3. Карта изосейст Соликамского землетрясения 5 января 1995 г. [5–8]:
1 – пункты определения интенсивности сотрясений в баллах по шкале МСК-64 и количество наблюдений в них; *2* – положение макросейсмического эпицентра землетрясения; *3* – изосейсты, проведенные уверенно – *а* и неуверенно – *б*

Fig. 3. Map of Solikamsk earthquake's isoseists on January 5, 1995 [5–8]:
1 – points measuring the intensity of concussions on the MSC-64 scale and number of observations in them; *2* – location of earthquake's macroseismic epicenter; *3* – isoseists drawn confidently – *a* and uncertainly – *б*

Изосейста 4 (балла) почти изометричная, имеет размеры 14 x 11,2 км. Макросейсмический эпицентр находится в центре контура, охваченного изосейстой 5 (баллов). Радиус контура составляет около 1,5 км.

Анализ и обсуждение результатов. Обобщение и анализ результатов, полученных при структурно-тектоническом изучении территории СКРУ-2, и сейсмических характеристик Соликамского ГТУ 1995 г. свидетельствуют:

– узловая структура СКРУ-2, являясь аномальной по геолого-структурному строению, благодаря развитию в ее пределах трещиноватости и других видов нарушения сплошности и однородности оказала существенное влияние на напряженно-деформированное состояние геологической среды, что проявилось в формировании в ее пределах очага динамического события;

– даже при небольшой интенсивности динамического события, каким явилось Соликамское ГТУ, масштабы его негативного воздействия захватили значительный по территории и объему фрагмент геологической среды по причине ее существенной тектонической нарушенности; в связи с этим геологическая среда обладает малой прочностью и жесткостью от воздействия на нее различных естественных и техногенных силовых факторов;

– из-за того что Соликамское ГТУ представляет собой сложное естественно-техногенное событие, результаты инструментального метода оценки положения его эпицентра по кинематическим данным оказались неудовлетворительными по сравнению с макросейсмическим;

– узловая структура СКРУ-2 почти целиком оказалась внутри контура, ограниченного изосейстой 5 (баллов).

Выводы и область применения. Картирование узловых структур и детальное изучение их строения комплексом геолого-геофизических методов является важнейшим моментом методики прогнозирования динамических событий в пределах урбанизированных территорий, какой является территория ВКМКС.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Konstantinova S. A., Chernopazov N. N. and Gulyev A. A. Estimate of initial stresses in rock mass of the Upper Kama region based on block hierarchical model // Journal of Mining Science. 2001. Vol. 37. No. 5. P. 447–454.

2. Sanfirov I. A., Stepanov Y. I., Gerasimova I. Y., Nikiforova A. I. Shallow geophysical exploration of the Upper Kama potash salt deposit // Journal of Mining Science. 2013. Vol. 49. No. 6. P. 902–907.

3. Shulakov D. Y., Buturin P. G., Verkholantsev A. V. Seismological monitoring at the Upper Kama potash deposit: Objectives problem solutions // Gornyi Zhurnal. 2018. No. 6. P. 25–29.

4. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Прогнозирование геодинамических явлений на территории Верхнекамского месторождения калийных солей по геолого-геофизическим данным // Защита населения и территорий в чрезвычайных ситуациях: труды III Междунар. науч.-практ. конф. Екатеринбург: УГГУ. С. 24–29.

5. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Прогноз динамических явлений по данным гравиразведки на Верхнекамском месторождении калийных солей // Вопросы теории и практики геологической интерпретации гравитационных, магнитных и электрических полей: сб. научн. трудов. Вып. 1(46). Пермь: ГИ УрО РАН, ПГНИУ, 2019. С. 352–356.

6. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Обобщение опыта прогнозирования динамических явлений на Верхнекамском месторождении калийных солей по геолого-геофизическим данным // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 4. С. 61–70.

7. Касахара К. Механика землетрясений. М.: Мир, 1985. 264 с.

8. Маловичко А. А., Блинова Т. С., Лебедев А. Ю., Некрасова Л. В. Соликамское землетрясение 5 мая 1995 г. // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций. Екатеринбург: УрО РАН, 1997. С. 307–315.

9. Маловичко А. А. Анализ сейсмограмм Соликамского землетрясения 5 января 1995 г. // Геология Западного Урала на пороге XXI века. Пермь: Пермск. ун-т, 1999. С. 267–269.

10. Маловичко А. А., Маловичко Д. А., Кустов А. К. Соликамское землетрясение 5 января 1995 года (Ms = 4,2) // Землетрясения Северной Евразии в 1995 году. М.: ГС РАН, 2001. С. 163–169.

11. Годзиковская А. А. Каталог сейсмических событий Уральского региона с древнейших времен по 2002 г. (Сопутствующие материалы). М.: ИФЗ РАН, 2016. 258 с.

12. Кассин Г. Г., Филатов В. В. К проблеме прогнозирования геодинамических явлений на территории Верхнекамского месторождения калийных солей // Известия вузов. Горный журнал. 2002. № 3. С. 153–164.

Поступила в редакцию 25 октября 2019 года

Сведения об авторах:

Филатов Владимир Викторович – доктор геолого-минералогических наук, профессор кафедры автомобильных дорог Владимирского государственного университета. E-mail: filatov47@bk.ru
Болотнова Любовь Анатольевна – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры геофизики Уральского государственного горного университета. E-mail: l.bolotnova@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-60-67

On the seismic activity of the Upper Kama potassium salt deposit

Vladimir V. Filatov[1], Liubov A. Bolotnova[2]
[1] Vladimir State University, Vladimir, Russia.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Introduction. *The exploitation of the earth's subsoil on an industrial scale leads to a disturbance of equilibrium state of the geological environment and, as a consequence, to the manifestation of various dynamic events in it: sinkholes, rockbursts, induced earthquakes of various magnitudes, etc.*
Therefore, the problem of predicting such events or phenomena becomes urgent. About two dozen factors determining the state of geological environment and its dynamic regime have been identified in the course of solving this problem for the territory of Upper Kama (Verkhnekamskoe) potassium salt deposit (VKMKS): structural, tectonic, geomorphological, hydrogeological, hydrochemical, geophysical and others. Based on these factors-features, the zoning of the VKMKS territory was performed and the areas most likely for dynamic events manifestation were established. Among the factors-features stand out the dynamic events, which directly indicate the disturbance places of the geological environment's equilibrium state. Among the features are the following: number and type of events, epicenters position, their relationship with the structural-tectonic elements of the geological environment's structure and, first of all, with active faults. The purpose of this work is to compare the characteristics of a dynamic event that occurred in the area of SKRU-2 (Solikamsk mine-2) in 1995, with the geological structure of this area.
Research methodology. *The results of geological and geophysical studies carried out on the territory SKRU-2 are summarized, the characteristics of tectonic rockbursts are analyzed and the structural-tectonic and seismic data were compared.*
Research results. *The structural-tectonic diagram of SKRU-2 territory was constructed and the relationship between the dynamic event and the structural features of the SKRU-2 territory was evaluated.*
Summary. *The comparison of tectonic rockbursts characteristic and the structural-tectonic location of SKRU-2 territory has shown that the mine area is a nodal structure formed by active faults and complicated by fracture zones. Therefore, the probability of dynamic event focus development in such conditions is very high.*

Key words: *Upper Kama (Verkhnekamskoe) potassium salt deposit (VKMKS); SKRU-2; tectonic rockburst; dynamic events prediction criteria.*

REFERENCES

1. Konstantinova S. A., Chernopazov N. N. and Gulyev A. A. Estimate of initial stresses in rock mass of the Upper Kama region based on block hierarchical model. *Journal of Mining Science*. 2001; 37 (5): 447–454.
2. Sanfirov I. A., Stepanov Y. I., Gerasimova I. Y., Nikiforova A. I. Shallow geophysical exploration of the Upper Kama potash salt deposit. *Journal of Mining Science*. 2013; 49 (6): 902–907.
3. Shulakov D. Y., Buturin P. G., Verkholantsev A. V. Seismological monitoring at the Upper Kama potash deposit: Objectives problem solutions. *Gornyi Zhurnal*. 2018; 6: 25–29.
4. Filatov V. V., Bolotnova L. A. Forecasting geodynamic events at the territory of Upper Kama potassium salt deposit according to geological-geophysical data. In: *Population and territory protection in case of emergency: proceedings of the 3rd International Research-to-Pract. Conf*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing: 24–29. (In Russ.)
5. Filatov V. V., Bolotnova L. A. The forecast of dynamic events according to the data of gravitational prospecting at Upper Kama potassium salt deposit. In: *The theory and practice of geological interpretation of gravitational, magnetic, and electric fields: proceedings*. Issue 1(46). Perm: IM UB RAS, PSU Publishing; 2019: 352–356. (In Russ.)
6. Filatov V. V., Bolotnova L. A. Generalizing the experience of forecasting dynamic events at the Upper Kama potassium salt deposit according to geological and geophysical data. *Izvestiya vysshikh*

uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal. 2019; 4: 61–70. (In Russ.)

7. Kasahara K. *Earthquake mechanics*. Moscow: Mir Publishing: 1985.

8. Malovichko A. A., Blinova T. S., Lebedev A. Iu., Nekrasova L. V. Earthquake in Solikamsk on 5 May 1995. In: *Safety concern during operation of mineral deposits in the zones of industrial agglomerations*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 1997. P. 307–315. (In Russ.)

9. Malovichko A. A. Seismogram analysis of the earthquake in Solikamsk on 5 May 1995. In: *Geology of the Western Urals at the threshold of the 20th century*. Perm: Perm University Publishing; 1999. p. 267–269. (In Russ.)

10. Malovichko A. A., Malovichko D. A., Kustov A. K. Earthquake in Solikamsk on 5 May 1995 (Ms = 4.2). In: *Earthquakes of the Northern Eurasia in 1995*. Moscow: GS RAS Publishing; 2001. p. 163–169. (In Russ.)

11. Godzikovskaia A. A. *Index of seismic events in the Urals from the earliest times to 2002 (Related materials)*. Moscow: IPE RAS Publishing; 2016. (In Russ.)

12. Kassin G. G., Filatov V. V. To the problem of forecasting geodynamic events at the territory of the Upper Kama potassium salt deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2002; 3: 153–164. (In Russ.)

Received 25 October 2019

Information about authors:

Vladimir V. Filatov – DSc (Geology and Mineralogy), Professor of the Department of Motor Road, Vladimir State University. E-mail: filatov47@bk.ru

Liubov A. Bolotnova – PhD (Geology and Mineralogy), associate professor of the Department of Geophysics, Ural State Mining University. E-mail: l.bolotnova@yandex.ru

Для цитирования: Филатов В. В., Болотнова Л. А. О сейсмичности Верхнекамского месторождения калийных солей // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 60–67. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-60-67

For citation: Filatov V. V., Bolotnova L. A. On the seismic activity of the Upper Kama potassium salt deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 60–67 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-60-67

УДК 622.121:622.7 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78

Анализ схем подготовки проб минерального сырья

Козин В. З.[1], Комлев А. С.[1]*, Ступакова Е. В.[2]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[2] Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов, г. Иркутск, Россия
e-mail: tails2002@inbox.ru

Реферат

Введение. *Схемы подготовки проб многостадийны. Сокращение проб в процессе пробоподготовки вносит дополнительную погрешность в результат опробования, поэтому следует рассчитывать погрешность схемы подготовки проб с последующим выбором ее рациональных параметров.*

Методология исследования *основана на расчете по формуле случайной погрешности сокращения проб.*

Расчет погрешности схемы подготовки проб. *Выполнен расчет схемы, рекомендуемой ГОСТ 14180-80. Показано парадоксальное увеличение погрешности подготовки пробы с повышением однородности руды.*

Определение масс проб по стадиям подготовки. *В стандартах и методиках на опробование руд и концентратов цветных металлов для составления схем подготовки проб рекомендуется находить коэффициент в формуле минимальной массы в зависимости от коэффициента вариации массовой доли в опробуемом продукте. Подготовка проб выполняется в лабораторных условиях, и масса пробы не может зависеть от этого коэффициента вариации. Неоднородность пробы в лаборатории зависит только от неоднородности отдельных кусков пробы. Неоднородность пробы в лаборатории пробоподготовки описывается покусковой дисперсией, а коэффициент является функцией этой дисперсии, допустимой погрешности сокращения пробы и размеров вкраплений зерен минерала, содержащего определяемый компонент. Для каждой фабрики может быть найден свой коэффициент и рассчитаны массы проб по стадиям подготовки.*

Анализ схем подготовки проб. *Приведена формула погрешности схемы подготовки проб. Расчет и анализ типовой схемы подготовки пробы по ГОСТ 14180-80 показал, что в третьей стадии дробления пробу целесообразно дробить не до 3, а до 2 мм, а рекомендованная крупность пробы последней стадии 0,08 мм почти не улучшает результат подготовки, поэтому можно использовать прежнюю рекомендацию 0,1 мм.*

Ключевые слова: *подготовка проб; крупность проб; масса проб; размер вкраплений; погрешность подготовки.*

Введение. Схемы подготовки проб являются обязательной составной частью методик подготовки проб и приводятся в стандартах на опробование руд и концентратов.

Отобранная проба имеет начальную массу qнач и начальную крупность $d_{нач}$. Анализ производят с помощью навески, пригодной для его выполнения. Навеска должна иметь определенную массу $q_{нав}$ и крупность $d_{нав}$. Обычно $q_{нав} << q_{нач}$; $d_{нав} << d_{нач}$, т. е. выполнить анализ начальной пробы невозможно. Вначале пробу нужно преобразовать так, чтобы в конечном итоге получились необходимые для навески величины массы и крупности. Технология преобразования начальной пробы в навеску получила название «подготовка пробы».

Подготовка пробы не является необходимой работой с пробой. Она вынужденно применяется для согласования крупности и массы начальной пробы и навески. Возможны технологии опробования, в которых подготовка пробы отсутствует, и эти технологии в настоящее время интенсивно развиваются. Основным решением в этом направлении является анализ пробы непосредственно в опробуемом массиве. Проба при этом физически не извлекается из массива. Для того чтобы получить результат, соответствующий объединенной пробе, анализатор необходимо перемещать в точки опробования при опробовании неподвижных массивов либо ожидать, когда опробуемый массив пройдет через точку анализа при опробовании потоков.

Возможен вариант отбора объединенной пробы микроточечными пробами с выполнением равенства: $q_{нач} = q_{нав}$; $d_{нач} = d_{нав}$.

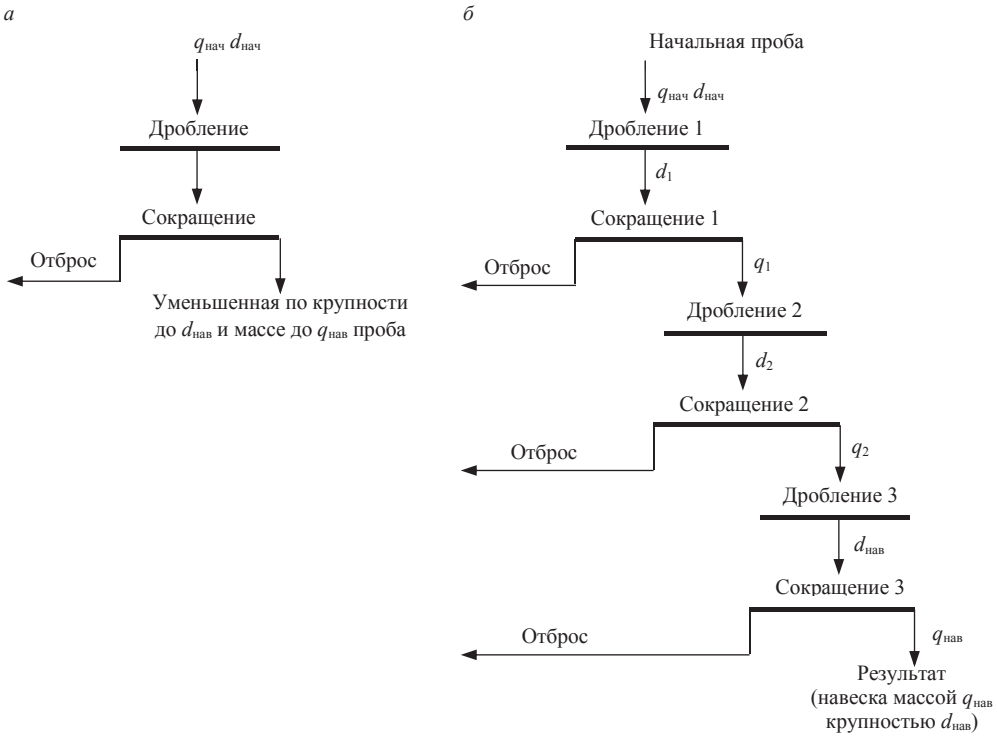

Рис. 1. Возможная – *а* и реальная – *б* схемы подготовки проб
Fig. 1. Possible – *a* and actual – *б* schemes of sample preparation

Для этого необходимо, чтобы в пробу отбирались кусочки крупностью $d_{нав}$, а их очень большое число составило бы за контрольный период массу $q_{нав}$.

Однако основным решением на фабриках остается отбор проб сравнительно большой крупности и массы, нуждающихся в подготовке. Основными операциями подготовки проб являются операции дробления (измельчения, истирания) и сокращения, т. е. уменьшения массы.

Вообще говоря, пробу можно в одну операцию раздробить до $d_{нав}$ и сократить за одну операцию до $q_{нав}$. Тогда схема подготовки любой пробы выглядела бы так, как показано на рис. 1, *а*.

Однако такое решение по техническим причинам (не позволяют возможности дробилок) и по экономическим соображениям (измельчение всей пробы до крупности навески потребует большой затраты энергии и времени) обычно не предусматривается.

Практичной оказалась многооперационная технология подготовки проб (рис. 1, *б*), когда проба дробится на каждой операции до крупности, предопределяемой возможностями дробилок, и сокращается на каждой операции до некоторой промежуточной массы. Так, государственный стандарт на опробование руд цветных металлов предусматривает пять стадий – операций дробления и сокращения пробы (*ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. Введ. 1980-07-01. М.: Госстандарт СССР. 27 с.*).

Отношение начальной массы в i-й операции сокращения q_i к сокращенной q_{i+1} называется степенью сокращения l_i:

$$l_i = \frac{q_i}{q_{i+1}}.$$

Степень сокращения может быть любой ($l_i > 1$), маленькой и большой, в том числе дробной, и на стадии разработки схемы подготовки назначается ориентировочно, чаще исходя из возможностей оборудования или технологии сокращения. В последующем она уточняется расчетом.

Основой для составления схем подготовки руд цветных металлов и концентратов является ГОСТ 14180-80.

В 1990 г. стандарт на опробование руд и концентратов цветных металлов ГОСТ 14180-80 был переиздан с изменением в схеме подготовки, а именно доизмельчение в окончательной стадии подготовки пробы предложено доводить до крупности 0,08 мм вместо прежней 0,1 мм. Казалось бы, небольшое изменение, но возникли вопросы. Почему 0,08, а не 0,06 или 0,04 мм? Почему такие массы в схеме после сокращения, какие указаны в табл. 4 стандарта, почему крупности по стадиям 20; 10; 3; 0,5 мм? Все эти величины могли быть тоже изменены. Но почему нужно что-то менять?

Подготовка проб к анализу увеличивает погрешность результата опробования, поэтому погрешность подготовки проб определяют при необходимости выбора параметров схемы (крупностей и масс пробы по стадиям). Преобладает экспериментальный подход, основанный на дубликатном опробовании, который трудновыполним, а получаемые результаты приблизительны [1, 2]. Подходы, основанные на стандартных образцах при оценке погрешностей анализа [3–6], не могут быть реализованы при подготовке проб. Расчетный вариант оценок случайных погрешностей позволяет выполнять расчеты и анализ схем подготовки проб.

Методология исследования. Случайные погрешности, возникающие при подготовке проб, можно рассчитать, так как они связаны с изменением массы пробы [7].

Любая операция сокращения вносит в результат случайную погрешность:

$$S_{\text{с}}^2 = \frac{1}{4} f \rho S_{\text{к}}^2 \left(d_{\max}\right)^3 \left(\frac{1}{q_{\text{кон}}} - \frac{1}{q_{\text{нач}}}\right),$$

где $q_{\text{нач}}$ и $q_{\text{кон}}$ – начальная и конечная массы при сокращении пробы, кг; f – коэффициент формы кусков, составляющих пробу, $f = 0{,}4$; ρ – плотность пробы, кг/м^3; $d_{\max}$ – крупность пробы, м; $S_{\text{к}}^2$ – покусковая дисперсия, %^{2} или (г/т)^2.

Для руд цветных и благородных металлов

$$S_{\text{к}}^2 = \frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}}\alpha\beta_{\text{м}} \text{ для } d_{\max} \le d_{\text{зmax}};$$

$$S_{\text{к}}^2 = \frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}}\alpha\beta_{\text{м}}\left(\frac{d_{\text{зmax}}}{d_{\max}}\right)^{3-b} \text{ для } d_{\max} > d_{\text{зmax}},$$

где α – массовая доля определяемого элемента в пробе, % или г/т; $\beta_{\text{м}}$ – массовая доля определяемого элемента в минерале, содержащем определяемый элемент, % и г/т; $\rho_{\text{м}}$ – плотность минерала, кг/м^3; $\rho_{\text{п}}$ – плотность породы, кг/м^3 (принимаем $\rho_{\text{п}} = \rho$); $d_{\text{зmax}}$ – размер зерен минерала, содержащего определяемый компонент, м; b – показатель, характеризующий вкрапленность зерен минерала в породе; для руд цветных металлов $b = 1{,}5$–2.

Так как обычно чередуют операции сокращения и дробления (измельчения, истирания), то погрешность подготовки пробы:

$$S_{\text{под}}^2 = \sum_{j=1}^{k} S_{cj}^2,$$

где k – число стадий, на которых выполняется сокращение.

Эта формула получена *при условии тщательного перемешивания сокращаемой пробы*.

Так как возможны случайные погрешности, связанные с качеством выполнения операций, зависящие от исполнителя, то следует ввести коэффициент качества подготовки $K_{\text{и}} = 2$.

Тогда итоговая формула случайной погрешности подготовки пробы будет следующей:

$$S_{\text{под}}^2 = K_{\text{и}}\sum_{j=1}^{k}\frac{1}{4}f\rho S_{\text{к}j}^2\left(d_{\max j}\right)^3\left(\frac{1}{q_{\text{кон}\,j}} - \frac{1}{q_{\text{нач}\,j}}\right).$$

Расчет погрешности схемы подготовки проб. Рассчитаем погрешности схемы подготовки пробы, представленной в ГОСТ 14180-80, для чего схему подготовки следует представить в форме, удобной для расчета (рис. 2). На расчетной схеме указаны только операции дробления (Д) и сокращения (С).

Крупность продуктов сокращения соответствует указанной в стандарте, а массы соответствуют указанным в табл. 4 стандарта ГОСТ 14180-80 для среднеоднородной руды.

Расчет выполним для медной руды, приняв $K_{\text{и}} = 2$; $f = 0{,}4$; $\rho_{\text{м}} = 4100$ кг/м^3; $\rho_{\text{п}} = \rho = 3000$ кг/м^3; $b = 1{,}5$; $d_{\text{зmax}} = 1$ мм; $\beta_{\text{м}} = 34{,}6$ %.

Покусковые дисперсии

$$S_{\text{к}}^2(0) = S_{\text{к}}^2(d < 1\text{ мм}) = \frac{4100}{3000}\alpha \cdot 34{,}6 = 47{,}3\alpha;$$

$$S_{\text{к}}^2(d = 3\text{ мм}) = \frac{4100}{3000}\alpha \cdot 34{,}6\left(\frac{1}{3}\right)^{1{,}5} = 9{,}1\alpha.$$

Аналогично $S_{\text{к}}^2(d = 10\text{ мм}) = 1{,}5\alpha$ и $S_{\text{к}}^2(d = 20\text{ мм}) = 0{,}53\alpha$.

Тогда

$$S_{\text{под}}^2 = K_{\text{и}} \frac{1}{4} f\rho \sum_{j=1}^{4} S_{\text{к}j}^2 d_{\max j}^3 \left(\frac{1}{q_{\text{кон}\,j}} - \frac{1}{q_{\text{нач}\,j}} \right) = 2 \cdot 0,25 \cdot 0,4 \cdot 3000 \times$$
$$\times \left[-0,53\alpha \left(20 \cdot 10^{-3}\right)^3 \left(\frac{1}{60} - \frac{1}{400} \right) + 1,50\alpha \left(10 \cdot 10^{-3}\right)^3 \left(\frac{1}{15} - \frac{1}{60} \right) + \right.$$
$$\left. + 9,1\alpha \left(3 \cdot 10^{-3}\right)^3 \left(\frac{1}{1,4} - \frac{1}{15} \right) + 47,3\alpha \left(0,5 \cdot 10^{-3}\right)^3 \left(\frac{1}{0,1} - \frac{1}{1,4} \right) \right] = \tag{1}$$
$$= 6 \cdot 10^{-7} \alpha \left[60,1 + 74,95 + 159,0 + 54,9 \right] = 2,1 \cdot 10^{-4} \alpha, \ \%^2.$$
$$S_{\text{под}} = 1,45 \cdot 10^{-2} \sqrt{\alpha}.$$

Относительная случайная погрешность подготовки пробы $P_{\text{под}}$

$$P_{\text{под}} = \frac{2S_{\text{под}}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot 1,45 \cdot 10^{-2} \cdot \sqrt{\alpha}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2,9}{\sqrt{\alpha}}, \ \%.$$

Аналогичный расчет для однородной руды дает

$$S_{\text{под}}^2 = 6 \cdot 10^{-7} \alpha \left[95,4 + 112,5 + 248,2 + 52,6 \right] = 3,05 \cdot 10^{-4} \alpha, \ \%^2.$$
$$P_{\text{под}} = \frac{3,5}{\sqrt{\alpha}}, \ \%. \tag{2}$$

Для весьма однородной руды $P_{\text{под}} = \frac{4,4}{\sqrt{\alpha}}$, %; для неоднородной руды $P_{\text{под}} = \frac{2,4}{\sqrt{\alpha}}$, %.

На рис. 3 представлены зависимости $P_{\text{под}}$ от α. Зависимости рис. 3 показывают, что только для массовых долей меди в руде более 1 % получаем приемлемые погрешности около 4 %.

При меньших, чем 1 %, массовых долях меди в руде погрешность резко увеличивается, достигая при α = 0,5 % уже 5–6 %, а массовая доля меди в руде около 0,5 % характерна для всех меднопорфировых руд. Эти предварительные выводы сделаны для крупности зерен халькопирита $d_{\text{зmax}}$ = 1 мм. Размер зерен влияет на погрешность подготовки пробы очень сильно.

Определение масс проб по стадиям подготовки. Рис. 3 наглядно демонстрирует следующее: чем хуже по однородности руда, тем лучше результаты подготовки проб.

Это происходит потому, что данные табл. 4 стандарта ГОСТ 14180-80 рассчитаны в зависимости от коэффициента вариации опробуемого массива, т. е. от степени его перемешанности. Это значит, что при определении минимальных масс в схемах подготовки проб руд цветных металлов находят коэффициент k в формуле $q = kd^2$ в зависимости от коэффициента вариации массовой доли компонента в опробуемом массиве.

Однако подготовка проб выполняется в лаборатории, и проба перед сокращением перемешивается. Неоднородность пробы в лаборатории не зависит от коэф-

фициента вариации массовой доли компонента в опробуемом массиве, и коэффициент k в формуле $q = kd^2$ нельзя назначать в зависимости от этого коэффициента вариации. Формирование табл. 4 ГОСТ 14180-80 является принципиальной ошибкой стандарта. Использовать табл. 4, построенную на основе коэффициента вариации массовой доли в поступающей руде, нельзя. Такую таблицу следует формировать на основе размеров зерен минералов (в рассматриваемом случае – халькопирита).

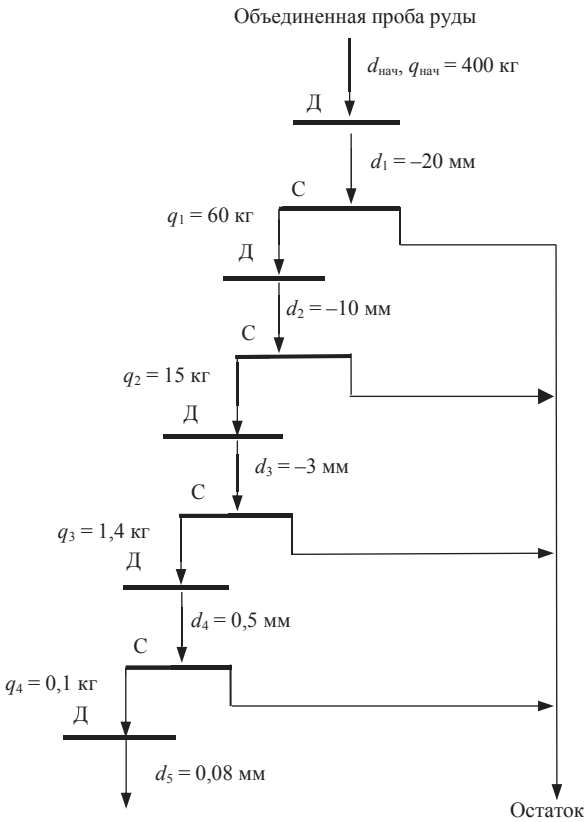

Рис. 2. Схема подготовки пробы для расчета
Fig. 2. Sample preparation scheme for calculation

В работе [8] получена формула расчета коэффициента k – формула Ричардса–Чечотта:

$$k = 10^4 f \rho_м \beta_м P_{доп}^{-2} \left(\frac{d_{зmax}}{\alpha} \right), \tag{3}$$

где $P_{доп}$ – допустимая относительная случайная погрешность сокращения пробы на одной стадии, %.

В формуле (3) единицами измерения $d_{зmax}$ являются миллиметры, а α – проценты.

При прочих равных условиях k зависит от размера зерен $d_{зmax}$, содержащих определяемый компонент, и массовой доли компонента в руде.

Так, для медной руды: $f = 0{,}4$; $\rho_м = 4100$ кг/м³; $\beta_м = 34{,}6$ %; $P_{доп} = 2$ %

$$k = 0{,}14\frac{d_{зmax}}{\alpha}.$$

Коэффициент k тем больше, чем меньше массовая доля меди в руде. Примем ее 0,5 %, тогда k может быть найден только в зависимости от размера зерен $d_{зmax}$:

$$k = 0{,}28 d_{зmax}.$$

Получаемые коэффициенты k для разных руд будут существенно разными.

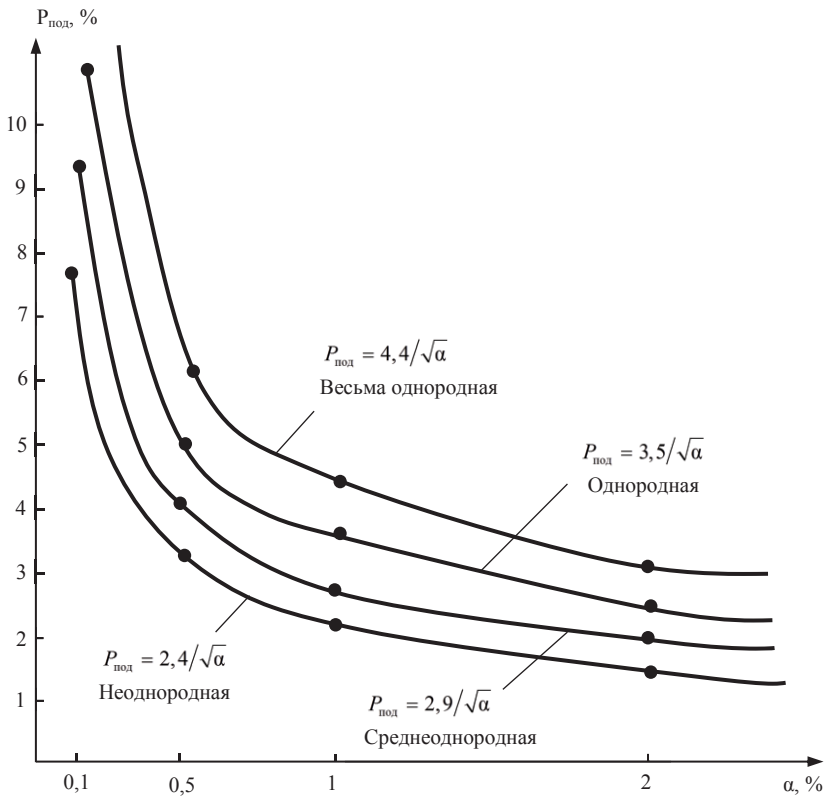

Рис. 3. Зависимости относительной погрешности определения массовой доли, вносимой в результат опробования при подготовке пробы по стандартной схеме (рис. 2), от массовой доли меди в руде
Fig. 3. Dependences of relative inaccuracy of mass fraction determination introduced into the result of sampling during sample preparation according to the standard scheme (fig. 2) and mass fraction of copper in ore

Так, для молибденовой руды, для которой массовая доля $\alpha = 0{,}01$ % является наименьшей, при $P_{доп} = 10$ %

$$k = 1{,}2 d_{зmax},$$

а минимальные массы значительно больше (даже при большой допустимой относительной погрешности сокращения 10 %).

В соответствии с этим табл. 4 в ГОСТ 14180-80 следует представить, соответственно переработав стандарт так, как показано в табл. 1.

Табл. 1 приведена в качестве примера расчета коэффициента k и масс пробы на стадиях сокращения.

Анализ схем подготовки проб. Так как схемы подготовки проб многостадиальны, то погрешность схемы подготовки проб

$$P_{\text{под}}^2 = \sum_j^n P_j^2 .$$

Если все P_j равны, то

$$P_{\text{под}} = \sqrt{n} P_j ,$$

где n – число стадий.

Так, если P_j = 2 %, а n = 5, то $P_{\text{под}}$ = 4,5 %; если P_j = 10 %, а n = 5, то $P_{\text{под}}$ = 22,4 %.

Для схем подготовки проб это большие погрешности, поэтому P_j следует назначать из требуемой погрешности схемы и числа стадий в схеме.

Правильно составленная схема должна вносить примерно одинаковую погрешность на каждой стадии сокращения [9].

Оценивая вклад каждой стадии сокращения в формулах (1) и (2), видим, что заметно больший вклад в погрешность подготовки вносит третья стадия. Можно изменить параметры схемы так: дробить руду в третьей стадии не до 3, а до 2 мм.

Тогда покусковая дисперсия будет

$$S_{\text{к}}^2(d = 2 \text{ мм}) = \frac{4100}{3000}\alpha \cdot 34,6 \cdot \left(\frac{1}{2}\right)^{3-1,5} = 16,7\alpha,$$

а третье слагаемое в расчете для среднеоднородной руды $16,7\alpha\left(2 \cdot 10^{-3}\right)^3 \cdot \left(\frac{1}{1,4} - \frac{1}{15}\right)$ будет равным 86,1 вместо 159,0. Тогда $S_{\text{под}}^2 = 1,66 \cdot 10^{-4}\alpha$ и $P_{\text{под}} = 2,57/\sqrt{\alpha}$.

Только за счет принятия этого решения погрешность подготовки пробы для руды с массовой долей 1 % снизится с 2,9 до 2,57 %, по стадиям будут получены примерно одинаковые погрешности, а дробление пробы массой 1,4 кг до крупности 0,5 мм облегчится.

Можно выполнить расчет схемы, меняя ее параметры: крупности по стадиям и массы после сокращения на каждой стадии в пределах степеней дробления имеющегося оборудования и масс, предопределяемых вариантами сокращения, т. е. выполнить оптимизацию схемы для конкретной руды на фабрике [10].

Оценим, что изменил в результатах анализа перевод крупности пакета для анализа от 0,1 до 0,08 мм. Хотя формально отбор навески массой 0,001 кг уже не относится к подготовке пробы, но по существу это еще одна стадия в схеме подготовки.

Так как руда уже раскрыта (размер кусков 0,1 и 0,08 мм меньше, чем размер зерен халькопирита), то $S_{\text{к}}^2(d = 0,1 \text{ мм}) = 47,3\alpha$. Тогда в формуле (1) добавится пятое слагаемое $47,3\alpha\left(0,1 \cdot 10^{-3}\right)^3\left(\frac{1}{0,001} - \frac{1}{0,1}\right)$. Здесь 0,001 кг – масса навески

для анализа на медь. Это приведет к значению $S^2_{под}$ для среднеоднородной руды к величине 2,37 · 10^{-4}α. Отсюда $S_{под} = 1,54 \cdot 10^{-2}\sqrt{\alpha}$.

Относительная погрешность подготовки пробы, включающей отбор навески, будет равна

$$P_{под} = \frac{3,08}{\sqrt{\alpha}}\ \%.$$

Если же пакет массой 0,1 кг измельчить до крупности 0,08 мм, то слагаемое $47,3\alpha\left(0,08 \cdot 10^{-3}\right)^3 \cdot \left(\frac{1}{0,001} - \frac{1}{0,1}\right)$ увеличит $S^2_{под}$ до значения 2,24 · 10^{-4}α. Отсюда $S_{под}$ = 1,5 · $10^{-2}\sqrt{\alpha}$, а относительная погрешность $P_{под} = 3,00/\sqrt{\alpha}$ %. Это означает, что переход в стандарте на крупность навески 0,08 мм почти не отражается на погрешности схемы в целом. Было $P_{под} = (3,08/\sqrt{\alpha})$ %, стало $(3,00/\sqrt{\alpha})$ %.

Следовательно, принятое решение по изменению стандарта неэффективно. Вполне можно оставить 0,1 мм, а при необходимости, например для рентгенофлюоресцентного анализа [11, 12], доводить до крупности 0,08 и даже до 0,02 мм саму навеску, т. е. 1 г.

Таблица 1. Коэффициенты *k* и массы проб по стадиям подготовки
Table 1. Coefficients *k* and sample mass by the stages of preparation

Категория руды, крупность зерен	Металл	*k*	Минимальная масса пробы, полученная после сокращения, кг, при размере максимального куска		
			I стадия, до 20 мм	II стадия, до 10 мм	III стадия, до 3 мм
Мелковкрапленная $d_{зmax}$ < 0,5 мм	Cu	0,14	56	14	1,26
	Mo	0,60	240	60	5,40
Средневкрапленная 0,5 мм < $d_{зmax}$ < 1,0 мм	Cu	0,28	112	28	2,50
	Mo	1,20	480	120	10,80
Крупновкрапленная $d_{зmax}$ > 1,0 мм	Cu	0,56	224	56	5,00
	Mo	2,40	960	240	21,60

Выводы. Случайную погрешность схемы подготовки проб следует рассчитывать с целью выбора рациональных значений крупности пробы и ее сокращенной массы, обеспечивающих допустимую погрешность подготовки пробы.

Расчет и анализ типовой по ГОСТ 14180-80 схемы подготовки пробы показал, что в третьей стадии дробления пробу целесообразно дробить не до 3, а до 2 мм, а рекомендованная крупность пробы последней стадии 0,08 мм почти не улучшает результат подготовки пробы, и можно использовать прежнюю рекомендацию – 0,1 мм.

Рекомендуемый в стандарте выбор коэффициента *k* в формуле Ричардса–Чечотта в зависимости от коэффициента вариации массовой доли в опробуемом продукте не обоснован. Этот выбор следует делать в зависимости от размеров зерен минерала, содержащего определяемый компонент, а табл. 4 в ГОСТ 14180-80 должна быть переработана.

Коэффициент *k* значительно меняется с изменением не только крупности зерен минерала, но и с изменением массовой доли определяемого компонента

в руде, а также допустимой погрешности подготовки пробы, и для каждой фабрики его следует найти индивидуально по формуле (3).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Карпенко Н. В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. М.: Недра, 1987. 215 с.
2. Ступакова Е. В. Определение погрешностей стандартных образцов состава золотосодержащих руд // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 136–143.
3. Markus Stoeppler, Wayne R. Wolf, Peter J. Jenks. Reference materials for chemical analysis: ceritification, availability and proper usage. Weinheim: John Wiley & Sons, 2008. 322 p.
4. Ramsey M. H. et. al. Quality in Measurement and testing. Ed. by Horst Czichos, Tetsuya Saito, Leslie E. Smith. Berlin: Springer, 2011. P. 97–115.
5. Tomas P. J. et. al. Homogeneity and stability of reference materials. Accred Qual Assur, Springer-Verlag, 2001. No. 6. P. 20–25.
6. Brand N. W. Gold homogeneitu in certified reference materials. A comparison of five manufakturers // Explore. 2015. No. 169. P. 1–24.
7. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
8. Козин В. З., Комлев А. С. Об использовании формулы Ричардса–Чечотта для определения массы представительной пробы // Обогащение руд. 2016. № 3. С. 47–51.
9. Козин В. З., Комлев А. С. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения // Обогащение руд. 2016. № 2. С. 27–32.
10. Андреев Е. Е., Львов В. В., Тарасов Ю. Д., Коваль О. Ю. Применение компьютерных программ для расчетов технологических схем обогащения // Обогащение руд. 2008. № 5. С. 18–23.
11. Uhlig S. Process control by modern X-ray fluorescence (XRF) analysis // Proc. of the XX International Mineral Processing Congress. Germany, 1997. P. 175–182.
12. Hassell D. C., Bowman E. M. Process analytical chemistiy for spectroscopist // Appl. Spectrosc. 1998. Vol. 52. No. 1. P. 18A–29A.

Поступила в редакцию 16 октября 2019 года

Сведения об авторах:

Козин Владимир Зиновьевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru
Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tails2002@inbox.ru
Ступакова Екатерина Владимировна – начальник отдела метрологического обеспечения количественного химического анализа Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов «Иргиредмет». E-mail: stupakova@irgiredmet.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78

Analysis of crude mineral sample preparation schemes

Vladimir Z. Kozin[1], Aleksei S. Komlev[1], Ekaterina V. Stupakova[2]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Irkutsk Research Institute on Precious and Rare Metals and Diamonds, Irkutsk, Russia.

Abstract

Introduction. *Sample preparation schemes are multi-stage. Sample reduction in the process of preparation introduces extra inaccuracy in the result of sampling, consequently, sample preparation schemes inaccuracy should be calculated with further selection of its rational parameters.*
Research methodology *is based on calculation by the formula of sample reduction random inaccuracy.*
Inaccuracy calculation of a sample preparation scheme. *Calculation has been carries out of the scheme recommended by GOST 14180-80. Paradoxical growth of inaccuracy of sample preparation has been shown with ore homogeneity growth.*
Determination of sample mass by the stages of preparation. *Standards and techniques of ore and nonferrous metals concentrates sampling for the creation of sample preparation schemes recommend finding the coefficient in minimum mass formula depending on the mass fraction variation coefficient in the sampled product. Sample preparation is carried out in laboratory conditions, and sample mass cannot depend on this coefficient of variation. Sample inhomogeneity in the laboratory depends only on the inhomogeneity of separate lumps of a sample. Sample inhomogeneity in the preparation laboratory is defined by lump dispersion, and the coefficient is the function of this dispersion, admissible inaccuracy of sample reduction and the dimensions of grain impregnations of the mineral which contains the analyte.*

For each factory, individual coefficient can be found, and sample masses can be calculated by the stages of preparation.
Analysis of sample preparation schemes. *Sample preparation scheme inaccuracy formula is given. Calculation and analysis of the model scheme of sample preparation according to GOST 14180-80 have shown that at the third crushing stage the sample is advisable to be crushed not up to 3, but up to 2 mm, and the recommended sample size at the final stage 8.08 hardly improves the result of preparation, that is why the previous recommendation of 0.1 mm can be used.*

Key words: *sample preparation; sample size; sample mass; impregnations size; preparation inaccuracy.*

REFERENCES

1. Karpenko N. V. *Sampling and control over the quality of ore dressing products*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
2. Stupakova E. V. Measuring errors in the compositional reference materials of gold ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 136–143. (In Russ.)
3. Markus Stoeppler, Wayne R. Wolf, Peter J. Jenks. *Reference materials for chemical analysis: certification, availability and proper usage*. Weinheim: John Wiley & Sons, 2008. 322 p.
4. Ramsey M. H. et. al. *Quality in Measurement and testing*. Ed. by Horst Czichos, Tetsuya Saito, Leslie E. Smith. Berlin: Springer, 2011. P. 97–115.
5. Tomas P. J. et. al. *Homogeneity and stability of reference materials*. Accred Qual Assur, Springer-Verlag, 2001. No. 6. P. 20–25.
6. Brand N. W. Gold homogeneity in certified reference materials. A comparison of five manufacturers. *Explore*. 2015. No. 169. P. 1–24.
7. Kozin V. Z. *Sampling of mineral raw material at concentrating plants*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. (In Russ.)
8. Kozin V. Z., Komlev A. S. Upon use of Richards-Chechott equation for determination of representative sample mass. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2016; 3: 47–51. (In Russ.)
9. Kozin V. Z., Komlev A. S. Upon development of an up-to-date ore and processing products sampling standard. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2016; 2: 27–32. (In Russ.)
10. Andreev E. E., Lvov V. V., Tarasov Iu. D., Koval O. Iu. Computer software application for computation of mineral processing flow sheets. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2008; 5: 18–23. (In Russ.)
11. Uhlig S. Process control by modern X-ray fluorescence (XRF) analysis. *Proc. of the XX International Mineral Processing Congress*. Germany, 1997. P. 175–182.
12. Hassell D. C., Bowman E. M. Process analytical chemistiy for spectroscopist. *Appl. Spectrosc*. 1998; 52 (1): 18A–29A.

Received 16 октября 2019 года

Information about authors:

Vladimir Z. Kozin – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru
Aleksei S. Komlev – PhD (Engineering), senior researcher of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tails2002@inbox.ru
Ekaterina V. Stupakova – Head of the Department of Metrological Provision of Quantitative Chemical Analysis, Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and Diamonds (IRGIREDMET). E-mail: stupakova@irgiredmet.ru

Для цитирования: Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В. Анализ схем подготовки проб минерального сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 68–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78
For citation: Kozin V. Z., Komlev A. S., Stupakova E. V. Analysis of crude mineral sample preparation schemes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 68–78 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78

УДК 622.34:622.013 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-79-88

Энергетические и силовые факторы селективного разрушения руд

Хопунов Э. А.[1]

[1] Консультационно-аналитический центр «Российский стандарт», г. Екатеринбург, Россия

e-mail: hopunov@gmail.com

Реферат

Целью работы *является оценка факторов, определяющих эффективность устройств на разных стадиях рудоподготовки. Характер разрушения на каждой стадии определяют разные параметры, поэтому так важен поиск информационных факторов, позволяющих оценивать реакцию минерального сырья на внешние воздействия на стадиях рудоподготовки.*

Методология исследований *основана на анализе энергетических и силовых факторов, которые можно соотнести как с нагружающим устройством, так и с разрушаемым телом. Силовые факторы характеризуют реакцию материала на разрушающие воздействия, например, предельная величина сопротивления деформированию оценивается усилием, при котором произошло разрушение.*

Результаты *анализа роли энергетических и силовых факторов приведены на примере мельницы самоизмельчения, центробежной дробилки и др. Эффективность работы мельницы самоизмельчения определяется соотношением энергетических и силовых параметров в процессах преобразования кинетической энергии кусков руды в энергию упругих и разрушающих деформаций дробимого (и дробящего) материала. Показано, что эффективность центробежных дробилок обеспечивается за счет высокой интенсивности столкновений множества частиц, изначально обладающих избыточной кинетической энергией. В устройствах типа роллер-пресс или конусной инерционной дробилке заключительная фаза разрушения связана с объемным деформированием слоя. Это означает, что заключительные стадии разрушения полностью определяются структурными и прочностными характеристиками исходного сырья и его гранулометрическим составом.*

Областью применения представленных результатов *являются технологии, в которых раскрытие минералов при разрушении руд рассматривается как процесс преобразования структуры, основанный на принципах рациональной рудоподготовки. Свойства руд, энергетические и силовые факторы являются важными информационными параметрами анализа и выбора методов разрушения при раскрытии минералов. Примеры удачного и неудачного применения роллер-пресса в качестве устройства для снижения энергозатрат на рудоподготовку находят объяснение в рамках представлений о соотношении энергетических и силовых факторов.*

Ключевые слова: *рудоподготовка; раскрытие минералов; селективное разрушение; энергетические и силовые факторы.*

Целью работы является оценка факторов, определяющих эффективность устройств для сокращения крупности и раскрытия минералов, при том что это процессы, имеющие разные цели, требующие разных подходов к разрушению. Корреляция параметров разрушения с величиной работы по преодолению сил связи атомов в кристаллической решетке позволяет рассматривать фрагментацию минерального сырья как реакцию твердого тела на воздействие энергетических и силовых факторов нагружающих систем. Многие проблемы управления рудоподготовкой связаны с большим диапазоном (несколько порядков) размеров объектов переработки – от взрывной отбойки до раскрытия минералов. Характер разрушения на каждой из стадий определяют разные параметры структуры, поэтому так важен поиск факторов, позволяющих оценивать реакцию минерального

сырья на внешние воздействия по всем переделам. Однако вариация параметров структуры является одной из причин низкой воспроизводимости контактных явлений, инициирующих разрушение кусков в зоне деформирования. Наиболее трудно воспроизводятся параметры микроструктуры, трещины и напряжения на элементах структурной неоднородности [1]. На каждом уровне неоднородности возникает своя структура микронапряжений, которая зависит от размера разрушаемых элементов: чем больше размер куска, тем меньше влияние неоднородностей, связанных с отдельными минералами. Роль концентрации напряжений между минеральными компонентами и на границах их срастания увеличивается по мере уменьшения размеров куска. Экспериментально показано, что зависимость усилия разрушения от размеров объекта носит нелинейный характер [2]. Тем не менее эта закономерность не принимается во внимание при создании устройств для разрушения, хотя прочностные характеристики (математическое ожидание, дисперсия и т. п.) легко получить из результатов измерения усилий (энергии) разрушения объектов на разных стадиях рудоподготовки. Проблема состоит в стандартизации методов и устройств для измерения физических характеристик, определяющих раскрытие минералов, а также в определении представительной выборки, учитывающей неоднородность структуры на разных уровнях. Без этой информации практически невозможно прогнозировать качество раскрытия минералов при выборе оборудования для рудоподготовки. Известные модели, описывающие зависимость свойств руд от количественных характеристик раскрытия, справедливы лишь в диапазоне величин, на котором они получены. Экстраполяция их на объекты, параметры которых выходят за пределы величин, на которых построены эти статистические модели, математически некорректна и может привести к ошибочным прогнозам.

Методология исследований основана на анализе процессов сокращения крупности руд с позиций физики разрушения. Внешне картина разрушения относительно проста: нагружающее устройство дробильного или измельчительного агрегата (щека, конус, шар и т. п.) деформирует кусок до критической величины. Возникающая при этом реакция сопротивления материала оценивается усилием разрушения, преодоление которого призвана обеспечить мощность привода устройства. Энергетические факторы включают: параметры нагружающего устройства, совершающего работу деформирования и разрушения; энергию разрушения единичных фрагментов разной крупности, Дж; их производные – удельную энергию, кВт · ч/т; Дж/м^2 и коэффициент трансформации энергии нагружающих устройств в энергию разрушения. Энергетические факторы можно соотнести как с нагружающим устройством, так и с разрушаемым телом. Силовые факторы включают параметры, характеризующие реакцию материала на разрушающие воздействия, так, предельная величина сопротивления деформированию оценивается усилием, при котором произошло разрушение. Силовой и энергетические параметры связаны соотношением $A = \int_0^l F dl$, где A – работа, Дж, F – сила, Н, l – деформация, м. В зависимости от свойств материала и жесткости нагружающей системы часть упругой энергии, накопленной в образце перед разрушением, рассеивается в виде тепла или возвращается нагружающему устройству. Соотношение между полной работой деформирования и частью, которая потрачена на образование новой поверхности, зависит от структуры руды, упругих и прочностных свойств минералов, а также от режима нагружения (жесткий, мягкий). Например, высокая энергоемкость процессов раскрытия минералов при сокращении крупности в барабанных мельницах обусловлена низким коэффици-

ентом трансформации энергии привода в работу разрушения, избыточной вновь образованной поверхностью и низкой интенсивностью нагружения [3].

Результаты анализа роли энергетических и силовых факторов приведены для мельницы самоизмельчения, центробежной дробилки и др. В процессе самоизмельчения можно выделить два вида разрушения: избирательное разрушение по макроструктурным прочностным свойствам исходного сырья и разрушение по микроструктурным характеристикам отдельных зерен при раскрытии минералов. Избирательное разрушение основано на различии макроскопической прочности структурных элементов руды, обеспечивающих формирование мелющих тел и динамическое равновесие их содержания в процессе самоизмельчения. Избыток прочных структурных элементов в сырье, равно как и их недостаток, нарушает режим работы мельницы и требует постоянного контроля: удалять избыточное содержание гали, добавлять металлические шары и т. п. [4]. Одной из причин накопления трудно измельчаемых фракций является недостаточность усилий разрушения, обусловленная низкой эффективностью преобразования кинетической энергии в работу деформирования. Устойчивая работа самоизмельчения (рудно-галечного измельчения) определяется наличием в руде структурных неоднородностей, обладающих различной прочностью. Динамический баланс формирования и разрушения дробящих тел в мельнице обусловлен противоречивыми факторами. С одной стороны, необходимо иметь достаточную прочность дробящего фрагмента для разрушения раскрываемых компонентов руды, а с другой – обладать возможностью разрушаться во избежание накопления недробимых фракций. Указанное противоречие заложено в структуре руды, а возможность усреднения минерального сырья по структурно-прочностным характеристикам отсутствует, поскольку нет ни принципов, ни устройств для реализации такой операции.

На примере самоизмельчения отчетливо видна роль энергетических и силовых параметров, определяющих работу мельницы, в которой кинетическая энергия кусков руды преобразуется в энергию упругих и разрушающих деформаций дробимого (и дробящего) материала. Величина критической деформации в разрушаемом куске определяется ударным импульсом, который зависит от длительности столкновения. Увеличение длительности ударного импульса и снижение усилия, возникающего в разрушаемом объекте, связано с торможением пульпой в мельнице мокрого самоизмельчения (ММС) или постелью в мельнице сухого самоизмельчения (МСС). Энергия падающих тел, способных совершать работу фрагментации в мельницах самоизмельчения, составляет 1–2000 Дж, а работа разрушения измельчаемых фракций оценивается на уровне 0,1–20 Дж. Казалось бы, при таком избытке запасенной энергии все фрагменты должны быть разрушены, однако появление недробимого класса свидетельствует об обратном. Дело в том, что дробящие тела –300+100 мм (обладающие максимальной кинетической энергией) имеют контактную поверхность в несколько раз большую, чем, например, шаровое мелющее тело. Указанное обстоятельство приводит к двум эффектам: энергия падающего фрагмента распределяется между несколькими кусками измельчаемой руды, снижая вероятность концентрации избыточной энергии на одном куске. Второй фактор – снижение величины разрушающего усилия при торможении куска пульпой или слоем материала. С высокой долей вероятности можно утверждать, что оба эти фактора вместе со свойствами руды определяют динамику дробления руды и накопление недробимого класса при самоизмельчении. Дробление фрагментов, не разрушающихся при самоизмельчении, осуществляют металлическими шарами. Кинетическая энергия шара (50–200 Дж), сосредоточенная на малой поверхности (практически точечном контакте), создает силу

удара, достаточную для разрушения прочных фракций. Недостаток информации о структурной неоднородности, о содержании элементов с различной прочностью в соответствующих фракциях в качестве критериев способности руды к самоизмельчению приводит к неопределенности и рискам применения данного метода. Оценка неоднородности руд (на образцах 200–500 мм), включающая выявление состава и содержания структур, имеющих высокую прочность, выпадает из анализа минералога и выявляется лишь в ходе дорогостоящих промышленных испытаний.

Исследования структурных и физико-механических свойств сульфидных руд, перерабатываемых на Талнахской обогатительной фабрике (Норильский ГОК), показали, что различие дробящих и дробимых фракций обусловлено вариацией содержания минералов вмещающих пород и извлекаемых минералов в исходной руде. Оценка проводилась на надбутарных продуктах разгрузки мельницы самоизмельчения первой стадии, представленных обедненными компонентами сульфидных руд (группа I), и образцах пентландит-никелевой сульфидной руды с массивной и вкрапленной текстурой и прожилкововкрапленной структурой (группа II). В рудах II группы преобладающий размер зерен пирротина и халькопирита составляет несколько миллиметров, агрегаты халькопирита – до 30–40 мм. Пентландит представлен двумя генерациями: агрегатнозернистым и вросткового типа распада твердого раствора в пирротине, преобладающий размер зерен 0,3–0,4 мм. Большая (в 1,5–3 раза) разница физико-механических характеристик дробящих (образующих галю) и дробимых компонентов сульфидной руды обусловлена разным содержанием минералов с мелкокристаллической структурой нерудных минералов: плагиоклаза, зеленого клинопироксена, пироксена и амфибола. При совместном разрушении скорость измельчения руд II группы выше, чем I группы, в результате чего сульфидные минералы концентрируются преимущественно в более мелких классах. Значительная разница упругих и прочностных свойств сульфидных и нерудных минералов (высокая трещиностойкость вмещающих пород и повышенная хрупкость ряда сульфидных минералов) обусловила раскрытие (более 80 %) сульфидных минералов в крупности до 2 мм. Выявленные особенности разрушения позволили изменить режимы работы мельницы (снизить длительность измельчения, плотность пульпы), тем самым уменьшить переизмельчение и ошламование полезного компонента, улучшить параметры флотации. С позиций энергетических и силовых факторов эффективность самоизмельчения определяется оптимальным балансом фракций, содержащих структурные элементы с различной прочностью в разрушаемой руде.

Свободный удар при столкновении кусков руды с препятствием, в результате которого кинетическая энергия преобразуется в работу деформирования, объединяет разрушение в мельнице самоизмельчения и центробежной дробилке. Так, в дробилках типа «Barmac VSI-B» разрушение реализуется в результате столкновения высокоскоростного потока материала со свободно падающей рудой. Различие в методах разгона, в скорости и массе фрагментов не меняет механизм разрушения в зоне столкновения и формирующие его факторы. При анализе процессов центробежного разрушения можно встретить утверждение о том, что «чем больше вес куска материала и выше его скорость, тем эффективней работа ударного диспергирования. Если уменьшить массу тела, для достижения тех же результатов измельчения нужно увеличить его скорость и наоборот, но в любом случае недостаток одного должен компенсироваться избытком другого...» [5]. Признавая очевидность подобных высказываний с позиций закона сохранения энергии, нельзя признать их бесспорными, поскольку они справедливы лишь для ограниченного диапазона размеров и однородных материалов. Подобные выска-

зывания не учитывают неопределенность, связанную с разлетом и повторным разрушением «дочерних» частиц при избытке кинетической энергии «материнского» фрагмента. Кроме того, изменение структурных характеристик объектов разного размера увеличивает вариацию критической величины деформации, изменяет длительность ударного импульса и величину усилия разрушения. Игнорирование силовых факторов приводит к противоречивым результатам, поскольку разрушение определяется силовыми характеристиками, зависящими от деформационных свойств тел, контактирующих в зоне соударения. Критическая деформация в локальной зоне контакта формирует микрообъемы смятия, вызывающие расклинивающий эффект. Возникающие в куске растягивающие напряжения способны разрушить его, если он обладает достаточной кинетической энергией для продолжения начавшегося разрушения. Рост трещин возможен только за счет энергии упругой деформации, запасенной в образце (в рабочих органах дробилки или мельницы) перед разрушением. Разрушению в центробежной дробилке способствует нецентральный (косой) удар кусков об отбойники или о самофутерующийся статор. Возникающая при этом тангенциальная составляющая скорости вызывает перемещение фрагментов по образующей статора, создавая условия для деформации сдвига, разрушения частиц по типу абразивного износа и объемного деформирования (в слое). Точную картину разрушения в этих условиях воспроизвести невозможно в силу случайного столкновения частиц и спонтанного движения их в турбулентных потоках рабочей камеры. Эффективность работы подобных устройств обеспечивается высокой интенсивностью столкновений множества частиц, изначально обладающих избыточной энергией. Диапазон энергий частиц определяется гранулометрическим составом материала и массой фрагментов, сходящих с разгонного ротора. Так, для фракций руды размером 10–60 мм при линейной скорости ротора 70 м/с кинетическая энергия разгоняемых кусков составляет 7–1500 Дж, т. е. в сотни раз выше энергии, необходимой для их разрушения. Избыток кинетической энергии не гарантирует разрушение, а указывает лишь на потенциальную возможность совершать работу деформирования частиц. При одинаковой запасенной кинетической энергии средняя сила удара может меняться в десятки раз в зависимости от длительности соударения. Случайный характер столкновения предопределяет вариацию длительности удара, поскольку вероятность попадания в зону контакта минералов с разными упругими свойствами практически равна единице. В этих условиях величина ударного импульса может меняться в разы и десятки раз (в зависимости от упругих свойств частиц и преграды в зоне контакта). Оценка средней силы удара и расчетной прочности (усилие разрушения) фракций размером 10–60 мм при скорости 70 м/с подтверждает сказанное. Для хрупких горных пород характерная длительность ударного импульса в зоне контакта составляет около 0,001 с, тогда средняя сила удара указанных фракций составит 0,2–45 кН при среднем усилии разрушения частиц 0,5–20 кН. В реальных условиях длительность удара может быть еще выше из-за меняющейся поверхности футеровки статора, тогда величина ударной силы может оказаться недостаточной для разрушения некоторых фракций. Например, частицы менее 10 мм могут оказаться неразрушенными, несмотря на избыток кинетической энергии, поскольку вероятность разрушения определяется соотношением силы удара и прочности. Заранее рассчитать силу ударного импульса, вызывающего локальное разрушение в зоне контакта руды с преградой, практически невозможно из-за неопределенности целого ряда факторов. Одним из них является состояние поверхности отбойных плит или демпфирующего слоя футеровки статора. Выбор устройства с отбойными плитами или самофутерующимся статором определяется задачей разрушения и свойствами

исходного сырья [6], однако решающее значение имеет структурная неоднородность и характеристики объекта разрушения.

Гранулометрический состав продуктов разрушения определяется энергетическим фактором, учитывающим тип нагружения – жесткий или мягкий [2]. В центробежной дробилке представлен смешанный тип деформирования. Так, зарождение разрушения происходит в режиме мягкого нагружения, при котором локальное разрушение в зоне контакта поддерживается кинетической энергий разрушаемого тела и развивается в виде магистральной трещины (или нескольких трещин). Число фрагментов, на которые распадется тело при хрупком разрушении, определяется способностью магистральной трещины ветвиться и стимулировать рост иных зародышевых трещин. После первичного разрушения избыточная кинетическая энергия куска передается «дочерним» частицам, которые «уносят» с собой избыток кинетической энергии (принцип жесткого нагружения – ограничение по энергии), создавая возможность повторного столкновении в режиме мягкого нагружения. Разрушение «дочерних» частиц зависит от величины остаточной энергии после преобразования кинетической энергии в энергию деформирования, в образование новой поверхности и незавершенные трещины.

В устройствах типа роллер-пресс (HPGR) или конусной инерционной дробилке (КИД) заключительная фаза разрушения происходит при объемном деформировании слоя. Отследить в этих процессах соотношение энергетических и силовых факторов гораздо сложнее, поскольку задача определения деформаций в системе, состоящей из множества частиц с различными свойствами минеральных компонентов, не поддается аналитическому решению. Примеры использования численных методов (метод конечных элементов, метод дискретных элементов) показали, что область их применения ограничена сравнительно простыми системами слабосвязанных тел [7–11]. Использовать их для прогнозирования раскрытия минералов в стесненных условиях практически невозможно. Усложнение модели за счет параметров, учитывающих поведение частиц «в слое» и связь энергозатрат со степенью сокращения крупности, не улучшает ситуации в силу неопределенности многих из этих факторов. Источником практически значимой информации могли бы стать физические модели, учитывающие все аспекты рассматриваемого многофакторного явления. Однако невоспроизводимость многих параметров разрушаемых тел и «нагружающих элементов» существенно осложняет постановку эксперимента. Основные проблемы связаны с воспроизведением среды, передающей силовое воздействие для создания объемного нагружения. Вариация гранулометрического состава передающей среды, состоящей из частиц с различными упругими и прочностными характеристиками (своеобразные «нагружающие элементы»), является наибольшей проблемой формирования адекватной модели. Для объектов, состоящих из минералов с разными физико-механическими характеристиками, изучение деформационных и силовых взаимодействий между частицами в слое возможно пока лишь на качественном уровне.

На заключительном этапе деформирования слоя энергия привода расходуется на преодоление трения между частицами и их прессование, практически не разрушая частицы. В рассматриваемых устройствах среда, призванная формировать сложнонапряженное состояние во фрагментах с различными упругими и прочностными свойствами, создается самим разрушаемым материалом. Это означает, что эффективность заключительных стадий разрушения полностью определяется структурными и прочностными характеристиками исходного сырья и его гранулометрическим составом. На первом этапе (верхние зоны захвата валками, ко-

нусом и т. п.) разрушение единичных кусков при критических уровнях деформации происходит по элементам структурного разупрочнения (микротрещины, спайность и т. п.) с минимальными энергозатратами. Деформация на стадии прессования слоя приводит к росту энергозатрат, величину которых сложно соотнести с величиной вновь образованной поверхности. При анализе работы роллер-пресса и КИД часто игнорируется принципиальное отличие, определяющее гранулометрический состав конечного продукта, – режим деформирования. В роллер-прессе разрушение единичных кусков и нагружение слоя проходит в жестком режиме (при заданной деформации). В конусной инерционной дробилке деформирование слоя происходит в режиме мягкого нагружения, при котором увеличивается вероятность множественного разрушения частиц за счет неограниченной и циклической деформации.

Примеры удачного и неудачного применения роллер-пресса в качестве устройства для снижения энергозатрат на рудоподготовку находят объяснение в рамках изложенных ранее представлений о влиянии энергетических и силовых факторов. Противоречивые результаты применения HPGR [12–16] свидетельствуют лишь о том, что на любом этапе рудоподготовки эффективность работы устройства может быть достигнута только при согласовании, как минимум, трех факторов: цели и задачи применения того или иного устройства (в данном случае валков высокого давления); свойств руды (структурно-прочностные характеристики, гранулометрический состав питания и т. п.); параметров работы устройства (производительность, давление валков, зазор и др.).

Областью применения представленных результатов являются технологии, в которых раскрытие минералов при разрушении руд рассматривается как процесс преобразования структуры, основанный на принципах рациональной рудоподготовки [2]. Вызывает сомнение возможность применения для этих целей устройств, при создании которых даже не ставились задачи раскрытия и селективного разрушения, не учитывались ни физические принципы селективного разрушения, ни параметры, определяющие раскрытие минералов. Наглядный пример – барабанные мельницы, КПД которых составляет единицы и доли процента, а относительно поверхности срастания минералов еще меньше. Процессы разрушения в мельнице самоизмельчения, роллер-прессе, центробежной дробилке не содержат предпосылок для улучшения показателей раскрытия и для селективного разрушения, поскольку основная масса материала в них разрушается случайным образом. Некоторое повышение качества раскрытия следует рассматривать как исключение, связанное с «удачным» соотношением упругих и прочностных свойств раскрываемых минералов, состояния границ срастания и параметров деформирования. В общем же случае можно говорить лишь об изменении показателей раскрытия извлекаемых минералов за счет изменения гранулометрического состава. Например, в работе [4] отмечено, что в процессах рудногалечного измельчения показатели раскрытия выше, чем при шаровом измельчении. В данном случае повышение качества раскрытия предположительно можно объяснить изменением условий разрушения, связанных с изменением формы мелющих тел. Образующиеся в результате самоизмельчения мелющие тела (галя) приобретают форму, близкую к эллипсоиду с уплощением в направлении меньшей оси. Появление «плоских» мелющих тел меняет их укладку и механику перемещения, создавая возможность движения с разными окружными скоростями. Увеличение зоны разрушения в режиме «перетирания» частиц между квазиплоскими поверхностями гали при умеренной распределенной нагрузке оказывается эффективней избыточного разрушения концентрированной точечной нагрузкой в шаровой мельнице.

Влияние силовых и энергетических факторов в равной мере применимо и к анализу раскрытия минералов при разрушении руд. Однако в отличие от процессов сокращения крупности, которые являются стадиями, предшествующими раскрытию, технологии раскрытия необходимо рассматривать как самостоятельный процесс, основу которого составляет единство цели, свойств раскрываемых минералов и принципов разрушения. Раскрытие минералов на последней стадии разрушения структурного элемента можно осуществить либо локальным (единичные частицы), либо объемным (множество частиц) деформированием. Выбор способа разрушения определяется соотношением упругих и прочностных характеристик минералов, структурой и состоянием границ срастания. Критерии выбора – минимальные удельные энергетические затраты и качество раскрытия.

Важное место в системе оценок принадлежит определению эффективности устройств на стадии подготовки руд к раскрытию. Основу такой оценки составляют удельная поверхность продукта, степень нарушения исходной структуры минералов и границ их срастания, а также энергозатраты на образование новой поверхности. Параметры, характеризующие разупрочнение продукта в части возможности увеличения показателя раскрытия, в том числе и селективного, связаны преимущественно с силовыми факторами. Экспериментальная оценка приведенных показателей не представляет технической сложности и может быть выполнена на базе известных методик и устройств.

Селективное раскрытие – процесс управляемого разрушения, в том числе с применением устройств, совмещающих процессы разрушения и разделения образующихся фрагментов [2]. Основу селективного разрушения составляют неоднородность структуры и различие упругих характеристик минералов, позволяющих создать разную деформацию в раскрываемых минералах и вызвать напряжения на границе их срастания. Селективное разрушение может быть вызвано, например, различием трещиностойкости минералов срастания. Реализовать предрасположенность руды к селективному раскрытию можно, например, сформировав в минералах, обладающих контрастом упругих и прочностных свойств, сложнонапряженное состояние в результате неравнокомпонентного деформирования структурного элемента раскрытия. Такие нагрузки предполагают создание на границе минералов сдвиговых и растягивающих деформаций, создающих условия для интеркристаллитного разрушения (селективное раскрытие относительно границ срастания) [2]. В этом отношении прессование слоя в роллер-прессе имеет небольшие предпосылки для селективного разрушения. Гидростатическое давление мелких фракций на крупные частицы, представленные срастанием минералов, сводит на нет преимущества деформации слоя, поскольку гидростатическое (равноосное) давление приводит к упрочнению горных пород и увеличению затрат энергии на деформирование. Несколько лучше ситуация в конусной инерционной дробилке, в которой равноосное нагружение сопровождается сдвиговыми деформациями, создающими благоприятные условия для раскрытия. В приведенном ранее примере показано, что в большинстве случаев сульфидные минералы разрушаются по зерну (транскристаллитно). Интеркристаллитное (по границам зерен) разрушение наблюдалось лишь в тех случаях, когда на пути трещины оказывались либо слюдистые минералы, либо минералы с гораздо большей прочностью и с большей трещиностойкостью, чем сульфидные. Следует отметить, что стандартизованные методы оценки показателя селективности разрушения отсутствуют, а применяемые показатели степени раскрытия не имеют ничего общего с показателями селективности разрушения [17]. Основу показателя селективности раскрытия может составить соотношение удельной поверхности срастания раскрываемых минералов (включая межзеренную поверхность) и удельной поверхности раскрытого продукта, инструментальное измерение которых доступно известными средствами.

Таким образом, свойства руд, энергетические и силовые факторы являются важными информационными параметрами для выбора методов разрушения и обоснования принципов разработки нового оборудования для раскрытия минералов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Рац М. В. Структурные модели в инженерной геологии. М.: Недра, 1973. 216 с.
2. Хопунов Э. А. Основы дезинтеграции руд и техногенных материалов. М.: РУСАЙНС, 2016. 474 с.
3. Хопунов Э. А. Причины низкой эффективности процессов измельчения минерального сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 98–100.
4. Яшин В. П., Бортников А. В. Теория и практика самоизмельчения. М.: Недра, 1978. 229 с.
5. Липилин А. Б., Векслер М. В., Коренюгина Н. В. Ударная шаровая мельница «Трибокинетика». URL: http: // www.tribor.ru / tribokinet.html (дата обращения: 22.05.2019).
6. Лисица А. В., Иванов Е. Н., Казаченко Г. В., Родак С. М. Исследование разрушения твердых материалов в зависимости от скорости перед ударом о жесткую преграду // Горная механика. 2000. № 3-4. С. 51–55.
7. Федотов П. К. Сравнение эффективности дезинтеграции руды в слое частиц и с применением традиционных аппаратов // Цветные металлы. 2013. № 5. С. 19–23.
8. Лагунова Ю. А. Интенсификация процессов дезинтеграции горных пород при рудоподготовке // ГИАБ. 2005. № 12. С. 223–229.
9. Anticoi H., Guasch E., Hamid S. A., Oliva J., Alfonso P., Garcia-Valles M., Bascompta M., Sanmiquel L., Escobet T., Argelaguet R., Escobet A., Felipe J. J., Parcerisa D. and Peña-Pitarch E. An improved high-pressure roll crusher model for tungsten and tantalum ores // Minerals. 2018. 8(11). P. 1–21.
10. Abouzeid A. Z. M., Seifelnassr A. A. S., Zain G., Mustafa Y. S. Breakage behavior of quartz under compression in a piston die // Mining, Metallurgy & Exploration. 2019. No. 36. P. 173–180.
11. Rashidi S., Rajamani R. K., and Fuerstenau D. W. A review of the modeling of high pressure grinding rolls // KONA Powder and Particle Journal. 2017. No. 34. P. 125–140.
12. Гзогян Т. Н., Губин С. Л. Опыт применения валкового пресса для дезинтеграции железных руд // ГИАБ. 2001. № 3. С. 232–234.
13. Kessler M., Burchardt E. High pressure grinding rolls – a promising and cost-effective technology of ore pretreatment in mineral processing // Eurasian Mining 2015. No. 1. P. 13–16.
14. Morsky P., Klemetti M., Knuutinen T. A. Comparison of high pressure roller mill and conventional grinding // Proc. XIX Int. Mineral Processing Congress. 1995. Vol. 1. P. 55–58. SME.
15. Saramak D., Wasilewski S., Saramak A. Influence of copper ore comminution in HPGR on downstream minerallurgical process // Arch. Metall. Mater. 2017. No. 62. P. 1689–1694.
16. Nordell L. K., Porter B., Potapov A. Comminution energy efficiency – understanding next steps // Proc. XXVIII Int. Mineral Processing Congress. Canada. 2016. P. 1–24.
17. Хопунов Э. А. Проблемы методологии оценки селективности дезинтеграции руд // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 79–86.

Поступила в редакцию 10 июня 2019 года

Сведения об авторах:

Хопунов Эдуард Афанасьевич – доктор технических наук, консультант Консультационно-аналитического центра «Российский стандарт». E-mail: hopunov@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-79-88

Energy and power factors of selective destruction of ores

Eduard A. Khopunov[1]
[1] Consulting and Analytical Centre “Russian Standard”, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

The aim *of the work is to assess the factors that determine the effectiveness of devices used at different stages of ore processing. The nature of the destruction at each stage is determined by different parameters, therefore, it is so important to search for information factors that allow evaluating the response of mineral raw materials to external influences at the stages of ore preparation.*

The research methodology *is based on the analysis of energy and power factors, which can be correlated both with the loading device and with the body being destroyed. Force factors characterize the response of a material to damaging effects, for example, the limiting amount of resistance to deformation is estimated by the force at which the destruction occurred.*

The results *of the analysis of the role of energy and power factors are given on the example of a self-grinding mill, a centrifugal crusher, and others. The effectiveness of the self-grinding mill is determined by the ratio of energy and power parameters in the processes of ore lumps kinetic energy conversion into the energy of elastic and breaking strains of the crushable (and crushing) material. It is shown that*

the efficiency of centrifugal crushers is ensured by the high intensity of collisions of a multitude of particles, which initially possess excess kinetic energy. In devices such as a roller-press or a cone inertial crusher, the final phase of destruction is associated with volumetric deformation of the layer. This means that the final stages of destruction are completely determined by the structural and strength characteristics of the feedstock and its particle size distribution.

***The field of application** of the presented results are technologies in which the liberation of minerals during ore destruction is considered as a process of structure transformation based on the principles of rational ore preparation. The properties of ores, energy and force factors are important informational parameters of the analysis and selection of methods of destruction during the liberation of minerals. Examples of successful and unsuccessful use of a roller press as a device for reducing the energy consumption for ore preparation are explained within the framework of ideas about the relationship between energy and power factors.*

***Key words:** ore processing; liberation of minerals; selective destruction, energy and power factors.*

REFERENCES

1. Rats M. V. *Structural models in engineering geology*. Moscow: Nedra Publishing; 1973. (In Russ.)

2. Khopunov E. A. *Fundamentals of ores disintegration and man-made materials*. Moscow: RUSAINS Publishing; 2016. (In Russ.)

3. Khopunov E. A. The reasons for low energy efficiency of mineral raw materials grinding processes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 4: 98–100. (In Russ.)

4. Iashin V. P., Bortnikov A. V. *Theory and practice of self-grinding*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)

5. Lipilin A. B., Veksler M. V., Koreniugina N. V. *Impact ball mill Tribokinetika*. Available from: http: // www.tribor.ru / tribokinet.html [Accessed 22 May 2019]. (In Russ.)

6. Lisitsa A. V., Ivanov E. N., Kazachenko G. V., Rodak S. M. Investigation of solid materials crushing depending on the speed prior to the impact against the hard obstacle. *Gornaia mekhanika = Mining Mechanical Engineering and Machine Building*. 2000; 3-4: 51–55. (In Russ.)

7. Fedotov P. K. Comparison of ore disintegration efficiency in the layer of particles, using the traditional apparatuses. *Tsvetnye metally = Non-ferrous Metals*. 2013; 5: 19–23. (In Russ.)

8. Lagunova Iu. A. Stimulating the processes of rock disintegration in the course of ore processing. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2005; 12: 223–229. (In Russ.)

9. Anticoi H., Guasch E., Hamid S. A., Oliva J., Alfonso P., Garcia-Valles M., Bascompta M., Sanmiquel L., Escobet T., Argelaguet R., Escobet A., Felipe J. J., Parcerisa D. and Peña-Pitarch E. An improved high-pressure roll crusher model for tungsten and tantalum ores. *Minerals*. 2018; 8(11): 1–21.

10. Abouzeid A. Z. M., Seifelnassr A. A. S., Zain G., Mustafa Y. S. Breakage behavior of quartz under compression in a piston die. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2019; 36: 173–180.

11. Rashidi S., Rajamani R. K., and Fuerstenau D. W. A review of the modeling of high pressure grinding rolls. *KONA Powder and Particle Journal*. 2017; 34: 125–140.

12. Gzogian T. N., Gubin S. L. The experience of applying a grinding roller for iron ore disintegration. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2001; 3: 232–234. (In Russ.)

13. Kessler M., Burchardt E. High pressure grinding rolls – a promising and cost-effective technology of ore pretreatment in mineral processing. *Eurasian Mining*. 2015; 1: 13–16.

14. Morsky P., Klemetti M., Knuutinen T. A. Comparison of high pressure roller mill and conventional grinding. *Proc. XIX Int. Mineral Processing Congress*. 1995; 1: 55–58. SME.

15. Saramak D., Wasilewski S., Saramak A. Influence of copper ore comminution in HPGR on downstream minerallurgical process. *Arch. Metall. Mater*. 2017; 62: 1689–1694.

16. Nordell L. K., Porter B., Potapov A. Comminution energy efficiency – understanding next steps. In: *Proc. XXVIII Int. Mineral Processing Congress*. Canada; 2016. p. 1–24.

17. Khopunov E. A. Problems of the methodology for assessing the selectivity of disintegration of ores. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 79–86. (In Russ.)

Received 10 June 2019

Information about authors:

Eduard A. Khopunov – DSc (Engineering), science advisor of Consulting and Analytical Centre “Russian Standard”. E-mail: hopunov@gmail.ru

Для цитирования: Хопунов Э. А. Энергетические и силовые факторы селективного разрушения руд // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 79–88. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-79-88

For citation: Khopunov E. A. Energy and power factors of selective destruction of ores. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 79–88 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-79-88

УДК 553.04:330.15 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-89-96

The competitiveness of gold fields

Valerii V. Balashenko[1, 2]*, Aleksandr S. Sokolov[2], Aleksei V. Dushin[2], Vusal N. Valiev[2]

[1] Institute of Economics UB RAS, Ekaterinburg, Russia

[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia

e-mail: bala10@mail.ru

Abstract

Relevance. *Russia currently ranks third in terms of global gold extraction and production, and the Urals is considered the birthplace of gold mining in Russia. Gold supply of Ural enterprises nowadays makes up 20–30 years of underground mining and 30–40 years of opencast mining. Reserves increment in Russia is mostly observed at primary deposits, while extraction from placers decreases continually. At the same time, gold prices rise creates prerequisites for the involvement of reserve gold fields into operation. Insufficient financial resources often make the development of new fields impossible; access to the most promising projects, the highly competitive gold fields, is the first priority for potential investors.*

Research aim *is to develop a methodological approach to the assessment of competitive gold fields at the stage of pre-investment study and its approval in the conditions of certain fields.*

Research methodology *includes the benchmarking method, analogue method, and the techno-economic assessment.*

Results. *In the course of research the main obstacles for the development of new gold fields were revealed. It has been proved that the crucial aspect of miners' competitive advantages is the cost of crude minerals based on in-place reserves and non-commercial reserves, hard rock and other rock in dumps, valuable components in tailings, etc. A formula calculating aggregated cost of the object is proposed, and the competitiveness of the revived Peshchernoe gold field is compared with three newly developed fields of Altyntashskoe, Shilovskoe, and Iagodnoe. Based on the basic indicators of field mining, the cost of mineral raw material was calculated making it possible to rank the compared fields as far as the degree of competitiveness is concerned.*

Summary. *The analysis has shown the gradual deterioration in the quality characteristics of gold fields with the accumulation of refuse mass. Institutional barriers and insufficient financial resources of subsoil users prevent from introducing new fields. Small and medium-sized mining enterprises' competitive growth requires: introduction and development of land provision declarative principle for geological exploration; simplified procedure of timberland registration for subsoil use; introduction of tax benefits and simplification of subsoil usage procedures as for technogenic objects; creation of favorable investment environment; improved mechanisms aimed at integrated cluster development.*

Key words: *gold fields; assessment; competitiveness; cost of crude minerals; comparison.*

Introduction. Russia possesses significant geological and industrial gold reserves and ranks (8.3%) third in global gold extraction and production. At the territory of Russia there are gold fields with various sequences and formations of enclosing rock, from the Baltic shield in the west to the folded structures of the eastern part of Chukotka and the Koryak region. There are all types of gold fields in Russia: primary gold fields (ore deposits), gold-containing primary gold fields, deposits of mainly non-ferrous metals (complex fields), and gold-bearing placers.

The Urals stands out among Russian gold provinces. It is a birthplace of Russian gold mining and the basis of past and present gold-mining industry of the country. "Gold belt" of the Urals stretches longitudinally for more than 2500 km with the width of 200–300 km. It crosses the territory of Russia from the Arctic Ocean to Kazakhstan. The middle and the southern parts of the "gold belt" have been developed since the 18th century and currently represent one of Russia's gold-mining centers. About 70% of the indicated area is situated at the territory of the subjects of the Ural Federal District, the Republic of Bashkortostan, Orenburg region, and Perm region (Volga District), and the Komi Republic (Northwestern Federal District). Nowadays, vein quarts deposits, vein-disseminated, and pyrite deposits are mostly developed in the Urals; open pits and underground shafts are used. Gold supply of Ural enterprises nowadays makes up 20–30 years of underground mining and 30–40 years of opencast mining. In-situ deposits of the biggest and oldest field in the Urals, Berezovsky, will be enough for two years, and non-commercial deposits will be enough for another 50 years and more (with small metal content – 1.8 g/t). With increased extraction, reserves supply will drastically reduce. About 15% of undiscovered resources (P_1 category) is focused at deep horizons and at the flanges of well-known deposits, and 85% (P_2 and P_3 category) are in new areas and objects.

There are about 475 gold-mining enterprises in Russia. Six largest companies extract about 50% of Russian gold. 35 largest companies account for (with the production of more than 1t of gold per year) not less than 75% of total gold mined in the country. The remaining 440 companies mine less than 25% of total gold. In general across Russia gold production in 2018 increased by more than 2%, and in 2010–2018 it increased by a factor of 1.5. In the Sverdlovsk region, on the contrary, extraction decreased by 46% in 2010–2018.

According to the data from the State Reserves Register (*A booklet of the State Reserves Register as of 01 January 2017. Minprirody of Russia. Moscow: 2017. Available from: old.rfgf.ru›18.htm*), at the territory of the Sverdlovsk region, more than 50 gold-mining enterprises are in operation, gold is extracted at ore deposits, placers, and complex field. The largest gold-mining enterprises are ZAO Zoloto Severnogo Urala, Neiva Gold-Mining Cooperative (mainly placers), AO Shemur, Berezovsky mine, and AO Safianovskaia med.

Gold production increment in Russia is mostly observed at primary deposits, while extraction from placers decreases continually. A great appreciation in the value of gold, especially in 2019 (as of September – 3183 rub/g), has created prerequisites for the involvement of considerable reserve gold fields in operation (they have not been developed earlier due to unfavorable mining and technological conditions and, consequently, high production cost). The number of small and medium-sized enterprises has grown. At the same time, subsoil users who work at minor fields do not have sufficient equity in order to effectively develop production, i. e. use modern hi-tech and more productive equipment and technological innovations for extraction and processing, the absence of which makes field development inefficient and often unprofitable. Dozens of small and medium-sized enterprises annually either do not start flushing and production due to lack of funds or close down due to bankruptcy (to be replaced by the like; money is wasted). Geological prospection is not carried out, gold resources are not increased, and production falls due to insufficient funds. The requirements of the Water and Forestry Codes often become impassable barriers.

Results. Fundraising is the most burning issue for mining enterprises. Only large Russian and foreign companies with significant assets, such as (in addition to the leading Ural companies listed above) Polyus, Polymetal, Kinross, Nordgold, UGC Gold Mining Company, and Highland Gold Mining, are able of sustaining

themselves with optimum credit conditions or adequate self-funding for development. However, international experience shows that small and medium-sized enterprises are the greatest economic powerhouse [1]. Companies and entrepreneurs aspiring to develop face the problem of budget constraints and insufficient financial resources. A problem of fundraising occurs. At the same time, investors face the problem of getting access to the most successful projects.

In order to achieve the required result, it is crucial for the investors to identify the most competitive enterprises. As it is observed by the authors [2, p. 12], "at the strategic level, the competitiveness of an enterprise is characterized by the investment attractiveness". Investment attractiveness, as defined by L. Valinurova and O. Kazakova is "a set of objective features, properties, resources, and capabilities, which are responsible for the potential investment demand" [3, p. 206], while according to I. Blank it is a generalizing characteristic of advantages and disadvantages of making investment in certain fields of activity and certain objects from the point of view of a certain investor [4]. A western investor centers the evaluation of investment attractiveness on the problems of determining the financial state of an enterprise, its solvency, liquidation, rate of return, and economic activity and market activity [5].

Even though large corporations possess significant assets, both tangible and intangible, international experience shows that small and medium-sized companies are the greatest economic powerhouse. Business development of a company depends not only on the availability of corresponding resources, but also on the capability of attracting necessary resources and using them to gain competitive advantages. One aspect of competitive advantages of a mining enterprise and of attracting investors is the cost of crude minerals in the subsoil, i. e. complete record of all types of crude minerals – non-commercial reserves, hard rock and other rock in dumps, valuable components in tailings, etc. Besides, valuation is necessary to optimize the solutions on stock management, substantiate the development of new areas, and geological exploration planning. There are different techniques of such valuation (market, net assets, performance assessment, net assets and input, reproduction, rent, alternative cost, etc.), calculation data differing dramatically. To valuate crude minerals in the subsoil the authors propose the income approach which represents a set of objects valuation techniques based on the determination of expected return of valuation objects use. Future return is valuated and summed with the account of the time of its creation. In foreign practice the income approach of valuating mineral assets is usually applied at the deposits with a high level of development, while at the stage of development other techniques are applied [6, 7].

Aggregated valuation of the item subject to valuation is carried out by the formula:

$$V = (B - C)O / K_c, \tag{1}$$

V – the value of the item subject to valuation, rub.; B – exercise price of an item of natural resource or the product of processing, rub.; C – extraction and processing cost for one item, rub.; O – anticipated annual output, item; K_c – capitalization ratio, unit fraction.

Capitalization ratio must provide the investor with not only the manageable level of investment return, but also the investment recovery. The capitalization ratio is not essential at the stage of the preliminary estimation of the object's investment attractiveness due to insufficient reliability of valuation at the early stages of decision making by the investor. Detailed simulation of monetary flows is also not necessary, i. e. there is no need in labor intensive calculation with the involvement and processing of large volume of input information because the reliability of the projected values is too low.

In order to determine the competitiveness of the revived Peshchernoe gold field (P) in the Sverdlovsk region, the value indicators of the field under consideration are compared with three newly developed fields: Altyntashskoe gold ore field in the Chelyabinsk region (A), Shilovskoe gold ore field in the Sverdlovsk region (Sh), and Iagodnoe gold ore field in the Sverdlovsk region (Ia). All the enterprises are situated relatively close to each other. The region of Peshchernoe field is economically developed and is provided with local manpower resources. The territory refers to the regions of the mining Middle Ural, where mineral exploration and geological investigation have been carried out and dozens of deposit have been developed throughout the centuries. Leading industries within Krasnoturyinsk Urban District are represented by non-ferrous metallurgy (Bogoslovsk aluminium smelter), iron ore mining enterprises (Bogovlovsk mine administration (rus. Bogoslovskoe rudoupravlenie), placer (Iuzhno-Zaozersky mine), lode gold (Zoloto Severnogo Urala), and construction materials. Table 1 contains the indicators of fields development, table 2 contains the results of the aggregated valuation of all types of crude minerals for the fields under consideration.

Table 1. Basic indicators of the compared gold fields development
Таблица 1. Основные показатели отработки сравниваемых золоторудных месторождений

Field	Average grade, g/t	Ore reserves, thousand ton	The volume of hard rock overburden, thousand ton [1]	The volume of tailings, thousand ton [2]	Non-commercial reserves, thousand ton, (grade, g/t)	Cost of marketable products, million rub.[3]	Operating cost, million rub.
A (gold)	2.19	1734	3700	1700	–	8201	6024.8
(silver)	1.26	–	–	–	–	66.1	–
P (gold)	6.09	1164.5	3200	1100	–	15312	11337
(silver)	1.73	–	–	–	–	48.2	–
Sh	2.79	836	4440	830	740 (1.2)	5037	3090
Ia	2.3	981.2	2300	950	650 (1.7)	4875	3273

References: [1] Strength R_c = 70.8–85.4 MPa. Suitable for "Crushed stone and gravel of solid rocks for construction works" according to GOST 8267-93; [2] Gold content in tailings 0.8–1.4 g/t, silver – 1 g/t; [3] Cost with the account of losses. Price of gold – 2700 rub/t, silver – 30 rub/t (average price in 5 years).

In order to estimate the competitiveness of the gold mining enterprise, the functional approach is reasonable [8] as the most fact-based and embracing important valuations of business activity of a mining enterprise. The main indicator of the effective use of the resources and maximum return of expenses is the value for money. Rate of return by the types of economic activity is estimated by the Federal Tax Service of Russia on the basis of the order (*RF FTS Order of 30 May 2007 N MM-3-06/333@ (revised 10 May 2012) "On the validation of the Concept of for field tax inspections planning system". For 2018. Available from: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_55729*). In case the rate of return is lower than the normative, FS is to test the enterprise for expenses overstatement or other indicators misstatement. As of 2018, the value for money for metal ore mining is 57.3%, which is a considerably high normative rate of return because there are high risks for mining activities. The vast majority of the enterprises under consideration are competitive, firstly, because of the natural conditions (surroundings) and the established high price on precious metals (the prices have kept on growing since 2018). Peshchernoe field, possessing the highest content of metal, has adverse mining and geological conditions and high mining cost. In case metal prices

are reduced by 20–25%, the field will be unprofitable (if only gold is mined), but with the development of hard rock and tailings the field will retain stable financial indicators. Diversification by means of expanding the range of products will enlarge the value of the enterprise, improve techno-economic indicators and competitiveness [9]. It is possible to produce construction materials (gravel, screening, concrete and asphalt concrete filler, abrasive materials, cast stone material, brick (mudrock from loose overburden), agricultural meliorant, etc. from hard rock, tailings and loose overburden [10, 11]. Primary ore development (current production) and simultaneous processing of technogenic raw material will reduce the prime cost of production and dressing (i. e. reduce operating costs per a ton of ore), because the plant capacity will increase.

Table 2. Cost of crude minerals
Таблица 2. Стоимость минерального сырья

Fields, product	Product from tailings[1], kg	Cost, million rub.	Processing costs[2], million rub.	Products made of non-commercial reserves, kg	Cost, million rub.	Processing costs[3], million rub.	Construction materials made of hard rock[4], million m^3
A (gold)	1224	3305	1275	–	–	–	1.877
(silver)	1360	40.8	–	–	–	–	–
P (gold)	792	2138	825	–	–	–	1.623
(silver)	880	26,4	–	–	–	–	–
Sh	598	1614	622.5	888	2397.6	455.77	2.232
Ia	684	1846.8	712.5	884	2386.8	1022.0	1.167

Fields, product	Cost, million rub.	Expenditures, million rub.	Cost summary, million rub.	Expenditures summary, million rub.	Total cost, million rub.	Total expenditures, million rub.	Value for money, %
A (gold)	844.6	244	4190.4	1519.0	12457.5	7543.8	65.1
(silver)	–	–	–	–	–	–	–
P (gold)	730.3	211	2894.7	1036.0	18254.9	12373	47.5
(silver)	–	–	–	–	–	–	–
Sh	1004	290	5015.6	2122.3	10052.6	5212.3	92.8
Ia	525.1	152	4758.7	1886.5	9633.7	5159.5	86.7

References: [1] Extraction of metals from tailings with more promising techniques (for example, chloridizing roasting) accepted 80% (in practice can reach 95%); [2] The prime cost of processing 1 t of sand from the tailings storage 750 rub. (by analogy with processing) [13]; [3] Development and processing costs for non-commercial reserves due to the low content of metal and correspondingly heavy processing are 30% higher; [4] Processing is possible in amounts of 70% of hard rock overburden volume, bulk weight 1380 t/m^3, price 450 rub/m^3, self haul.

Mining complex has always been the greatest source of destruction and pollution for the environment. The total area of disturbed areas in Russia exceeds 2 million ha, the rate of revegetation are behind the rate of land disturbance. In order to quickly return the lands and reinstate their availability to national economy, revegetation is required which is impossible without considerable capital investment. Reclamation or revegetation is required which is impossible without considerable capital investment. According to MSMU scientists' estimates [12], specific costs of dump surface planning vary from 123 to 1000 dollars/ha. Cost of applying a 15–30 cm layer of soil, which was removed and stored earlier in bulk, is 970–1450 dollars/ha; cost of biological stage of

revegetation, which includes grass sowing, shrubs or trees planting varies from 80 to 320 dollars/ha. Apart from that, costs include regular and one-time payments which depend on the area of the subsurface site. Dumps and tailing storages mining reduces expenditures for reclamation and revegetation and cuts down various payments.

Conclusion. From the results of the conducted analysis the following observations have been made:

– gradual deterioration of the quality of the crude mineral base of gold, which manifests in the growth of the share of minor objects, reduction of valuable components content, and the complication of mining–technological conditions of mining, etc.;

– the presence of institutional (structural and financial) barriers which prevent from involving the fields from the unallocated and allocated subsoil reserve funds in operation;

– continued growth of already huge cumulative waste of mining and metallurgical industries.

The conditions which will provide the growth of competitiveness and investment attractiveness for the projects of small and medium-sized business (junior companies) must be created by means of:

– introduction and development of land provision declarative principle for geological exploration;

– simplified procedures of timberland registration for subsoil use;

– introduction of tax benefits and simplification of subsoil usage procedures as for the technogenic objects;

– creation of favorable investment environment;

– improved mechanisms aimed at integrated cluster development.

REFERENCES

1. Mezentseva E. S. *Institutional environment of small business regional development: methodological approaches to efficiency evaluation*. Ekaterinburg: IE UB RAS Publishing; 2017. (In Russ.)

2. Krotkov A. M., Eleneva Iu. Ia. Competitiveness of an enterprise: approaches to maintenance, criteria, and estimation procedures. *Marketing v Rossii i za rubezhom = Journal of Marketing in Russia and Abroad*. 2001; 6: 59–68. (In Russ.)

3. Valinurova L. S., Kazakova O. B. *Investment management*. Moscow: KNORUS Publishing; 2010. (In Russ.)

4. Blank I. A. *The fundamentals of investment management*. Moscow: Iurait Publishing; 2013. (In Russ.)

5. Weaver Samuel C., Westor Fred. *Strategic financial management application of corporate finance*. South-Western College Publ.; 1 edition. 2007. 350 p.

6. Torben Juul Andersen. *Strategic risk management*. Denmark: Copenhagen Business School; 2010. 268 p.

7. Lawrence M. J. The AusIMM's VALMIN Code (1998). Now an international guide to project assessment and valuation best practice. *Codes Forum Proceedings, Sydney, Australia*. 2000: 1–6.

8. Bazhenov Iu. V. *Methodological aspects on the representation of the essence of "competition" concept: proceedings of the 23rd International Research-to-Pract. Conf. 31 January 2017. Part 1*. Samara: L-Zhurnal Publishing; 2017. p. 7–11.

9. Gabibova M. Sh. The ways of improving the competitiveness of an enterprise. In: *Current question of economics and competitiveness of an enterprise: proceedings of the 3rd International Research-to-Pract. Conf.* Moscow: Buki-Vedi Publishing; 2015. p. 85–87. (In Russ.)

10. Gilmutdinova R. A., Michurin S. V., Kovtunenko S. V., Elizarieva E. N. On the question of using and recycling of waste of South Ural mining and proceeding plants. *Uspekhi sovremennogo estestvoznaniia = Advances in Current Natural Sciences*. 2017; 2: 68–73. Available from: http:// natural-sciences.ru/ru/article/view?id=36365 [Accessed: 17 September 2019]. (In Russ.)

11. Busyrev V. M., Churkin O. E. Assessment of reserves value and efficiency of man-made deposits development. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; 6/2-26: 106–119. (In Russ.)

12. Tokmakov P. I., Kovalenko V. S., Mikhailov A. M., Kalashnikov A. T. Ecology and environmental protection during opencast mining. Moscow: MSMU Publishing; 1994. (In Russ.)

13. Privalov S. A. *Integrated gravity hydrochloride technology of processing mature tailings at gold processing plants: PhD in Engineering diss*. Magnitogorsk; 2007. (In Russ.)

Received 10 December 2019

Information about authors:

Valerii V. Balashenko – PhD (Economics), researcher of the Department of Regional Subsoil Use and Geoecology, Institute of Economics UB RAS, associate professor of the Department of Economics and Management, Ural State Mining University. E-mail: bala10@mail.ru
Aleksandr S. Sokolov – senior lecturer, Department of Economics and Management, Ural State Mining University. E-mail:alexandr-sokolov@mail.ru
Aleksei V. Dushin – DSc (Economics), Associate professor, rector of Ural State Mining University. E-mail: office@ursmu.ru
Vusal N. Valiev – PhD applicant, Department of Economics and Management, Ural State Mining University. E-mail: ief.etp@ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-89-96

Конкурентоспособность золоторудных месторождений

Балашенко В. В.[1, 2], Соколов А. С.[2], Душин А. В.[2], Валиев В. Н.[2]
[1] Институт экономики УрО РАН, Екатеринбург, Россия.
[2] Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия

Реферат

Актуальность. *Россия занимает третье место в мире по добыче и производству золота. При этом Урал считается колыбелью российской золотодобычи. В современных условиях обеспеченность предприятий Урала запасами золота при подземной добыче составляет 20–30 лет, при открытой – 30–40 лет. Прирост запасов в России наблюдается в основном на базе коренных месторождений. Из россыпных же месторождений добыча постоянно снижается. В то же время повышение цен на золото создает предпосылки по вовлечению в эксплуатацию резервных золотоносных месторождений. Непреодолимым барьером для освоения новых месторождений зачастую выступает нехватка финансовых средств, и для потенциальных инвесторов первоочередной задачей становится доступ к наиболее перспективным проектам, к золоторудным месторождениям, отличающимся высокой конкурентоспособностью.*

Цель исследования *– разработка методического подхода к оценке конкурентоспособных золоторудных месторождений на этапе прединвестиционных исследований и его апробация в условиях конкретных месторождений.*

Методы исследования: *метод сопоставлений, аналогий, технико-экономический анализ.*

Результаты. *В процессе исследований выявлены основные причины, тормозящие процесс освоения новых золотоносных месторождений. Доказано, что важнейшим аспектом конкурентных преимуществ горных предприятий является стоимость минерального сырья с учетом балансовых, забалансовых запасов, используемых скальных и других пород в отвалах, полезных компонентов в хвостах обогащения и др. Предлагается формула расчета укрупненной стоимости объекта и производится сопоставление конкурентоспособности вновь вводимого в эксплуатацию золоторудного месторождения Пещерное и трех вновь осваиваемых месторождений: Алтынташского, Шиловского и Ягодного. Исходя из основных показателей отработки месторождений выполнен расчет стоимости минерального сырья, который позволил проранжировать сравниваемые месторождения по уровню конкурентоспособности.*

Выводы. *Выполненный анализ показал, что наблюдается постепенное ухудшение качественных характеристик золоторудных месторождений при накоплении массы отходов. Вовлечению в отработку новых месторождений препятствуют институциональные барьеры и недостаток финансовых средств у недропользователей. Повышение конкурентоспособности малого и среднего горного бизнеса требует: внедрения и развития заявительного принципа предоставления участков недр для целей геологического изучения; упрощения процедуры оформления лесных участков для целей недропользования; внедрения налоговых льгот и упрощения порядка недропользования по техногенным объектам; создания благоприятного инвестиционного климата; развития механизмов, направленных на комплексное кустовое освоение объектов недропользования.*

Ключевые слова: *золоторудные месторождения; оценка; конкурентоспособность; стоимость минерального сырья; сопоставление.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мезенцева Е. С. Институциональная среда развития малого предпринимательства в регионах: методические подходы к оценке эффективности. Екатеринбург: ИЭ УрО РАН, 2017. 160 с.
2. Кротков А. М., Еленева Ю. Я. Конкурентоспособность предприятия: подходы к обеспечению, критерии, методы оценки // Маркетинг в России и за рубежом. 2001. № 6. С. 59–68.
3. Валинурова Л. С., Казакова О. Б. Управление инвестиционной деятельностью. М.: КНОРУС, 2010. 384 с.
4. Бланк И. А. Основы инвестиционного менеджмента. М.: Юрайт, 2013. 480 с.

5. Weaver Samuel C., Westor Fred. Strategic financial management application of corporate finance. South-Western College Publ.; 1 edition. 2007. 350 p.

6. Torben Juul Andersen. Strategic risk management. Denmark: Copenhagen Business School, 2010. 268 p.

7. Lawrence M. J. The AusIMM's VALMIN Code (1998). Now an international guide to project assessment and valuation best practice. Codes Forum Proceedings, Sydney, Australia, 2000. P. 1–6.

8. Баженов Ю. В. Методологические аспекты к представлению сущности понятия «конкуренция»: сб. научных трудов по материалам XXIII Междунар. науч.-практ. конф. 31 января 2017 г. Часть 1. Самара: Л-Журнал, 2017. С. 7–11.

9. Габибова М. Ш. Пути повышения конкурентоспособности предприятия // Актуальные вопросы экономики и конкурентоспособности предприятий: матер. III Междунар. науч.-практ. конф. М.: Буки-Веди, 2015. С. 85–87.

10. Гильмутдинова Р. А., Мичурин С. В., Ковтуненко С. В., Елизарьева Е. Н. К вопросу об использовании и переработке отходов горно-обогатительных комбинатов Южного Урала // Успехи современного естествознания. 2017. № 2. С. 68–73. URL: http:// natural-sciences.ru/ru/article/view?id=36365 (дата обращения: 17.09.2019).

11. Бусырев В. М., Чуркин О. Е. Оценка стоимости запасов и эффективности освоения техногенных месторождений // ГИАБ. 2016. № 6/2-26. С. 106–119.

12. Токмаков П. И., Коваленко В. С., Михайлов А. М., Калашников А. Т. Экология и охрана природы при открытых горных работах. М.: МГГУ, 1994. 417 с.

13. Привалов С. А. Комбинированная гравитационно-гидрохлоридная технология переработки лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик: дис. … канд. техн. наук. Магнитогорск, 2007. 164 с.

Поступила в редакцию 10 декабря 2019 года

Сведения об авторах:

Балашенко Валерий Васильевич – кандидат экономических наук, научный сотрудник сектора регионального природопользования и геоэкологии Института экономики УрО РАН, доцент кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: bala10@mail.ru

Соколов Александр Сергеевич – старший преподаватель кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail:alexandr-sokolov@mail.ru

Душин Алексей Владимирович – доктор экономических наук, доцент, ректор Уральского государственного горного университета. E-mail: office@ursmu.ru

Валиев Вусал Ниязович – соискатель кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: ief.etp@ursmu.ru

Для цитирования: Балашенко В. В., Соколов А. С., Душин А. В., Валиев В. Н. Конкурентоспособность золоторудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 89–96 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-89-96

For citation: Balashenko V. V., Sokolov A. S., Dushin A. V., Valiev V. N. The competitiveness of gold fields. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 89–96. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-89-96

УДК 622.277:621.927 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-97-104

Analysis of connections and restrictions occurring due to the oscillations of vibrating screen working member and cantilevered screen deck

Arkadii V. Iudin[1], Viktor S. Shestakov[1]*
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia
e-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Abstract

Research relevance *is due to the need of mining companies in a more complete extraction of mineral resources, reduction of crude minerals losses, and extension of deposits' life. Some enterprises face the problem of complicated high-quality separation of hard-to-screen rock mass. Screen which are common in the industry often become clogged causing decline in the effectiveness of screening.*

Research aim *is to determine the links, build resonant curves and analyze the amplitude oscillations of the working member and cantilevered bars of the screen deck using numerical simulation.*

Methodology *includes the theoretical study of the dual mass oscillatory system with the use of numerical simulation.*

Results. *The motion of the vibrating screen with circular oscillations of the working member, which includes the screen deck of a cascade type with cantilevered bars, is regarded as oscillation of a dual mass system. The amplitudes of oscillations of both masses make in-phase and anti-phase movements relative to the driving force of the drive. The analysis showed that the amplitudes of the working member are practically independent of the screen deck parameters, and bars oscillation amplitudes vary over a wide range. The expressions are given calculating the parameters of cantilevered bars and the values of the initial data of the GIT-51 screen. Resonance curves of amplitude and frequency relations are constructed. The conditions are established under which the oscillation amplitudes of the cantilevered bars take on hyperadmissible values; it is shown that for a particular oscillating system there is a transitional resonance value.*

Summary. *The natural oscillation frequency ratio ranges are established of the entire system with the frequency of forced oscillations in which the oscillation amplitudes of cantilevered bars reach the specified parameters. It is shown that by changing the screen deck parameters at the design stage, it is possible to adjust the inter-frequency range and establish the operating mode of the screen.*

Key words: *screen; screen deck; oscillations; amplitude; frequency; cantilever beam; cascade.*

Introduction. Screens with various screen decks (SD) are applied internationally [1–4]. Krupp Fordertechnik and Mogensen (Germany) companies assimilate the production of screens with cascade SD in the form of fingered bars [5, 6]. The screens have circular or linear oscillations and are regarded as single mass or dual mass oscillating systems. Works [7–9] are dedicated to the study of the workflow; they consider a screen as a single mass system and study the impact of various factors on the technological parameters, vibrotransportation speed, and the effectiveness of screening.

Research problem solving. Works [10, 11] were the first to regard the movement of the vibrating screen with the inertial drive which includes SD in the form of cascade cantilevered bars as the oscillation of a dual mass system; the system of differential equations has been presented together with its solution, the numerical simulation of

the workflow has been carried out, and primary analysis of the results has been given as well as the recommendations on SD design. The screen consists of a frame, which supports the working member with mass M through resilient supports with elastic coefficient C_s. It is the first mass. The working member includes a box with side plates and a cascade screen deck with cantilevered bars interposed between the side plates. Bars represent trapezium-shaped cantilevers with individual bending stiffness; when the screen operates, they make oscillatory movements under the action of vibratory drive perturbing force which changes with frequency ω. Bars together represent the second mass m.

Oscillatory movement of cantilevered SD depends on the following parameters: M – the mass of the working member; m – the mass of bars; l – the lengths of the cantilever; b, h – the width and the thickness of a bar; m_w – the mass of the additional weight at the end of the bar; C_b – the elastic coefficient of the bar; ω_b – the frequency of natural oscillations of a bar; C_s – the elastic coefficient of basic elastic links.

Here are the expressions calculating the parameters of the cantilevered SD.

Total mass of SD cantilevered bars is determined by the formula

$$m = \frac{N_b}{g}\left(0,5G_w + 31,8\mu hl\right), \tag{1}$$

where N_b – the number of bars in SD; μ – the reduction coefficient of the mass of bars, μ = 33/140 [12].

Total stiffness of bars [13]

$$C_s = \frac{3EJ_x}{l^3}N_b = 2\cdot 10^8\frac{h^3}{l^3}N_b, \tag{2}$$

where E – the elasticity modulus; J_x – the moment of inertia of a bar cross section.

The natural frequency of the working member is determined by the formula:

$$\omega_s = \frac{30}{\pi}\sqrt{\frac{C_s}{M}}.$$

The natural frequency of bars is determined by the formula:

$$\omega_b = \frac{30}{\pi}\sqrt{\frac{C_b}{m}}.$$

For a screen of GIT type, the frequency of natural oscillations of the working member (WM) ω_s is calculated by the coefficient of system's detuning, the value of which is assigned between 5 and 6. With vibratory drive forced oscillations frequency ω = 80–90 s^{-1}, value ω_s is between 15 and 19 s^{-1}. The research has been carried out under the following values of the parameters: ω_s = 16.5 s^{-1}; M = 460 kg.

The value of stiffness for screen resilient supports is determined by the expression:

$$C_s = \pi\omega_s^2 M / 30 = \pi\cdot 16.5^2\cdot 460/30 = 12.5\cdot 10^4 \text{ N/m}.$$

With the purpose of analyzing and determining the links and restrictions occurring due to the oscillations of the system, the following dimensionless quantities have been

introduced: $\beta = A_m / A_M$ – the coefficient of exceeding the permissible amplitude of bar A_m relative to the amplitude of WM A_M; $\gamma = \omega_{sh} / \omega_{sl}$ – the ratio of the highest ω_{sh} and the lowest ω_{sl} frequencies of natural oscillations of the entire system; $\mu = \omega/\omega_{sh}$ – the ratio of forced oscillations frequency ω and the highest frequency; $\alpha = m/M$ – mass reduction coefficient.

Fig. 1 shows the graphs of screen SD parameters' (l, m, C_s, m_w) impact on the dimensionless quantities (β, γ). The connection of particular parameters of SD and their impact on system oscillations are contained in [11]. The graph shows the integrated arrangement of a range of estimates of variables. The analysis has shown that under constant values of parameters M and C_s the amplitude of WM oscillations A_M changes within a small band – from 3.9 to 4.2 mm (over the module), and the amplitude of a bar oscillations A_m changes within a wide range – from 0.1 to 55 mm (over the module).

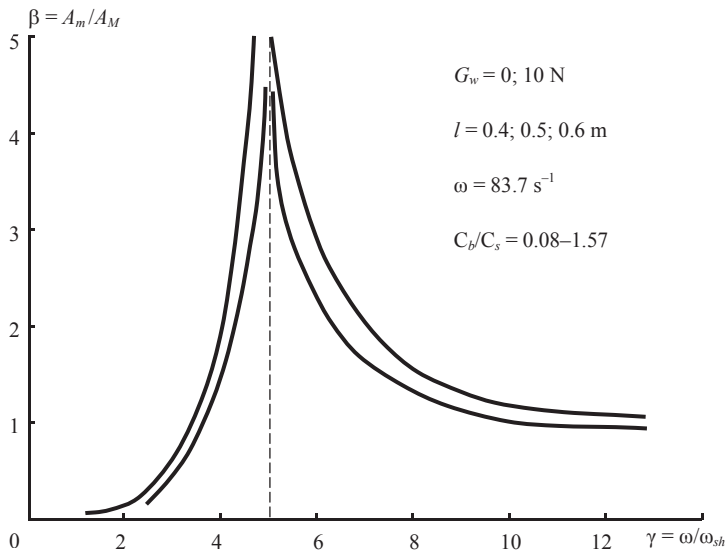

Fig. 1. The connection of the ratios of system's natural oscillation amplitudes and frequencies
Рис. 1. Связь отношений амплитуд и частот собственных колебаний системы

It is important to determine the connections and conditions under which Am rises sharply and exceeds the permissible value. Two resonances manifest under of the dual mass system oscillations: the lowest resonance with the frequency of natural oscillations of the entire system ω_{sl} and the highest frequency ω_{sh}. For the screen with the considered values of the parameters, ω_{sh} is between 16.4 and 16.9 s^{-1}, and the lowest resonance occurs under the frequency $\omega = \omega_{sh}$. At fig. 1 this state does not manifest as soon as the ratio $\omega_{sh} = \omega_{sl} = 1$ is hardly realized. Investigation has shown that when the values of γ verge towards 1, the value of the amplitudes β decreases and falls within 0.023–0.16, i. e. the value of amplitude A_m verges towards the value of amplitude A_M. Two masses move in-phase, which bears out the conclusions of the theory for of the dual mass system oscillations [12, 14]. At fig. 1 the arrangement of resonance under $\gamma = 5$ is shown, it basically depends on ω_{sh}. The position of the highest resonance at axis γ (under constant ω_{sl} = 16.5 s–1) is connected with frequency ω_{sh} coincidence with the frequency of screen forced oscillations $\omega = 83.7$ s^{-1}. Value $\gamma = 5$ is associated only with this particular system under consideration. Resonant curve (under constant ω_{sl})

resembles the outline of the curve of dynamic coefficient under the oscillations of single mass conservative systems with one resonance under $\gamma = 5$. Assuming that permissible in practice ratios $A_m / A_M \leq 1{,}5$, it may be noted that acceptable amplitudes are reached under ratios $\gamma < 4$ and $\gamma > 7$. The range of frequencies ratio from 4 to 7 determines the hyperadmissible oscillations of SD bars.

It is shown at fig. 1 that by changing parameters l, m, b, h, G_s it is possible to control the value of γ, correspondingly influence the value of ratio β and shift resonant ratio γ (in the system under consideration $\gamma = 5$). Resonant ratio γ may be referred to as "transitional". Value $\gamma < 4$ shows that the lowest and the highest resonances with frequency ω_{sl} and ω_{sh} are within the zone prior to forced oscillations frequency $\omega = 83.71$ s^{-1}, value $\gamma > 7$ is in the zone behind this frequency. By changing the structural parameters of the system (M, m, l, C_s, C_b, m_w) and forced oscillations frequency ω it is possible to establish the operation modes at the stage of design: afterresonant ($\omega_{sl} < \omega$, $\omega_{sh} < \omega$) and interresonant ($\omega_{sl} < \omega$, $\omega < \omega_{sh}$).

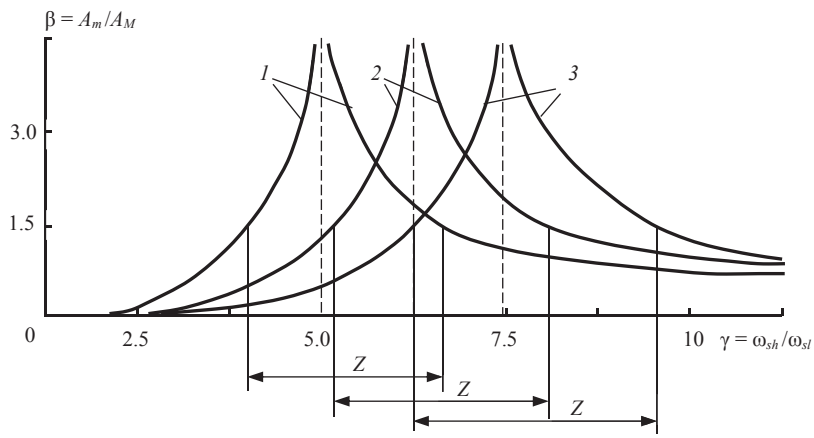

Fig. 2. Resonant curves of oscillation amplitudes and frequencies ratios if the frequencies of screen drive forced oscillations are changed:
1, *2*, *3* – under $\omega = 83.7$; 104 and 125 s^{-1} correspondingly

Рис. 2. Резонансные кривые отношений амплитуд и частот колебаний при изменении частоты вынужденных колебаний привода грохота:
1, *2*, *3* – при $\omega = 83{,}7$; 104 и 125 с$^{-1}$ соответственно

As the frequency of forced oscillations ω grows up to 104.125 s^{-1}, "transitional" value of ratio γ shifts towards larger values and will make up 6.25 and 7.5 correspondingly (fig. 2). The range of hyperadmissible values β within resonant curves Z grows as well. The growth of Z is proportional to the growth of ω and described by the regression equation $Z = 190 + 0.3\omega$. The growth of parameter Z shows that the range of frequency values of bars oscillations ($\omega_b \approx \omega_{sh}$), under which the amplitudes exceed the admissible values, extends. Curves at fig. 2 are asymmetric relative to resonant frequencies ω_r. The ascending branches of curves are steeper, and under the accepted ratio $\beta \leq 1.5$ the left asymmetry is $0.2\omega_r$ on average, and the right one is $0.3\omega_r$. Under the accepted value of ω_r, bars natural oscillation frequency should be lower than $0.2\omega_r$ and higher than $0.3\omega_r$.

Research results analysis has shown that the operational mode of the screen with bar SD and the amplitude of oscillations A_m and A_M depends on the ratio of parameters $\mu = \omega/\omega_{sh}$. At fig. 3, *a* there is a graph by means of which the conditions of exceeding bar oscillation amplitudes A_m relative to the amplitude of WM oscillations A_M under

$\omega = 83.71\ s^{-1}$. At graph $\beta = f(\mu)$ the results have been filtered, when $A_m / A_M > 1.5$. It has been predetermined that the ratio of amplitudes of β almost does not depend on the ratio ω/ω_{sl} and is distributed within the range of 4.93–5.03 under the stated ratio of amplitudes. Under μ = 1 resonant oscillations of cantilevered bars manifest, ratio β

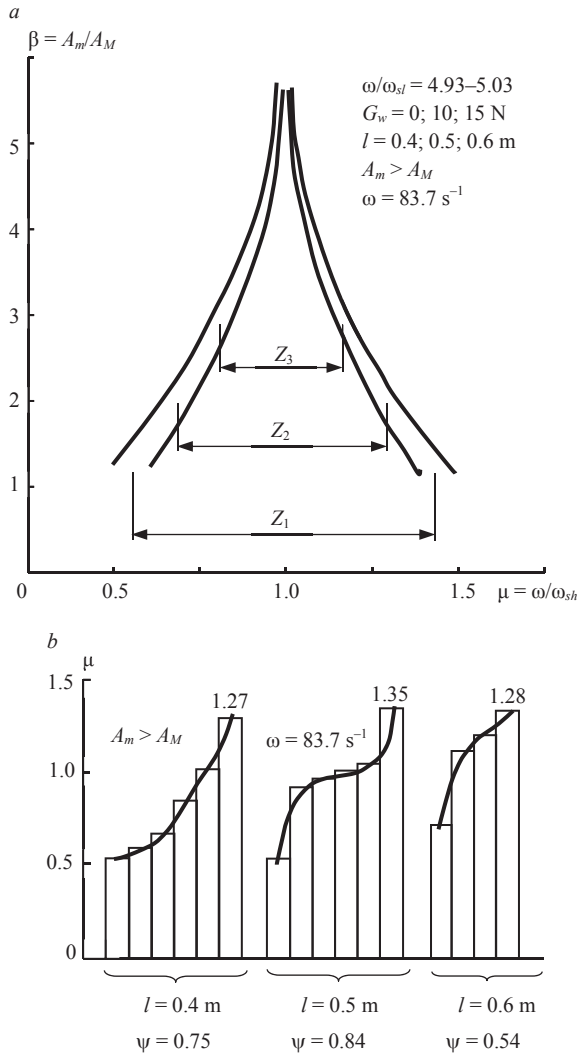

Fig. 3. System's parameters impact on the amplitude of bars oscillations:
a – resonance characteristics and the area of manifestation of hyperadmissible oscillation amplitudes; *b* – histogram of hyperadmissible oscillation amplitudes distribution under various lengths of bars

Рис. 3. Влияние параметров системы на амплитуду колебаний колосников:
a – резонансная характеристика и область проявления сверхдопустимых амплитуд колебаний; *b* – гистограмма распределения сверхдопустимых амплитуд колебаний при различной длине колосников

under the conservative system tends toward infinity. In the range of frequency ratios μ = 0.5–1.45 (parameter Z_1 at fig. 3, *a*), the ratio of amplitudes β increases sharply. When the ratio of frequencies falling into the range of μ = 0.5–1.45 (Z_3 at fig. 3, *a*),

amplitude A_m is three time as high as amplitude A_M. At can be seen from fig. 3 that it is not advisable to plan the parameters of the resilient system of bars with the ratios of frequencies μ in the range higher than Z_1. Rational range of frequencies ratios μ is within the limits prior to 0.5 and behind 1.45 under bar lengths of l = 0.4; 0.5; 0.6.

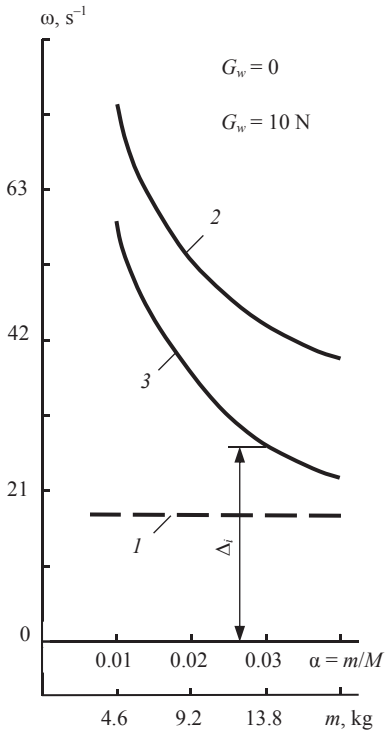

Fig. 4. Variation of system's natural oscillations frequencies depending on the mass of the cantilevered bars
Рис. 4. Изменение частот собственных колебаний системы в зависимости от массы консольных колосников

It has been stated that under identical parameters of bars the growth of bar length l reduces the coefficient of stiffness C_s by 1.72–1.95 times. At fig. 3, *b* there is a histogram of frequencies ratios μ distribution under various lengths of bars. It has been shown that the widest range of variation ψ of ratios μ is at the length of bars of l = 0.5 m, and with the length of l = 0.6 m the growth of ratios β is most apparent.

It has been stated that the range between resonances Δ largely depends on the lengths of the bars l and the mass of the bars m. In the studied system of parameters of GIT-51 screen, the operation mode may be basically defined as afterresonant. By changing the parameters of SD system it is possible to control (pull together or apart) the values of Δ bringing the system to afterresonant or interresonant modes.

As the ratio of masses $\alpha = m/M$ grows up to 0.04 (fig. 4) the lowest frequencies of natural oscillation of the entire system ω_{sl} change practically linearly and do not depend on α (*curve 1* at fig. 4). The highest frequency of natural oscillations of the entire system ω_{sh} is most dependent on the parameters of SD bars, l, m, C_s, m_w, and reduces nonlinearly (*curve 2*) with the growth of ratio α. Interresonant zone Δ largely depends on the ratio α and the mass of cantilevered bars (*curve 3*). The decline of Δ makes the start of the screen easier in the afterresonant mode of operation. In table 1 the results of numerical simulation data array processing for the studied system are shown

Table 1. The results of the system's numerical simulation depending on the mass of bars

Таблица 1. Результаты численного моделирования системы в зависимости от массы колосников

The number of curve at fig. 4	Regression equation	Correlation ratio	Fisher's criterion	Confidence estimate
1	$\omega_{sl} = 170–0.59m$	0.99	48.4	5.77
2	$\omega_{sh} = 1485m^{-0.49}$	0.95	557.7	0.14
3	$\Delta = 1620m^{-0.71}$	0.99	957.3	0.15

depending on the mass of bars. By changing l, m, C_s, m_w, et al it is possible to establish the required mass of bars and, consequently, control the values of ω_{sh} and Δ.

Conclusion. The movement of the screen with the cascade screen deck and cantilevered bars is considered as the oscillation of the dual mass oscillating system.

The presented results of numerical simulation of the process show the dependences of the working member and bar SD oscillation amplitude on the natural oscillation frequencies of the entire system and screen drive forced oscillation frequency. It has been shown that by changing the parameters of the cantilevered SD at the stage of design it is possible to control the interfrequency range and establish the operational mode of a screen. The range of ratio of system resonant frequencies has been determined under various frequencies of forced oscillations, under which the setting of bars natural oscillations determines the hyperadmissible amplitudes of oscillations.

REFERENCES

1. Vaisberg L. A., Kartavyi A. N., Korovnikov A. N. *Screen decks of screens. Design, materials, and experience*. St. Petersburg: VSEGEI Publishing; 2005. (In Russ.)
2. Vaisberg L. A. *Engineering and design of vibrating screens*. Moscow: Nedra Publishing, 1986. (In Russ.)
3. Iudin A. V., Maltsev V. A., Kosolapov A. N. H*eavy vibrating feeders and screen feeders for mine reloading systems*. Ekaterinburg: Uralskii tsentr akademicheskogo obsluzhivaniia Publishing; 2009. (In Russ.)
4. Kartavyi A. N. *Vibrating sets for mineral and technogenic crude processing. Simulation and the components of design according to the criteria of energy and resource efficiency*. Moscow: MSMU Publishing; 2013. (In Russ.)
5. Meinel A. Zu den Grundlagen der Klassierung siebschwieriger Materialien. *Aufbereitungstechnik*. 1999; 7: 313–325.
6. Meinel A. Zur Klassierung siebschwieriger Schuttueter – Enige Siebklassiererbeispiele. *Aufbereitungstechnik*. 2001; 11: 533–539.
7. Vaisberg L. A., Rubisoff D. H. Mathematische Beschreibung der Vibrationssiebung. *Aufbereitungs Technik*. 1990; 7: 378–386.
8. Ferrara G., Preti U., Schena G. D. Modelling of screening operations. *Intern. J. of Mineral Processing*. 1988; 22 (1–4): 193–222.
9. Wodzinski P. Classification and systematics of screens. *Powder*. 2007; 19 (3): 160–173.
10. Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K. Computational scheme development and movement description of a screen with the cascade screening surface on the basis of two-masses oscillatory system. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 4: 81–86. (In Russ.)
11. Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K. Numerical analysis of two-masses conservative system oscillations of vibrating screen for the rock mass difficult to screen. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 5: 93–101. (In Russ.)
12. Timoshenko S. P. *Oscillations in engineering*. Moscow: Fizmatizdat Publishing, 1959. (In Russ.)
13. Babakov I. M. *Oscillation theory*. Moscow: Nauka Publishing; 1965. (In Russ.)
14. W. Ker Wilson. *Vibration engineering*. Moscow: Izmashgiz Publishing; 1963. (In Russ.)

Received 17 April 2019

Information about authors:

Arkadii V. Iudin – DSc (Engineering), professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: gpt2004@mail.ru
Viktor S. Shestakov – PhD (Engineering), professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-97-104

Анализ связей и ограничений при колебаниях рабочего органа и консольной просеивающей поверхности вибрационного грохота

Юдин А. В.[1], Шестаков В. С.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия

Реферат
Актуальность работы *обусловлена потребностью горных предприятий в более полном извлечении полезного ископаемого, снижении потерь сырья и продлении срока службы месторождений. Проблемой, с которой сталкиваются некоторые предприятия, является сложность качественного разделения трудногрохотимой горной массы. Освоенные промышленностью грохоты часто забиваются, эффективность грохочения понижается.*
Цель работы: *используя численное моделирование, установить связи, построить резонансные кривые и выполнить анализ амплитудных колебаний рабочего органа и консольных колосников просеивающей поверхности грохота.*

Методология: *теоретические исследования двухмассной колебательной системы с использованием численного моделирования.*
Результаты. *Движение вибрационного грохота с круговыми колебаниями рабочего органа, включающего просеивающую поверхность каскадного типа с консольными колосниками, рассмотрено как колебание двухмассной системы. Амплитуды колебаний обеих масс совершают синфазные и противофазные движения относительно вынуждающей силы привода. Анализ показал, что амплитуды рабочего органа практически не зависят от параметров просеивающей поверхности, а амплитуды колебаний колосников изменяются в широком диапазоне. Приведены выражения для расчета параметров консольных колосников и значения исходных данных, принятых к анализу на примере грохота ГИТ-51. Построены резонансные кривые амплитудных и частотных отношений. Установлены условия, при которых амплитуды колебаний консольных колосников принимают сверхдопустимые значения, показано, что для конкретной колебательной системы существует переходное значение резонанса.*
Выводы. *Установлены диапазоны соотношения частот собственных колебаний всей системы в увязке с частотой вынужденных колебаний, при которых амплитуды колебаний консольных колосников достигают заданных параметров. Показано, что изменяя параметры просеивающей поверхности на этапе проектирования, можно регулировать межчастотный диапазон и определять режим работы грохота.*

Ключевые слова: *грохот; просеивающая поверхность; колебания; амплитуда; частота; консоль; каскад.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вайсберг Л. А., Картавый А. Н., Коровников А. Н. Просеивающие поверхности грохотов. Конструкции, материалы, опыт применения. СПб: ВСЕГЕИ, 2005. 252 с.
2. Вайсберг Л. А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. М.: Недра, 1986. 144 с.
3. Юдин А. В., Мальцев В. А., Косолапов А. Н. Тяжелые вибропитатели и питатели-грохоты для горных перегрузочных систем. Екатеринбург: Уральский центр академического обслуживания, 2009. 402 с.
4. Картавый А. Н. Вибрационные агрегаты для переработки минерального и техногенного сырья. Моделирование и элементы расчета по критериям энерго- и ресурсоэффективности. М.: МГГУ, 2013. 328 с.
5. Meinel A. Zu den Grundlagen der Klassierung siebschwieriger Materialien //Aufbereitungstechnik. 1999. Nr. 7. S. 313–325.
6. Meinel A. Zur Klassierung siebschwieriger Schuttueter – Enige Siebklassiererbeispiele // Aufbereitungstechnik. 2001. Nr.11. S. 533–539.
7. Vaisberg L. A., Rubisoff D. H. Mathematische Beschreibung der Vibrationssiebung // Aufbereitungs Technik. 1990. Nr. 7. S. 378–386.
8. Ferrara G., Preti U., Schena G. D. Modelling of screening operations // Intern. J. of Mineral Processing. 1988. Vol. 22. No. 1–4. P. 193–222.
9. Wodzinski P. Classication and systematics of screens // Powder. 2007. Vol. 19. No. 3. P. 160–173.
10. Юдин А. В., Шестаков В. С., Абдулкаримов М. К. Разработка расчетной схемы и описание движения грохота с каскадной просеивающей поверхностью на основе двухмассной колебательной системы // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 4. С. 81–86.
11. Юдин А. В., Шестаков В. С., Абдулкаримов М. К. Численный анализ колебаний двухмассной консервативной колебательной системы вибрационного грохота для труднограхотимой горной массы // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 5. С. 93–101.
12. Тимошенко С. П. Колебания в инженерном деле. М.: Физматиздат, 1959. 439 с.
13. Бабаков И. М. Теория колебаний. М.: Наука, 1965. 559 с.
14. У. Кер Вильсон. Вибрационная техника. М.: Измашгиз, 1963. 415 с.

Поступила в редакцию 17 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Юдин Аркадий Васильевич – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: gpt2004@mail.ru
Шестаков Виктор Степанович – кандидат технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Для цитирования: Юдин А. В., Шестаков В. С. Анализ связей и ограничений при колебаниях рабочего органа и консольной просеивающей поверхности вибрационного грохота // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 97–104 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-97-104
For citation: Iudin A. V., Shestakov V. S. Analysis of connections and restrictions occurring due to the oscillations of vibrating screen working member and cantilevered screen deck. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 97–104. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-97-104

УДК 622.2 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112

Определение параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя

Озорнин М. С.[1], Шишлянников Д. И.[1], Романов В. А.[1]*

[1] Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Россия

e-mail: romanovs06@mail.ru

Реферат

Введение. *Рассмотрена работа проходческо-очистного комбайнового комплекса в условиях Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей. Комбайновая выемка продуктивных пластов мощностью свыше 4 м осуществляется в два хода, нижний слой отрабатывается вторым ходом, при этом площадь забоя, как правило, меньше площади поперечного сечения исполнительного органа комбайна. В таком случае проходческо-очистной комбайн работает неполным забоем. Типовые методики расчета не содержат сведений для определения параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя.*

Методология исследования. *Изложены методологические основы определения производительности комбайновых комплексов в условиях Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей. Выполнен расчет основных параметров, характеризующих работу комбайнового комплекса при проходке камер неполным сечением забоя.*

Результаты. *На основании выявленных зависимостей возможно определять рациональный тип оборудования комбайнового комплекса, скорость подачи комбайна на забой, рациональные расстояния доставки исходя из типа оборудования и горно-геологических условий.*

Выводы. *Предложенная методика определения параметров работы комбайновых комплексов при проходке камер неполным сечением забоя может быть адаптирована и использована на калийных рудниках с различными горно-геологическими и горнотехническими условиями работы для определения производительности комбайновых комплексов.*

Ключевые слова: *комбайновый комплекс; очистная камера; калийный рудник; производительность; проходческо-очистной комбайн; шахтный самоходный вагон.*

Введение. В условиях Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей при разработке свиты сближенных пластов В, АБ и Красный II применяется камерная система с естественным поддержанием очистного пространства и выемкой максимальной части блока или панели камерами.

При мощности пласта свыше 4 м отработка камер осуществляется двумя ходами комбайна с наложением сечений по высоте. Первым ходом комбайн осуществляет выемку верхнего слоя с максимальной площадью поперечного сечения забоя (работа полным или глухим забоем). Нижний слой отрабатывается вторым ходом, при этом площадь забоя, как правило, меньше площади поперечного сечения исполнительного органа комбайна. Проходческо-очистной комбайн работает неполным забоем, осуществляя подрубку продуктивного пласта.

Типовые методики расчета зачастую не содержат сведений для определения параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя. Выявление зависимостей, характеризующих работу оборудования комбайнового комплекса при выполнении технологической операции подрубки, является актуальной инженерной задачей.

Методологические основы исследования. Рассмотрим работу механизированного комбайнового комплекса при проходке камеры неполным сечением

забоя. При выполнении расчетов примем, что в состав комбайнового комплекса входят проходческо-очистной комбайн «Урал-20Р», бункер-перегружатель БПС-25 и самоходный вагон ВС-30. Характеристики указанного оборудования приведены в [1]. Техническая производительность комбайна $Q_к$ = 6,0; 7,0; 8,0 т/мин. Длина отрабатываемой камеры составляет $L_к \approx 200$ м.

Минутная производительность комбайна $Q_к$ при выполнении технологической операции подрубки пласта зависит от скорости подачи и площади поперечного сечения забоя

$$Q_к = v_к S_н \rho,$$

где $v_к$ – скорость подачи комбайна, м/мин; $S_н$ – площадь поперечного сечения забоя при подрубке пласта, м^2; ρ – плотность калийной руды в массиве, ρ = 2,1 т/м^3.

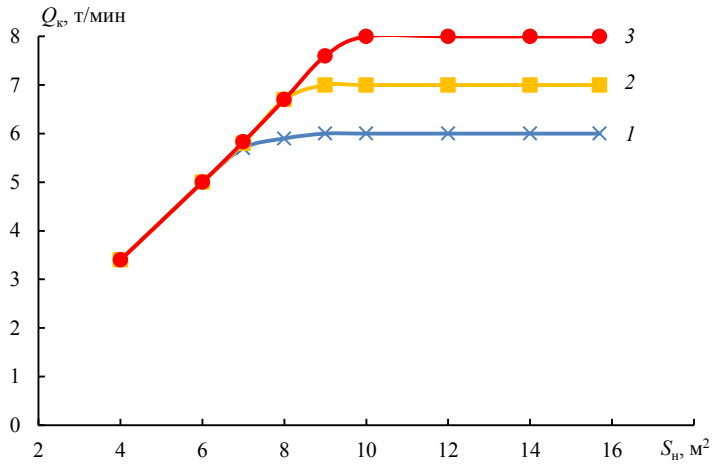

Рис. 1. Зависимость производительности комбайна от площади поперечного сечения забоя:
1 – $Q_к$ = 6 т/мин; *2* – $Q_к$ = 7 т/мин; *3* – $Q_к$ = 8 т/мин
Fig. 1. The dependence of the machine's capacity on the area of face cross section:
1 – $Q_к$ = 6 t/min; *2* – $Q_к$ = 7 t/min; *3* – $Q_к$ = t/min

Работая полным (глухим) забоем, машинист поддерживает скорость подачи комбайна «Урал-20Р» в диапазоне $v_к$ = 0,19–0,25 м/мин [2]. При выполнении подрубки производительность проходческо-очистного комбайна уменьшается пропорционально площади отрабатываемого забоя.

Для поддержания заданной производительности машинист выбирает скорость подачи комбайна, ориентируясь на показания токовых индикаторов нагрузки приводных электродвигателей комбайна. В связи с тем что двигатели резцовых дисков комбайнов «Урал-20Р» при работе неполным забоем, как правило, недогружены, на практике скорость подачи поддерживается в диапазоне $v_к$ = 0,35–0,40 м/мин [2, 3].

В очистных камерах калийных рудников при проходке каждого комбайнового хода выделяют три характерных участка с различным режимом работы добычной машины. На участке L^1 комбайн работает непрерывно с эксплуатационной производительностью, равной технической. Отбитая руда аккумулируется в бункере-перегружателе, откуда, по мере заполнения, отгружается в шахтный самоходный вагон (ШСВ). Производительность самоходного вагона выше производительно-

сти комбайна. На участке L^{II} комбайн работает с возрастающими остановками, обусловленными загрузкой вагона. На участке L^{III} комбайн простаивает в ожидании ШСВ и во время его загрузки [4–7]. Таким образом, длина очистной камеры $L_к$ может быть определена выражением

$$L_к = L_з + L^{I} + L^{II} + L^{III},$$

где $L_з$ – длина участка зарубки комбайна на очередную камеру, м; L^{I}, L^{II}, L^{III} – длины характерных участков работы комбайна в очистной камере, м.

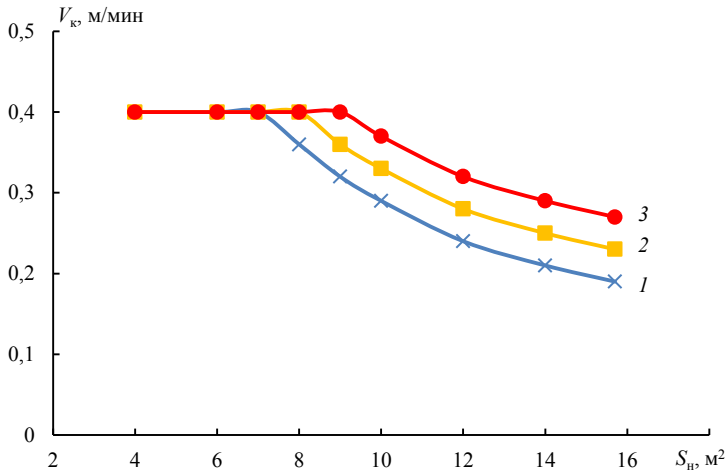

Рис. 2. Зависимость скорости подачи комбайна от площади поперечного сечения забоя:
1 – $Q_к$ = 6 т/мин; *2* – $Q_к$ = 7 т/мин; *3* – $Q_к$ = 8 т/мин
Fig. 2. The dependence of the rate of hauling the machine to the face on the area of face cross section:
1 – $Q_к$ = 6 t/min; *2* – $Q_к$ = 7 t/min; *3* – $Q_к$ = 8 t/min

Длина участка непрерывной работы комбайна L^{I}, м, рассчитывается по формуле

$$L^{I} = L^{I}_{кр} - l_р - L_з,$$

где $l_р$ – расстояние доставки от устья камеры до пункта разгрузки, м; $L_з$ – длина участка зарубки комбайна на очередную камеру, м; $L^{I}_{кр}$ – первая критическая длина доставки – расстояние от рудоспускной скважины до забоя, при котором производительность самоходного вагона выше производительности комбайна, м.

Первая критическая длина доставки определяется параметрами самоходного вагона и рассчитывается по формуле [4]

$$L^{I}_{кр} = \frac{V_\alpha}{2}\left(\frac{q_\alpha}{Q_к} - t_{р.в}\right),$$

где V_α – скорость движения вагона при длине доставки более 25 м, м/мин; q_α – грузоподъемность вагона с учетом угла наклона выработки, т; $t_{р.в}$ – продолжительность разгрузки самоходного вагона в рудоспускную скважину, мин.

Для загрузки самоходного вагона при выполнении подрубки пласта с сечением забоя $S_н$ комбайн должен переместиться на расстояние L_1, м, рассчитываемое по формуле

$$L_1 = q_\alpha / S_н \rho.$$

Время $T_к$, мин, в течение которого комбайн заполняет кузов бункера-перегружателя или самоходного вагона, определяется выражением

$$T_к = q_\alpha / Q_к.$$

На участке очистной камеры длиной L^1 время загрузки кузова самоходного вагона или бункера-перегружателя должно быть не менее длительности цикла движения и разгрузки самоходного вагона $T_ц$, мин, рассчитываемого по формуле

$$T_к > T_ц = T_{гр} + T_{пор} + t_{р.в},$$

где $T_{гр}$ и $T_{пор}$ – время движения груженого и порожнего самоходного вагона соответственно, мин.

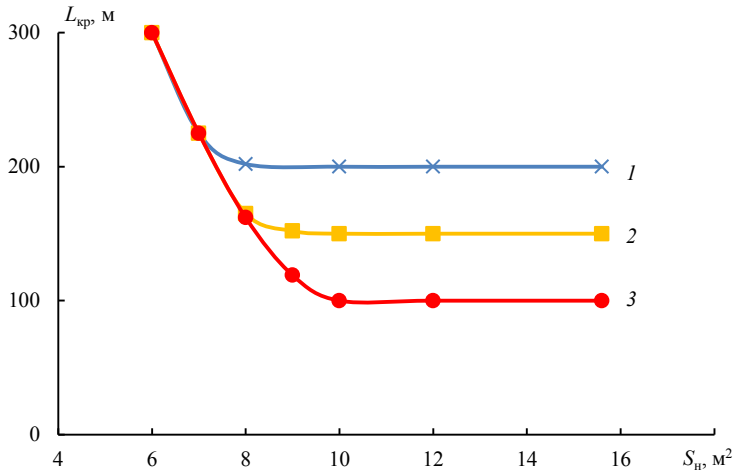

Рис. 3. Зависимость критического расстояния доставки от площади поперечного сечения забоя:
1 – $Q_к$ = 6 т/мин; *2* – $Q_к$ = 7 т/мин; *3* – $Q_к$ = 8 т/мин
Fig. 3. The dependence of critical hauling distance on the area of face cross section:
1 – $Q_к$ = 6 t/min; *2* – $Q_к$ = 7 t/min; *3* – $Q_к$ = 8 t/min

Результаты расчетов параметров работы комбайнового комплекса при проходке очистной камеры неполным сечением забоя приведены на рис. 1–5.

Анализ результатов исследования. Производительность проходческо-очистного комбайна при выполнении подрубки пласта увеличивается практически пропорционально площади поперечного сечения забоя (рис. 1).

При площади отрабатываемого забоя более половины площади сечения исполнительного органа комбайна машинист уменьшает скорость подачи выемочной машины, ориентируясь на показатели индикаторов токовых нагрузок приводных электродвигателей исполнительных органов комбайна [8–12]. Зависимости

изменения скорости подачи комбайна от площади поперечного сечения отрабатываемого забоя приведены на рис. 2.

Зависимости изменения критического расстояния доставки $L^{I}_{кр}$ от площади поперечного сечения отрабатываемого забоя приведены на рис. 3.

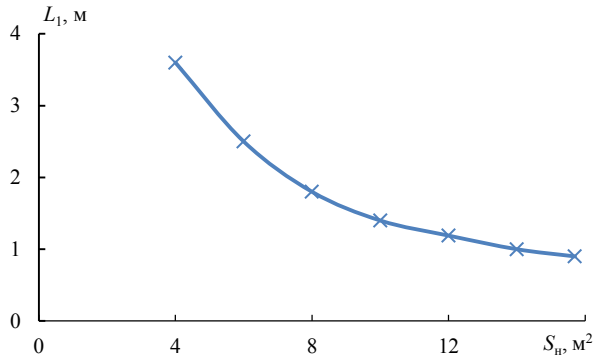

Рис. 4. Зависимость перемещения комбайна от площади поперечного сечения забоя для заполнения кузова самоходного вагона
Fig. 4. The dependence of the machine's transference on the area of face cross section in order to load the body of a self-propelled car

Расчеты показывают, что при площади забоя $S_н \leq 7$ м^2 и использовании самоходного вагона ВС-30 комбайн «Урал-20Р» работает непрерывно, без технологических пауз по всей длине камеры ($L_к = 200$ м) с производительностью, пропорциональной площади поперечного сечения забоя. Увеличение площади

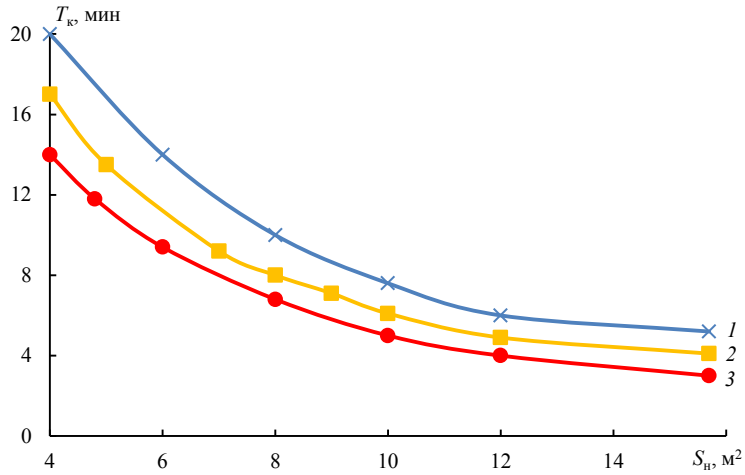

Рис. 5. Зависимость времени заполнения кузова вагона от площади поперечного сечения забоя:
1 – $Q_к = 6$ т/мин; *2* – $Q_к = 7$ т/мин; *3* – $Q_к = 8$ т/мин
Fig. 5. The dependence of the time of filling the body of the car on the area of face cross section:
1 – $Q_к = 6$ t/min; *2* – $Q_к = 7$ t/min; *3* – $Q_к = 8$ t/min

поперечного сечения забоя при заданной производительности выемочной машины обусловливает необходимость снижения скорости подачи комбайна и уменьшения длины участка непрерывной работы комбайна L^{I} в очистной камере [14, 15].

Длина подвигания комбайна L_1, при которой объем отбитой руды равен вместимости бункера самоходного вагона, обратно пропорциональна площади забоя $S_н$: при увеличении площади забоя $S_н$ от 4 до 15,7 м^2 длина L^1 уменьшается с 3,66 до 0,93 м и не зависит от величины технической производительности комбайна $Q_к$ (рис. 4).

Увеличение площади поперечного сечения забоя $S_н$ от 4 до 15,7 м^2 приводит к уменьшению времени заполнения кузова самоходного вагона или бункера-перегружателя в 3,9 раза: при $Q_к$ = 6,0 т/мин время заполнения кузова уменьшится с 19,9 до 5,1 мин; при $Q_к$ = 7,0 т/мин – с 17,0 до 4,3 мин; при $Q_к$ = 8,0 т/мин – с 14,9 до 3,8 мин (рис. 5).

Выводы. Определены зависимости, характеризующие работу оборудования комбайнового комплекса при выполнении технологической операции подрубки пласта. На основании выявленных зависимостей возможно определять рациональный тип оборудования комбайнового комплекса, скорость подачи комбайна на забой, рациональные расстояния доставки исходя из типа оборудования и горно-геологических условий. Предложенные методологические основы определения параметров работы комбайновых комплексов при проходке камер неполным сечением забоя могут быть адаптированы и использованы на калийных рудниках с различными горно-геологическими и горнотехническими условиями работы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Развитие механизированной разработки калийных руд / Л. И. Старков [и др.]. Пермь: Перм. гос. техн. ун-т., 2007. 522 с.

2. Шишлянников Д. И., Чекмасов Н. В., Трифанов М. Г., Габов В. В., Иванов С. Л., Асонов С. А. Повышение эффективности эксплуатации проходческо-очистных комбайнов калийных рудников на основе анализа записей регистраторов параметров // Горное оборудование и электромеханика. 2015. № 4 (113). С. 3–10.

3. Коломийцев М. Д. Эксплуатация горных машин и автоматизированных комплексов. Л.: ЛГИ, 1988. 96 с.

4. Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках ОАО «Сильвинит» / ОАО «Галургия». Новосибирск: Наука, 2011. 487 с.

5. Лыхин П. А. О модели и проблемах калийного рудника будущего // Рудник будущего. 2010. № 3. С. 44–47.

6. Пухов Ю. С. Рудничный транспорт. М.: Недра, 1991. 255 с.

7. Транспортные машины для подземных разработок / В. Н. Григорьев [и др.]. М.: Недра, 1984. 383 с.

8. Романов В. А., Шишлянников Д. И., Муравский А. К. Опыт эксплуатации шахтных самоходных вагонов на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей // Горное оборудование и электромеханика. 2016. № 9. С. 29–33.

9. Gerike B., Panachev I., Kuzin E. Development of the preventive maintenance system for belt conveyors reducers // E3S Web of Conferences. 2017. Vol. 15. Article number 03008. DOI: 10.1051/e3sconf/20171503008

10. Brodny J., Tutak M. Application of elements of TPM strategy for operation analysis of mining machine // IOP conference series: earth and environmental science. 2015. Vol. 95. Iss. 4. Article number 042019. DOI: 10.1088/1755-1315/95/4/042019

11. Cakdi S., Cummings S., Punwani J. Heavy haul coal car wheel load environment-rolling contact fatigue investigation // 2015 Joint Rail Conference. San Jose, California, USA, Marh 23–26. Article number 112635. DOI: 10.1115/JRC2015-5640

12. Jobes C. C., Bissert P., Mahmoudian N., Li B. Development of parameters for dynamic modeling of underground haulage vehicles // ASME 2016 international mechanical engineering congress and exposition, IMECE 2016. Article number 128056. DOI: 10.1115/IMECE201665381

13. Quiroz J. C., Mariun N., Mehrjou M. R., Izadi M., Misron N., Mohd M. A. Radzi. Fault detection of broken rotor bar in LS-PMSM using random forests // Measurement: Journal of the International Measurement Confederation. 2017. Vol. 116. P. 273–280. DOI: 10.1016/j.measurement.2017.11.004

14. Романов В. А., Шишлянников Д. И., Муравский А. К. Опыт эксплуатации шахтных самоходных вагонов на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей // Горное оборудование и электромеханика. 2016. № 9. С. 29–33.

15. Романов В. А., Шишлянников Д. И. Повышение эффективности эксплуатации шахтных самоходных вагонов на основе анализа потребляемой мощности // Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых: матер. VIII Всерос. конф., Пермь, 2015. Пермь: ПНИПУ, 2015. С. 290–293.

Поступила в редакцию 19 августа 2019 года

Сведения об авторах:

Озорнин Михаил Степанович – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: ozorninm@mail.ru
Шишлянников Дмитрий Игоревич – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: 4varjag@mail.ru
Романов Вячеслав Александрович – аспирант кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: romanovs06@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112

Determining the operating parameters of machine systems in potash mines when tunneling with stope back partial section

Mikhail S. Ozornin[1], Dmitrii I. Shishliannikov[1], Viacheslav A. Romanov[1]
[1] Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia.

Abstract

Introduction. *Heading and winning machine system operation has been considered in the conditions of the Upper Kama (Verkhnekamskoe) potassium and magnesium salt deposit. Excavation of producing formations with the thickness of more than 4 m is carried out in two moves. The lower layer is excavated by the second move, while the area of the stope back is usually less than the cross-sectional area of the machine's executive body. In this case, the heading and winning machine does not have a full face. Typical calculation methods contain no information for determining the operating parameters of machine systems at potash mines when tunneling with stope back partial section.*

Research methodology. *The methodological foundations of a machine system capacity determination in the conditions of the Upper Kama potassium and magnesium salt deposit are described. The calculation of the main parameters characterizing the operation of the machine system when tunneling with stope back partial section.*

Results. *Based on the identified dependencies, it is possible to determine the rational type of machine system equipment, the rate of hauling the machine to the face, and rational delivery distances based on equipment type and geological conditions.*

Summary. *The proposed method of a machine system's operating parameters determination in potash mine when tunneling with stope back partial section can be adapted and used in potash mines with various mining and geological and mining conditions to determine the capacity of machine systems.*

Key words: *machine system; stope; potash mine; capacity; heading and winning machine; self-propelled mine car.*

REFERENCES

1. Starkov L. I. et al. *Development of potash ore mechanized mining*. Perm: Perm State Technical University Publishing; 2007. (In Russ.)
2. Shishliannikov D. I., Chekmasov N. V., Trifanov M. G., Gabov V. V., Ivanov S. L., Asonov S. A. Improving the Efficiency of Combines Potash Mines in the Analysis of Records. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2015; 4 (113): 3–10. (In Russ.)
3. Kolomiitsev M. D. *Mine machines and automated systems operation*. Leningrad: LGI Publishing; 1988. (In Russ.)
4. The methodological guidance on mining at the mines of OAO Salvinit. In: *OAO Galurgia*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2011. (In Russ.)
5. Lykhin P. A. Upon the model and the problems of a potash mine of the future. *Rudnik budushchego = Mine of the Future*. 2010; 3: 44–47. (In Russ.)
6. Pukhov Iu. S. *Mine transport*. Moscow: Nedra Publishing; 1991. (In Russ.)
7. Grigoriev V. N. et al. *Transport machines for underground mining*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
8. Romanov V. A., Shishliannikov D. I., Muravskii A. K. Operating experience of mine shuttle curs on potash mines. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2016; 9: 29–33. (In Russ.)
9. Gerike B., Panachev I., Kuzin E. Development of the preventive maintenance system for belt conveyors reducers. *E3S Web of Conferences*. 2017; 15; Article number 03008. DOI: 10.1051/e3sconf/20171503008
10. Brodny J., Tutak M. Application of elements of TPM strategy for operation analysis of mining machine. *IOP conference series: earth and environmental science*. 2015. Vol. 95. Iss. 4. Article number 042019. DOI: 10.1088/1755-1315/95/4/042019

11. Cakdi S., Cummings S., Punwani J. Heavy haul coal car wheel load environment-rolling contact fatigue investigation. *2015 Joint Rail Conference. San Jose, California, USA, March 23–26*. Article number 112635. DOI: 10.1115/JRC2015-5640

12. Jobes C. C., Bissert P., Mahmoudian N., Li B. Development of parameters for dynamic modeling of underground haulage vehicles. *ASME 2016 international mechanical engineering congress and exposition, IMECE 2016*. Article number 128056. DOI: 10.1115/IMECE201665381

13. Quiroz J. C., Mariun N., Mehrjou M. R., Izadi M., Misron N., Mohd M. A. Radzi. Fault detection of broken rotor bar in LS-PMSM using random forests. *Measurement: Journal of the International Measurement Confederation*. 2017. Vol. 116. p. 273–280. DOI: 10.1016/j.measurement.2017.11.004

14. Romanov V. A., Shishliannikov D. I., Muravskii A. K. Operating experience of mine shuttle curs on potash mines. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2016; 9: 29–33. (In Russ.)

15. Romanov V. A., Shishliannikov D. I. Improving the efficiency of self-propelled shaft cars operation based on the analysis of input power. In: *The problems of mining the deposits of hydrocarbon and ore minerals: proceedings of 8th All-Russian conf., Perm, 2015*. Perm: PNIPU Publishing; 2015. p. 290–293. (In Russ.)

Received 19 August 2019

Information about authors:

Mikhail S. Ozornin – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Electromechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: ozorninm@mail.ru
Dmitrii I. Shishliannikov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Electromechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: 4varjag@mail.ru
Viacheslav A. Romanov – PhD student of the Department of Mining Electromechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: romanovs06@mail.ru

Для цитирования: Озорнин М. С., Шишлянников Д. И., Романов В. А. Определение параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 105–112. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112
For citation: Ozornin M. S., Shishliannikov D. I., Romanov V. A. Determining the operating parameters of machine systems in potash mines when tunneling with stope back partial section. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 105–112 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112

УДК 621.316.542.622.012.622.8 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-113-123

Однофазные замыкания на землю в сетях 6–10 кВ и электротравматизм на угольных разрезах

Кузьмин С. В.[1]*, Кузьмин Р. С.[1], Меньшиков В. А.[1], Умецкая Е. В.[1], Кузьмин И. С.[2]

[1] Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

e-mail: rutas2004@list.ru

Реферат

Введение. *В статье приводится анализ электротравматизма и однофазных замыканий на землю (ОЗЗ) в системах электроснабжения 6–10 кВ угольных разрезов в период с 1995 по 2018 г. Показано, что снижение количества ОЗЗ приведет к улучшению условий электробезопасности на угольных разрезах.*

Цель работы. *На основе статистических данных в сетях 6–10 кВ угольных разрезов по ОЗЗ и электротравмам легкой и средней степени тяжести установить взаимосвязь между указанными факторами.*

Методология. *Проведен анализ добычи угля, возникновения однофазных замыканий на землю и изменения электротравматизма за период 1995–2018 гг., что позволило более наглядно и качественно оценить динамику изменения объемов добычи угля, количества ОЗЗ, электротравм и установить взаимосвязь между данными параметрами. Выявленная взаимосвязь между ОЗЗ и электротравмами позволяет обоснованно подойти к улучшению условий электробезопасности за счет сокращения количества ОЗЗ.*

Результаты. *Показаны основные причины возникновения однофазных замыканий на землю в зависимости от временных периодов. Приведены основные направления по снижению однофазных замыканий на землю в системах электроснабжения 6–10 кВ угольных разрезов.*

Выводы. *Существенного снижения количества однофазных замыканий на землю в сетях 6–10 кВ и, как следствие, снижения электротравматизма на угольных разрезах можно добиться за счет эффективного ограничения коммутационных перенапряжений, перенапряжений в режиме однофазных замыканий на землю, достижения высокой селективности защит от замыканий на землю и улучшения качества электрической энергии и ограничения перегрузок электрооборудования и кабельных линий.*

Ключевые слова: *угольный разрез; система электроснабжения 6–10 кВ; однофазное замыкание на землю; электротравматизм.*

Введение. Современное развитие горной отрасли требует дополнительного совершенствования систем электроснабжения угольных разрезов, карьеров, шахт и рудников, повышения надежности и безопасности их эксплуатации, так как связано с ростом энерговооруженности труда, с повышением единичной мощности технологического оборудования и увеличением объемов добычи полезных ископаемых.

Однофазные замыкания на землю, на долю которых приходится до 76 % аварийных отключений [1], оказывают существенное влияние на уровень электробезопасности и бесперебойности работы систем электроснабжения 6–10 кВ горных предприятий.

Необходимость скорейшего и оперативного восстановления электроснабжения технологического оборудования, связанного с аварийными отключениями, создает предпосылки к электропоражению обслуживающего персонала.

Статистика показывает, что вероятность электропоражения при ликвидации аварий в несколько раз выше, чем при выполнении планово-профилактического обслуживания электроустановок, т. е. электротравматизм тесно связан с аварийностью электрооборудования и систем электроснабжения, а следовательно, с замыканиями на землю [2].

Согласно исследованиям [2, 3] на горных предприятиях, наибольший удельный вес электротравм приходится на электроустановки и системы электроснабжения 6–10 кВ открытых разработок полезных ископаемых.

Рассмотрим взаимосвязь однофазных замыканий на землю (ОЗЗ) и электротравматизма на угольных разрезах Сибири и Казахстана, так как в данных регионах расположены наиболее мощные месторождения угля, разрабатываемые открытым способом.

Таблица 1. Распределение объемов добычи угля, количества ОЗЗ и электротравм по трехлетним периодам
Table 1. Distribution of coal production, the number of SPGSC and electrical traumas over three-year periods

Период	Объем добычи угля, млн т	Кол-во ОЗЗ, шт.	Электротравматизм		Изменение параметров по отношению к периоду 1995–1997 гг.			
			Общий	Смертельные случаи	Добыча угля	ОЗЗ	Электротравматизм	
							Общий	Смерт. случаи
1995–1997	222,9	660	6	3	1,00	1,00	1,00	1,00
1998–2000	252,1	785	9	4	1,13	1,19	1,50	1,33
2001–2003	331,4	1551	15	4	1,49	2,35	2,50	1,33
2004–2006	379,1	1824	16	3	1,70	2,76	2,67	1,00
2007–2009	416,2	1965	18	3	1,88	2,98	3,00	1,00
2010–2012	467,4	2588	19	2	2,10	3,90	3,17	0,67
2013–2015	468,9	2939	26	2	2,15	4,45	4,33	0,63
2016–2018	449,2	2674	23	1	2,00	4,05	3,83	0,33
Всего	3000,2	14294	126	22	–	–	–	–

Методология. За период с 1995 по 2018 г. была проанализирована динамика добычи угля, возникновения однофазных замыканий на землю и изменения электротравматизма в сетях 6–10 кВ угольных разрезов Сибири и Казахстана. Было проанализировано 14 294 однофазных замыканий на землю и 118 электротравм, которые включали как смертельные случаи, так и электротравмы средней и легкой тяжести.

Анализ выполнялся за трехлетние периоды, что позволило более наглядно и качественно оценить динамику изменения объемов добычи угля, количества ОЗЗ, электротравм и установить взаимосвязь между данными параметрами.

Результат. В табл. 1 приведено распределение объемов добычи угля, количества ОЗЗ и электротравм по трехлетним периодам для угольных разрезов, а на рис. 1 представлена динамика изменения указанных параметров по отношению к периоду 1995–1997 гг.

Анализ результатов, представленных в табл. 1 и на рис. 1, показывает, что с увеличением объемов добычи угля на угольных разрезах происходит рост коли-

чества однофазных замыканий на землю и, как следствие, общего электротравматизма, однако количество электротравм со смертельным исходом существенно снижается.

Динамика изменения количества однофазных замыканий на землю практически соответствует изменениям общего электротравматизма на угольных разрезах, что подтверждает устойчивую взаимосвязь указанных параметров.

Наибольшая интенсивность роста количества однофазных замыканий на землю и общего электротравматизма наблюдается в период с 1995 по 2003 и с 2009 по 2015 г. В период с 2003 по 2009 г. практически не наблюдается роста однофазных замыканий на землю и электротравматизма на угольных разрезах, начиная с 2015 г. происходит снижение указанных показаний.

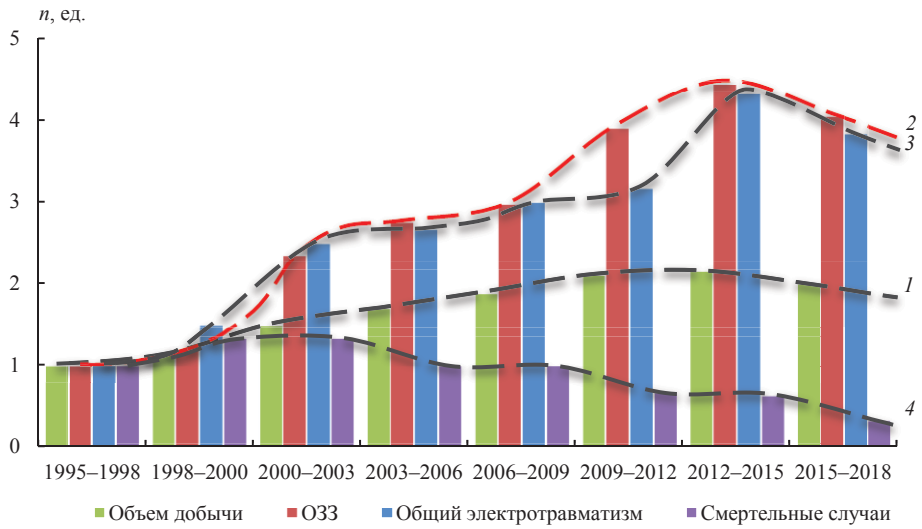

Рис. 1. Динамика изменения объемов добычи угля – *1*; однофазных замыканий на землю – *2*; общего электротравматизма – *3* и смертельных электротравм – *4*

Fig. 1. The dynamics of changes in coal production – *1*; single-phase ground short circuits – *2*; general electrical traumas – *3* and fatal electrical traumas – *4*

Интенсивный рост количества однофазных замыканий на землю и общего электротравматизма в период с 1995 по 2003 г. в первую очередь связан с износом электрооборудования и электрических сетей на угольных разрезах, что сопровождалось пробоем изоляции электрооборудования и кабельных линий, обрывом проводов воздушных ЛЭП напряжением 6–10 кВ. Физический износ коммутационных аппаратов и устройств релейной защиты и автоматики сопровождался несвоевременным отключением аварийных линий и присоединений в системах электроснабжения 6–10 кВ угольных разрезов, что негативно отразилось на условиях электробезопасности. Рост электротравм к 2003 по сравнению с 1995 г. увеличился в 2,5 раза, а количество однофазных замыканий на землю возросло в 2,35 раза.

В период с 2003 по 2009 г. на угольных разрезах модернизируются электроприводы экскаваторов, водоотливных установок, конвейерного транспорта. Широко внедряются вакуумные выключатели. Происходит интенсивная замена кабельных линий. На смену электромеханическим и полупроводниковым реле защиты и автоматики приходят микропроцессорные устройства.

Подобный комплекс мероприятий позволил снизить интенсивность роста однофазных замыканий на землю и общего электротравматизма. Количество одно-

Таблица 2. Количественное и процентное распределение по типам электроприемников и элементам системы электроснабжения угольных разрезов

Table 2. Quantitative and percentage distribution by types of power receivers and elements of the power supply system in coal mines

Элемент системы электроснабжения и тип электроприемника	Поврежденные элементы и электроприемники	Количество, шт./удельный вес, %							
		1995–1997	1998–2000	2001–2003	2004–2006	2007–2009	2010–2012	2013–2015	2016–2018
Распределительная подстанция	Пробой изоляции	1/0,15	2/0,27	3/0,20	2/0,12	2/0,11	3/0,12	3/0,1	2/0,08
	Пробой изоляции разделки кабеля	11/1,34	12/1,66	23/1,55	25/1,44	21/1,12	26/1,06	23/0,82	11/0,43
	Перекрытия ввода выключателя	4/0,61	5/0,66	8/0,54	8/0,46	8/0,43	10/0,41	11/0,39	10/0,39
	Пробой изоляции трансформаторов тока	3/0,5	1/0,13	4/0,27	4/0,23	3/0,16	3/0,12	2/0,07	1/0,04
	Всего	19/3,0	20/2,66	38/2,56	39/2,25	34/1,82	42/1,78	39/1,38	24/0,94
Воздушная ЛЭП	Пробой изоляторов	14/2,20	15/2,0	26/1,76	30/1,71	32/1,7	42/1,714	48/1,71	38/1,5
	Схлестывание проводов	36/5,8	47/6,3	83/5,6	92/5,6	88/4,69	93/3,78	93/3,32	84/3,3
	Пробой проводов	23/3,7	26/3,47	43/2,9	47/2,7	45/2,4	58/2,36	59/2,1	56/2,2
	Механическое воздействие на опору	21/3,3	22/2,93	40/2,7	40/2,3	41/2,18	42/1,71	45/1,6	31/1,2
	Всего	94/15,0	110/14,7	192/12,96	209/12,01	206/10,97	235/9,56	245/8,73	209/8,2
Приключательный пункт	Пробой изоляторов	7/11	8/1,07	15/1,01	15/0,86	16/0,85	19/0,77	20/0,71	15/0,6
	Пробой изоляции разделки кабеля	20/3,15	30/4,0	58/3,9	66/3,8	68/3,62	87/3,54	93/3,32	79/3,1
	Перекрытия ввода выключателя	10/1,6	14/1,87	36/2,43	41/2,36	57/3,04	79/3,21	74/2,64	59/2,3
	Пробой изоляции трансформаторов тока	1/0,15	1/0,13	2/0,14	2/0,12	2/0,11	4/0,16	7/0,25	8/0,3
	Всего	38/6,0	53/7,07	111/7,5	124/7,14	143/7,62	189/7,68	194/6,92	161/6,3

Элемент системы электроснабжения и тип электроприемника	Поврежденные элементы и электроприемники	Количество, шт./удельный вес, %							
		1995–1997	1998–2000	2001–2003	2004–2006	2007–2009	2010–2012	2013–2015	2016–2018
Кабельная ЛЭП	Пробой изоляции кабеля	86/13,7	97/12,9	157/10,6	144/8,3	101/5,4	79/3,21	80/2,85	82/3,2
	Пробой изоляции разделки кабеля	52/8,2	70/9,3	172/11,6	256/14,7	293/15,6	504/20,5	697/24,85	714/27,97
	Обрыв кабеля	34/5,4	36/4,8	64/4,3	37/2,1	68/3,61	75/3,05	77/2,75	56/2,2
	Механическое воздействие	82/13	73/9,7	121/8,2	73/4,2	125/6,66	134/5,45	129/4,6	107/4,2
	Всего	366/58,9	407/54,2	755/51	722/41,5	765/40,7	947/38,52	1076/38,37	1082/42,3
Трансформатор	Пробой изоляции обмоток	38/6	60/8,0	139/9,38	221/12,7	246/13,1	363/14,77	426/15,2	383/15
Электродвигатель	Пробой изоляции обмоток	76/12	100/13,37	246/16,60	424/24,4	483/25,72	682/27,76	825/29,4	694/27,19
Всего		631/100	750/100	1481/100	1739/100	1877/100	2458/100	2805/100	2553/100

фазных замыканий на землю и электротравм по сравнению с 1995 г. увеличилось практически в 3 раза, по сравнению с 2003 г. – в 1,2 раза.

С 2009 по 2015 г. вновь начинается интенсивный рост количества однофазных замыканий на землю и, как следствие, увеличиваются показатели электротравматизма. К 2015 по сравнению с 2009 г. количество однофазных замыканий на землю увеличилось в 1,5 раза, а число электротравм возросло в 1,44 раза.

Данная динамика связана с двумя основными факторами:

– отсутствием проработки вопросов по электромагнитной совместимости нового оборудования, кабельных линий и устройств с реальными условиями эксплуатации на угольных разрезах;

– реструктуризацией угольных разрезов, направленной на оптимизацию структуры управления и технического обслуживания угольных разрезов, что привело к сокращению электротехнического персонала, оттоку опытных специалистов, достигших пенсионного возраста, и к разрушению системы наставничества, что затруднило передачу опыта грамотной и безопасной эксплуатации и ремонта электрооборудования молодым специалистам.

Отсутствие проработки вопросов по электромагнитной совместимости, например, при использовании вакуумных выключателей, привело к использованию низкоэффективной защиты от коммутационных перенапряжений и росту пробоев изоляции электродвигателей [4]. Переход на тиристорные и частотно-регулируемые системы электропривода негативно отразился на качестве электроэнергии из-за наличия высших гармоник тока и напряжения и, как следствие, ухудшилось состояние изоляции кабельных линий и снизилась функциональная надежность микропроцессорных устройств релейной защиты и автоматики, что привело к росту неселективных и ложных срабатываний защит от однофазных замыканий на землю.

Очевидно, что разработка систем, направленных на улучшение электромагнитной обстановки и совместимости на угольных разрезах, позволит снизить количество однофазных замыканий на землю и приведет к уменьшению электротравм.

Например, частичное использование современных гасителей коммутационных перенапряжений типа RC-6,6-0,25/50 УХЛ1 и переход с изолированного режима на резистивный в сетях 6 кВ угольных разрезов позволил обозначить тенденцию к снижению количества однофазных замыканий на землю. Данная тенденция отражена на рис. 1 в периоде с 2015 по 2018 г., количество однофазных замыканий на землю и электротравм в 2018 г. по сравнению с 2015 снизилось соответственно на 10 % и 13 %.

Таким образом, существующая тесная связь электротравматизма с однофазными замыканиями на землю в сети 6–10 кВ угольных разрезов позволит влиять на количество электротравм и условия электробезопасности за счет снижения количества замыканий на землю.

Для разработки технических мероприятий по снижению количества однофазных замыканий на землю был выполнен анализ распределения однофазных замыканий на землю по элементам системы электроснабжения и выявлены основные причины возникновения замыканий на землю.

Распределение по трехлетним периодам однофазных замыканий на землю по элементам системы электроснабжения, повреждение которых было выявлено, показано в табл. 2.

Анализ данных табл. 2 показывает, что за период с 1995 по 2018 г. количество поврежденных элементов распределительных подстанций, приводящих к возникновению ОЗЗ, увеличилось в 1,26 раза.

Количество ОЗЗ, связанных с повреждением воздушных линий, приключательных пунктов и кабельных линий за указанный период соответственно возросло в 2,22; 4,24 и 2,95 раза. При этом пробои изоляции разделок кабелей увеличились в 11 раз. Пробои изоляции обмоток трансформаторов и электродвигателей увеличились соответственно в 10 и 9,13 раза.

Таблица 3. Распределение ОЗЗ, возникающих в системах электроснабжения 6–10 кВ в зависимости от причин ОЗЗ

Table 3. Distribution of SPGSC arising in power supply systems of 6–10 kV depending on SPGSC reasons

Причины ОЗЗ	Количество, шт./удельный вес, %			
	1995–1997	1998–2000	2001–2003	2004–2006
Внешние (грозовые перенапряжения)	50/8	45/6	118/8	122/7
Коммутационные перенапряжения	38/6	60/8	104/7	191/11
Старение изоляции	265/42	323/43	607/41	678/39
Механическое воздействие	63/10	60/8	134/9	157/9
Перенапряжения в режиме ОЗЗ	152/24	186/25	370/25	417/24
Перегрузка	38/6	38/5	104/7	70/4
Неустановленные причины	25/4	38/5	44/3	104/6
Всего	631/100	750/100	1481/100	1739/100

Причины ОЗЗ	Количество, шт./удельный вес, %			
	2007–2009	2010–2012	2013–2015	2016–2018
Внешние (грозовые перенапряжения)	150/8	98/4	84/3	92/3,6
Коммутационные перенапряжения	450/24	738/30	982/30	803/31,5
Старение изоляции	527/28	639/26	589/21	501/19,6
Механическое воздействие	113/6	147/6	112/4	108/4,2
Перенапряжения в режиме ОЗЗ	506/27	639/26	842/30	685/26,8
Перегрузка	75/4	74/3	84/3	287/11,3
Неустановленные причины	56/3	123/5	112/4	77/3
Всего	1877/100	2458/100	2805/100	2553/100

За период с 1995 по 2003 г. основная доля ОЗЗ свыше 67 % приходилась на кабельные и воздушные линии, для трансформаторов и электродвигателей доля ОЗЗ составила 23 %. В период с 2010 по 2018 г. основная доля ОЗЗ была связана с повреждением изоляции воздушно-кабельных линий (48,5 %), трансформаторов и электродвигателей (43 %).

Данное обстоятельство указывает на то, что в последний период наблюдается интенсивное старение изоляции электродвигателей и трансформаторов, которое в первую очередь связано с длительными сроками их эксплуатации.

На интенсивное старение изоляции обмоток трансформаторов и электродвигателей и средний рост пробоев изоляции разделок кабелей оказывают серьезное влияние не только срок их использования, климатические и технологические условия эксплуатации электрооборудования и кабельных линий на угольных разрезах, но и перенапряжения в сетях 6–10 кВ, что подтверждается анализом факторов, приводящих к повреждению изоляции отдельных элементов системы электроснабжения.

Для определения удельного веса отдельных факторов в образовании ОЗЗ были детально проанализированы условия, при которых наступал пробой изоляции электродвигателей, трансформаторов и кабельных линий.

Если пробой изоляции происходил во время грозы, за основополагающий фактор принималось грозовое перенапряжение. Если пробой изоляции был зафиксирован после коммутационных операций, за основу принимали коммутационные перенапряжения. Если пробой изоляции происходил в рабочем режиме, основной причиной пробоя считалось естественное старение изоляции. Механическое воздействие на изоляцию принималось за причину пробоя изоляции, если при осмотре места пробоя были отчетливо видны механические повреждения. За причину многоместных повреждений изоляции в режиме однофазного замыкания на землю принимались перенапряжения, возникающие при дуговом однофазном замыкании на землю. В случае обнаружения повреждений изоляции при срабатывании максимально-токовой защиты основной причиной считалась перегрузка кабельной линии, трансформатора или электродвигателя. Результаты анализа представлены в табл. 3.

Из данных табл. 3 видно, что пробои изоляции кабельно-воздушных линий, электрооборудования, трансформаторов и электродвигателей с 1995 по 2018 г. за счет внешних перенапряжений, старения изоляции и механических воздействий возросли практически в 2 раза. За счет коммутационных перенапряжений и перенапряжений, возникающих в режиме дугового однофазного замыкания на землю, пробои изоляции электродвигателей и элементов в системе электроснабжения соответственно возросли в 21,1 и 4,5 раза.

За счет перегрузки пробои изоляции возросли в 7,6 раза.

Следовательно, для снижения количества однофазных замыканий на землю в системах электроснабжения 6–10 кВ угольных разрезов необходимо исключить многоместные повреждения изоляции, эффективно ограничивать коммутационные перенапряжения и не допускать перегрузок электрооборудования, кабельных и воздушных линий.

Исключение многоместных пробоев изоляции возможно за счет снижения перенапряжений в режиме дугового однофазного замыкания на землю до уровня $2U_H$ и достижения стопроцентной селективности защит от замыканий на землю [4].

Величина коммутационных перенапряжений зависит от типа коммутационного аппарата, типа и мощности электродвигателя и трансформатора, а также от качества электрической энергии в сетях 6–10 кВ, но в первую очередь – от гармонического состава тока нагрузки [5, 6].

Исследования показали, что при коэффициенте несинусоидальности кривой тока, равном 30–50 %, кратность коммутационных перенапряжений может возрасти в 1,5–2 раза по сравнению с условиями коммутации, где в токе нагрузки отсутствуют высшие гармоники [7].

Ограничения перегрузок можно добиться за счет эффективной компенсации реактивной мощности и подавления высших гармоник тока.

Выводы. Таким образом, существенного снижения количества однофазных замыканий на землю в сетях 6–10 кВ и, как следствие, снижения электротравматизма на угольных разрезах можно добиться за счет эффективного ограничения коммутационных перенапряжений, перенапряжений в режиме однофазных замыканий на землю, достижения высокой селективности защит от замыканий на землю и улучшения качества электрической энергии и ограничения перегрузок электрооборудования и кабельных линий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Медведева М. Л., Кузьмин С. В., Кузьмин И. С., Шманев В. Д. Анализ и прогноз аварийности распределительных сетей и электроприемников 6–10 кВ горной отрасли // Надежность и безопасность энергетики. 2017. Т. 2. № 2. С. 120–125.

2. Пичуев А. В., Петухов В. И. Анализ причин электротравматизма на горных предприятиях // Энергетика: эффективность, надежность, безопасность: труды XXI Всерос. науч.-техн. конф. Томск: Скан, 2015. С. 198–200.

3. Ляхомский А. В., Купинов А. Г. Анализ электротравматизма на предприятиях горной отрасли // ГИАБ. 2016. № 2. Спец. вып. 7. С. 3–10.

4. Кузьмин С. В., Зыков И. С., Майнагашев Р. А., Ящук К. П. Анализ аварийности в системах электроснабжения горно-металлургических предприятий Сибири // Горное электрооборудование и электромеханика. 2009. № 3. С. 23–25.

5. Кузьмин С. В., Гаврилова Е. В., Барышников Д. В. Влияние процесса дугогашения в высоковольтных выключателях на величину коммутационных перенапряжений, возникающих в сетях 6–10 кВ горнодобывающих предприятий // Горное электрооборудование и электромеханика. 2009. № 2. С. 38–41.

6. Кузьмин С. В., Меньшиков В. А., Гаврилова Е. В., Коровина М. В., Кузьмин И. С. Влияние типа и мощности электродвигателей и типа выключателей на величину коммутационных перенапряжений, возникающих в сетях 6–10 кВ горнодобывающих предприятий // Горное электрооборудование и электромеханика. 2011. № 3. С. 6–9.

7. Гаврилова Е. В. Совершенствование методов оценки, прогнозирования и средств ограничения коммутационных перенапряжений в системах электроснабжения 6–10 кВ: автореф. дис. … канд. техн. наук. Красноярск, 2011. 20 с.

8. Гаврилова Е. В., Кузьмин С. В., Майнагашев Р. А., Немков С. В. Опыт эксплуатации средств защиты от коммутационных перенапряжений в системах электроснабжения 6 кВ горных предприятий // Горное оборудование и электромеханика. 2011. № 4. С. 53–54.

9. Качесов В. Е. Эскалация перенапряжений в вакуумных выключателях при отключении электродвигателей и их предотвращение с помощью RC-цепочек // Электричество. 2008. № 6. С. 24–35.

10. Кузьмин Р. С. Совершенствование методов и средств снижения однофазных замыканий на землю в распределительных сетях 6–35 кВ промышленных предприятий: автореф. дис. … канд. техн. наук. Красноярск, 2006. 24 с.

11. Барышников Д. В. Экспресс-методы оценки и прогнозирования коммутационных перенапряжений в системах электроснабжения 6–10 кВ промышленных предприятий: автореф. дис. … канд. техн. наук. Красноярск, 2010. 18 с.

12. Меньшиков В. А. Методология исследования коммутационных перенапряжений в системах электроснабжения промышленных предприятий напряжением 6–10 кВ и разработка мероприятий и средств по их ограничению: автореф. дис. … канд. техн. наук. Красноярск, 2006. 22 с.

13. Homce G. T., Cawley J. C. Electrical injuries in the US mining industry, 2000–2009 // Transactions of Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. 2013. Vol. 334. No. 1. P. 367–375.

14. Rappaport E. Does grounding make a system safe? Analyzing the factors that contribute to electrical safety // IEEE Industry Applications Magazine. 2015. Vol. 21. Iss. 3. P. 48–57.

15. Wei Xiangrong. Coal enterprise safety culture on the development of modern miners. Contemporaryminers. Apr. 2011.

Поступила в редакцию 18 июля 2019 года

Сведения об авторах:

Кузьмин Сергей Васильевич – кандидат технических наук, доцент кафедры электрификации горно-металлургического производства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: rutas2004@list.ru

Кузьмин Роман Сергеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры электрификации горно-металлургического производства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: rutas2004@list.ru

Меньшиков Виталий Алексеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры электрификации горно-металлургического производства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: menshikov_va@mail.ru

Умецкая Екатерина Владимировна – кандидат технических наук, доцент кафедры электрификации горно-металлургического производства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: e.v_gavrilova@mail.ru

Кузьмин Илья Сергеевич – старший преподаватель кафедры электрификации горно-металлургического производства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: r1ml@inbox.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-113-123

Single-phase ground short circuits in the 6–10 kV mains and electrical traumas in the coal mines

Kuzmin Sergei V.[1], Kuzmin Roman S.[1], Menshikov Vitalii A.[1], Umetskaia Ekaterina V.[1], Kuzmin Ilia S.[1]

[1] Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

Abstract

Introduction. *This article provides analysis of electrical traumas and single-phase ground short circuits (SPGSC) in the 6–10 kV electrical systems in the period from 1995 to 2018. It has been shown that reduction in the number of SPGSC will improve electrical safety at coal mines.*

Research aim is to determine the interrelation between the indicated factors based on the statistical data in the 6–10 kV mains of coal mines according to SPGSC minor and moderate electrical traumas.

Methodology. *Coal production, development of single-phase ground short circuit and changes in numbers of injuries in the period from 1995 to 2018 have been analyzed making it possible to vividly and qualitatively estimate the dynamics of changes in coal output, the number of SPGSC, electrical traumas and determine the interrelation between these parameters. The discovered interrelation between SPGSC and electrical traumas allows to handle the problem of improving the electrical safety more seriously by means of reducing the number of SPGSC.*

Results. *This article shows the main reasons of single-phase ground short circuit incidence depending on time. The article shows the main ways to lower the amount of single-phase ground short circuit in the 6–10 kV electrical systems of coal mines.*

Summary. *Significant reduction in the number of single-phase ground short circuit in the 6–10 kV electrical systems and, as a consequence, reduction of electrical traumas at coal mines can be achieved by means of effectively limiting switching overvoltage, overvoltage in the mode of single-phase ground short circuit, reaching high selectivity of protection from ground short circuit and improving the quality of electrical energy, and limiting the overloading of electrical equipment and cables.*

Key words: *coal mine; 6–10 kV electrical system; single-phase ground short circuits; electrical traumas.*

REFERENCES

1. Medvedeva M. L., Kuzmin S. V., Kuzmin I. S., Shmanev V. D. Analysis and forecast of accident rate of 6–10 kV distribution grids and power consumers in the mining sector. *Nadezhnost i bezopasnost energetiki = Safety and Reliability of Power Industry*. 2017; 2 (2): 120–125. (In Russ.)
2. Pichuev A. V., Petukhov V. I. Analysing the reasons for electrical traumas at mining enterprises. In: *Power industry: effectiveness, reliability, and safety: Proceedings of 21st All-Russian Sci. and tech*. Conf. Tomsk: Skan Publishing; 2015. p. 198–200. (In Russ.)
3. Liakhomskii A. V., Kupinov A. G. Analysis of electro traumatism on mining enterprises. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; 2 (7): 3–10. (In Russ.)
4. Kuzmin S. V., Zykov I. S., Mainagashev R. A., Iashchuk K. P. The analysis of the accident rate in the system of supplying the mining and metallurgical enterprises of Siberia with the 6–10 kV electric power. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2009; 3: 23–25. (In Russ.)
5. Kuzmin S. V., Gavrilova E. V., Baryshnikov D. V. The influence of the arc extinction process in high-voltage switches on the commutation overvoltage value appearing in the 6–10 kV circuits of mining enterprises. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2009; 2: 38–41. (In Russ.)
6. Kuzmin S. V., Menshikov V. A., Gavrilova E. V., Korovina M. V., Kuzmin I. S. The influence of the type and capacity of electric motors and the type of switches on the value of commutation overvoltage appearing in circuits of 6–10 kV at mining enterprises. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics. 2011; 3: 6–9. (In Russ.)
7. Gavrilova E. V. *Improving the techniques of estimating the forecast and services limiting switching overvoltages in circuits of 6–10 kV: PhD in Engineering Abstr. of Diss*. Krasnoyarsk; 2011. (In Russ.)
8. Gavrilova E. V., Kuzmin S. V., Mainagashev R. A., Nemkov S. V. The experience of operating the protection means against the commutation overvoltage in the systems of supplying mining companies with 6 kV electric power. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2011; 4: 53–54. (In Russ.)
9. Kachesov V. E. Escalation of overvoltages in vacuum circuit breakers during disconnection of electric motors and preventing them using RC-circuits. *Elektrichestvo = Electricity*. 2008; 6: 24–35. (In Russ.)
10. Kuzmin R. S. *Improving the methods and means of reducing single-phase ground short circuits in distribution circuits of 6–35 kV in industrial plants: PhD in Engineering Abstr. of Diss*. Krasnoyarsk; 2006. (In Russ.)
11. Baryshnikov D. V. *Express methods of estimating and forecasting switching overvoltage in 6–10 kV circuits in industrial plants: PhD in Engineering Abstr. of Diss*. Krasnoyarsk; 2010. (In Russ.)
12. Menshikov V. A. *Methodology of investigating switching overvoltage in 6–10 kV circuits of industrial plants and the means of restricting it: PhD in Engineering Abstr. of Diss*. Krasnoyarsk; 2006. (In Russ.)
13. Homce G. T., Cawley J. C. Electrical injuries in the US mining industry, 2000–2009. *Transactions of Society for Mining, Metallurgy, and Exploration*. 2013; 334 (1): 367–375.
14. Rappaport E. Does grounding make a system safe? Analyzing the factors that contribute to electrical safety. *IEEE Industry Applications Magazine*. 2015; 21 (3): 48–57.
15. Wei Xiangrong. Coal enterprise safety culture on the development of modern miners. *Contemporaryminers*. Apr. 2011.

Received 18 July 2019

Information about authors:

Kuzmin Sergei V. – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Electrification of Mining and Smelting Engineering, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: rutas2004@list.ru
Kuzmin Roman S. – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Electrification of Mining and Smelting Engineering, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: rutas2004@list.ru
Menshikov Vitalii A. – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Electrification of Mining and Smelting Engineering, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: menshikov_va@mail.ru
Umetskaia Ekaterina V. – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Electrification of Mining and Smelting Engineering, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: e.v_gavrilova@mail.ru
Kuzmin Ilia S. – senior lecturer, Department of Electrification of Mining and Smelting Engineering, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: r1ml@inbox.ru

Для цитирования: Кузьмин С. В., Кузьмин Р. С., Меньшиков В. А., Умецкая Е. В., Кузьмин И. С. Однофазные замыкания на землю в сетях 6–10 кВ и электротравматизм на угольных разрезах // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 113–123. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-113-123
For citation: Kuzmin S. V., Kuzmin R. S., Menshikov V. A., Umetskaia E. V., Kuzmin I. S. Single-phase ground short circuits in the 6–10 kV mains and electrical traumas in the coal mines. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 112–123 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-113-123

УДК 551.553.98 (571.121) DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-124-132

Об «ощущаемой температуре» воздуха северных регионов России и ее значении при проведении геологоразведочных работ

Иванов К. С.[1]*, Костров Н. П.[1]
[1] Институт геологии и геохимии УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: ivanovks55@ya.ru

Реферат

Цель работы. *Численная оценка «ощущаемой температуры» для арктических и др. холодных регионов России.*

Актуальность работы *обусловлена планированием и проведением геологоразведочных, горных и других видов работ при исследовании и разработке нефтегазовых и других месторождений Арктики.*

Методология *проведенной работы заключается в обобщении результатов предыдущих исследований и использовании новых идей.*

Результаты. *Все меры температурных ощущений можно разделить на те, что основаны на уравнении теплового баланса, и на эмпирические меры. Все без исключения «эффективные» температуры не имеют универсального характера, а их применение оправдано только для территорий, для которых они разрабатывались. Возможным для применения индексом для территорий севера Урала, Сибири и российского сегмента Арктики для оценки холодовой опасности является «приведенная температура» по Адаменко–Хайруллину на основе информации о скорости ветра, температуре воздуха и радиационном балансе. Последний можно измерить доступными актинометрами либо приблизительно оценить из публикаций. Показания шарового термометра дают напрямую ощущаемую температуру при соответственном подборе диаметра сферы. Однако пока нет однозначной универсальной методики подсчета «ощущаемой температуры» воздуха, упоминаемой в метеопрогнозах. Предложена максимально упрощенная формула расчета «ощущаемой температуры» воздуха удобная для практического применения.*

Область применения. *Численная оценка «ощущаемой температуры» необходима при проведении геологоразведочных работ в северных районах России.*

Выводы. *Существует объективная потребность в исчислениях «ощущаемой температуры», в том числе и для принятия оперативных управленческих решений на производствах, работающих в условиях Арктики. Предложены три очень простых, но эффективных формулы для расчета «ощущаемой температуры» воздуха в наибольшей части северных территорий России.*

Ключевые слова: *Арктика; ощущаемая температура; шаровой термометр; ветер; влажность; освещенность.*

Введение (актуальность и цели работы). Исследования Арктики и освоение ее полезных ископаемых (главным образом, газа и нефти) приобрели в последнее время особенную важность и вошли в число наиболее приоритетных задач развития России. Суровые природные условия, и в первую очередь низкие температуры, являются одним из главных препятствий в освоении северных регионов. Так, на полуострове Ямал (главной части газовой провинции страны) зима длится обычно 8 месяцев, и среднемесячные температуры с ноября по апрель изменяются от –20 до –25 °С. Самые холодные месяцы – январь, февраль и март со среднемесячными температурами –24…–26 °С, самые теплые – июль и август со

среднемесячными температурами +5…–6 °С. Для метеостанции Тамбей среднее число дней в году с температурой ниже нуля составляет двести пятьдесят восемь дней. Самая ветреная погода наблюдается осенью и зимой. В это время была зарегистрирована максимальная скорость ветра 110 км/ч [1].

Для планирования и проведения геологоразведочных, горных и других работ в суровом климате весьма важно учитывать температуру воздуха, особенно «ощущаемую температуру», т. е. то, как организм человека реагирует на окружающую среду и, в частности, сколько геологи, геофизики, буровики и др. могут работать на открытом воздухе в тех или иных метеоусловиях без ущерба для здоровья.

Методология (обобщение результатов предыдущих исследований). Прогнозы погоды, кроме обычных показателей, иногда включают в себя показатель «ощущений», который формируется метеорологами на основе сложных вычислений с учетом множества погодных факторов, о смысле которых, как правило, не сообщают. Например, «температура воздуха –7 °С ощущается как –14 °С». Есть множество формул и индексов, сопоставляющих ощущения холода человеком с температурой и влажностью воздуха, а также скоростью ветра зачастую без какого-либо обоснования. Получили широкое распространение различного рода «эффективные», «действующие», «ощущаемые» и др. параметры, с помощью которых результаты этих исследований интерпретировались в терминах, чаще всего никак не определенных и нигде более не употребляющихся [2]. Близки к «эффективным» и прочим температурам и понятия «жесткость погоды» и «ветро-холодовой индекс». Обзор наиболее употребляемых эффективных температур дан в [2–5].

Выработка, по-видимому, первых эмпирических формул и таблиц была вызвана стремлением вооруженных сил США подготовить своих солдат для холодной зимы Западной Европы во время Второй мировой войны. Они обратились к полярным исследователям Полу Сайплу и Чарльзу Пасслу, которые во время второй антарктической экспедиции Р. Бэрда (1939–1941) зимой 1941 г. провели ряд экспериментов. Исследователи оценивали скорость замерзания воды в зависимости от температуры воздуха и скорости ветра. Температура воздуха T во время эксперимента колебалась от –56 до –9 °С, скорость ветра V от 0 до 12 м/с. Ученые вывели достаточно сложную формулу:

$$WCT = 33 + \left(0{,}478 + 0{,}237\sqrt{V} - 0{,}0124V\right)\left(T - 33\right).$$

Эффективные эмпирические температуры, как следует из упомянутых ранее обзоров, разрабатывались для конкретного региона планеты и для жителей этого региона. Даже «эффективные температуры», основанные на уравнении баланса энергии, производимой организмом человека и рассеиваемой в окружающую среду, зависят от многих субъективных факторов. Адаптивные возможности человеческого организма настолько велики в плане приспособления к условиям проживания, что, возможно, имеет смысл говорить даже о региональных «эффективных температурах» [4]. Кроме того, исследуемые параметры зависят от того, находится человек в покое или работает. В зависимости от затрат энергии на производство механической работы ощущения комфорта и дискомфорта при прочих равных условиях (влажность, температура воздуха, скорость ветра, наличие излучающих тел, таких как Солнце, лучевой нагрев от раскаленного металла или ИК-излучателя, одежда и ее качество) будут разными, т. е. будут соответствовать разной «эффективной температуре» или иным подобным индикаторам *переохлаждения–перегрева*. Исчерпывающее физическое обоснование «объективизации» ощущений в связи с погодными условиями дано в [6]. При оценке дискомфорта холодного периода одной из наиболее объективных является «приведенная

температура» по Адаменко–Хайруллину [4]. Приведенная температура [7] учитывает радиационный баланс поверхности тела, смягчающий холодовой дискомфорт, и является такой температурой воздуха в условиях безветрия, при которой теплообмен с открытых частей тела такой же, как при заданном значении температуры воздуха, скорости ветра и радиационного баланса. Соотношения, полученные на основании экспериментальных работ и натурных наблюдений [7], учитывают действие внешних метеорологических факторов на тепловой режим человека и его ответные реакции, в них сделана попытка учета метаболизма и теплопродукции человека.

Приведенная температура, когда радиационными условиями можно пренебречь (полярная ночь, облачный день), рассчитывается по формуле:

$$T_{\text{пр}} = T_{\text{в}} - 8{,}2\sqrt{V}, \tag{1}$$

где $T_{\text{в}}$ – температура воздуха, °С; V – скорость ветра, м/с. В этой формуле учитывается также влажность воздуха, поскольку она получена на основании экспериментов, проведенных в различных климатических условиях (Армения, Ленинград, Якутия, Забайкалье, Антарктида) [7]. Формула (1) была получена при поиске зависимости температуры открытых частей тела (уши, нос, щеки) от температуры воздуха, скорости ветра и радиации, которые являются наиболее значимыми факторами термического режима открытых частей тела человека для холодного времени года. При низких температурах влажность воздуха задана уравнением Магнуса [8] и, следовательно, температурой воздуха. Для этого измерялась температура кожи лица (щека, нос, мочка уха), скорость ветра на уровне лица и радиационная обстановка, связанная с действием коротковолнового излучения. На основании экспериментальных работ [9] была получена зависимость приведенной температуры воздуха $T_{\text{пр}}$ от радиационного баланса B, кал/(см^2 · мин) открытых частей тела и скорости ветра:

$$T_{\text{пр}} = T_{\text{в}} + \Delta T_{\text{пр}}; \tag{2}$$

$$\Delta T(B,V) = \frac{2{,}5B}{0{,}04 + 0{,}01\sqrt[3]{e^V}}; \tag{3}$$

$$\Delta T_{\text{пр}} = \Delta T(B,V) - 8{,}2\sqrt{V}, \tag{4}$$

где e – основание натурального логарифма. Влияние радиационного баланса на приведенную температуру можно оценить исходя из его распределения по месяцам для Арктики [10] и, таким образом, посчитать «приведенную температуру». Для обоснования методики расчета составляющих радиационного баланса в высоких широтах были использованы актинометрические данные наблюдений, опубликованные или взятые из фондов Арктического и Антарктического научно-исследовательского института (ААНИИ), некоторые из которых доступны на сайте ААНИИ (http://voeikovmgo.ru/?option=com_content&view=article&id=783:aktinometrija&catid=43:aktinometrija&lang=ru). С 1963 г., судя по карте (http://wrdc.mgo.rssi.ru/wwwrootnew/wrdc_ru_new.htm), приведенной на сайте Мирового центра радиационных данных, число станций в Российском сегменте Арктики не увеличилось. Можно также приобрести прибор актинометр (http://www.medical-enc.ru/1/aktinometry.shtml) для измерения интенсивности лучистой энергии и оценить величину радиационного баланса самостоятельно.

Авторы считают нужным остановиться на этой «ощущаемой температуре» потому, что исследования, в результате которых были выведены формулы (1)–(4), проведены для зимнего периода условий Сибири и Арктики [7, 9], а формулы были получены на основе анализа температуры кожи человека, которая, по мнению физиологов, является наиболее репрезентативной характеристикой степени комфортности состояния человека.

Теорию теплового баланса человека (см., например, [11]) для оценки «ощущаемой температуры» стремились использовать многие исследователи [6, 7]. Однако вид зависимости коэффициента внешней диффузии от ветра при отрицательных температурах воздуха был известен недостаточно [7]. Также не выяснен вопрос о возможности использования одного и того же коэффициента диффузии для оценки величины потерь тепла на испарение и турбулентный обмен. С. В. Ткачук [4] указывает, что разработанная на основе метода теплового баланса человека эквивалентная физиологическая температура PET для данного места [12] является удачным индексом для оценки теплового комфорта в уличных условиях: в нем учтено полное уравнение теплового баланса, температура внутренних органов, интенсивность потоотделения, влажность кожи, а также метеорологические параметры. Данный индекс является достаточно универсальным, он может быть использован для всех типов климата и как для каждого человека индивидуально, так и для многочисленных групп людей. Но несмотря на все преимущества этого индекса, имеется и существенный недостаток, заключающийся в том, что градации значений эквивалентно-физиологической температуры в литературе приведены для климатических условий Центральной Европы. Поэтому чтобы использовать данный индекс для людей, адаптированных к другому типу климата, для других климатических условий, необходимо провести дополнительные совместные исследования биометеорологов и врачей. Однако П. Хёппэ [12], указывая принципы расчета, к сожалению, не дает явных формул, которые позволили бы повторить вычисления в приведенных примерах.

Какими бы сложными не были процессы в организме и окружающей среде, их вклад в теплообмен на границе *организм–окружающая* среда может быть описан только в терминах, которые фиксируют сами процессы теплообмена [6]. Идеи восходят к работам П. О. Фангера [13].

Активность человека определяется тепловыделением M, а его состояние – суммарными теплопотерями W, показатель комфорта пропорционален разности между тепловыделением и теплопотерями:

$$PVM = A(M - W).$$

Коэффициект A зависит от тепловыделения M. Если $M > W$, то происходит перегрев организма, что выражается в ощущении «тепла» и «жара». В обратном случае имеет место переохлаждение – ощущение «прохлады» и «холода». На основе идей П. О. Фангера разработан стандарт ISO 7730-84 (E), в котором в конечном виде приведены формулы для расчета PVM. Однако тепловой баланс может поддерживать достаточно сильное напряжение систем теплорегуляции, что не будет восприниматься как комфортное состояние. Учитывающий такое напряжение подход предложен в [6]. Решение, какой режим теплорегуляции и насколько интенсивно включить, зависит от сигналов, получаемых терморегуляционным центром от рецепторов, расположенных в разных частях организма. Постоянно работают рецепторы температуры, информирующие центр о тепловом состоянии организма и необходимости принятия мер по его нормализации. Вероятнее всего, степень напряжения тех или иных механизмов терморегуляции определяется со-

вокупностью информации о температуре разных частей тела. Ощущение комфорта должно быть связано с «легкостью» и «естественностью» поддержания теплового баланса с окружающей средой. Е. И. Тимофеева и Г. В. Федорович [6] предлагают в качестве параметра объективизации теплоощущений средневзвешенную температуру кожи и на ее основе вычислять индекс *PVM*+. Связующим звеном между средневзвешенной температурой кожи и индексом являются исследования, которые использовали одну и ту же технику опроса [13, 14] – авторы методик В. И. Кричагин и П. О. Фангер. Однако Е. И. Тимофеева и Г. В. Федорович [6] также не приводят алгоритмов вычислений, позволяющих повторить результаты расчета *PVM*+, приведенные в таблицах. Кроме того, ISO 7730-84 (E) указывает на то, что для корректного вычисления индекса *PVM* температура воздуха не должна быть в интервале от 10 °С до 30 °С.

Удобна для использования канадская шкала «индекса охлаждения», где по вертикали скорость ветра, а по горизонтали – температура воздуха. Так, например, согласно этой шкале, при скорости ветра 10 м/с, $T = -10$ °С ощущается как –20 °С, $T = -25$ °С ощущается как –40 °С (и это «Высокий риск переохлаждения и обморожения открытых участков кожи в течение 5–10 минут»), $T = -40$ °С ощущается как –60 °С (оценивается как «Опасно! Крайне высокий риск переохлаждения и обморожения открытых участков кожи в течение 2 минут»).

Обращает на себя внимание метод оценки «ощущаемой температуры» по измерениям шаровым термометром [2] – сферой Вернона (Horace Middleton Vernon) – с соответственно подобранным коэффициентом конвективного теплообмена на поверхности сферы, равным коэффициенту конвективного теплообмена *кожа–воздух*. Температура внутри шарового термометра [15] определяется из условия баланса кондуктивного и радиационного потоков тепла на поверхности сферы. Поскольку главными из каналов теплообмена, обеспечивающих максимальные потоки тепла, являются кондуктивный теплообмен *кожа–воздух* и теплообмен излучением, то становится ясной целесообразность использования шарового термометра в оценке тепловой обстановки. При этом отпадает необходимость прямого определения радиационной температуры.

Как видно из приведенных ранее работ, эмпирические формулы ощущаемой температуры с точки зрения физиков некорректны. Как можно, например, складывать градусы с метрами в секунду, или что такое экспонента от скорости? Авторы считают, что величины, входящие в эмпирические формулы, следует рассматривать как отвлеченные (безразмерные) параметры, назначаемые баллы, численно совпадающие с соответствующими физическими величинами. Именно в этом смысле следует понимать и дальнейшие рассуждения.

Результаты работы и область их применения. Таким образом, все меры температурных ощущений можно разделить на те, что основаны на уравнении теплового баланса, и на эмпирические меры, целью введения которых была однопараметрическая оценка воздействия на человека различных факторов среды. Все без исключения «эффективные» температуры не имеют универсального характера, а их применение оправдано, как правило, только для территорий, для которых они разрабатывались, поскольку они базируются на определении адаптационных возможностей местного населения.

Возможным для применения индексом для территорий Сибири и российского сегмента Арктики при оценке холодовой опасности является «приведенная температура» по Адаменко–Хайруллину, которая сравнительно проста в вычислении на основе информации о скорости ветра, температуре воздуха и радиационном балансе. Последний можно измерить доступными актинометрами либо приблизительно оценить из публикаций. Показания шарового термометра дают напря-

мую «ощущаемую температуру» при соответственном подборе диаметра сферы. Было бы интересно сравнить показания этого прибора с оценками «приведенной температуры» по Адаменко–Хайруллину. Кроме того, ясно, что теплоотдачу правильнее вычислять по разным формулам (разными способами) для трех отдельных частей тела – открытых (лицо), неплотно закрытых (тело), плотно закрытых (ноги в обуви). Оценки «ощущаемой температуры» на основе требований теплового баланса организма с окружающей средой на данный момент требуют «привязки к местности», скажем, к Арктическим условиям, и дальнейшей проработки.

В целом обзор показывает, что пока нет однозначной универсальной методики подсчета «ощущаемой температуры» воздуха, упоминаемой в метеопрогнозах. Да и сами метеопрогнозы, как известно, далеко не всегда полностью точны.

Итак, как же, например, руководителю геологоразведочных, горных или иных производственных работ в условиях Арктики определить фактическую «ощущаемую температуру» в тот или иной день, здесь и сейчас? Ясно, что все ранее приведенные формулы в таком случае не работают ввиду их сложности и неоднозначности.

Именно поэтому с учетом отмеченных наработок (таблицы и формулы предшественников) и немалого опыта полевых работ в различных условиях сделана попытка максимально упростить формулу расчета «ощущаемой температуры» воздуха. И в первом приближении эта температура $T_{\text{ощ}}$ может быть определена по формуле:

$$T_{\text{ощ}} = T_{\text{воздух}} - V_{\text{ветер}}, \tag{5}$$

где $T_{\text{воздух}}$ – температура воздуха вне помещений (но в «ветровой тени», т. е. без ветра) в градусах Цельсия, $V_{\text{ветер}}$ – скорость ветра в метрах в секунду. Например, температура воздуха –10 °С, ветер 7 м/с, тогда $T_{\text{ощ}}$ = –17 «градусов» (ощущается как минус 17 градусов). Или температура воздуха +2 °С, ветер 10 м/с, $T_{\text{ощ}}$ = –8 «градусов» (ощущается как минус 8 градусов). Эта наипростейшая формула справедлива для большинства регионов страны, расположенных в умеренных и северных широтах, т. е. в диапазоне от –15 °С до +15 °С.

Однако для условий Арктики (или же для весьма низких температур, т. е. ниже –15 °С) эта формула слишком проста. При весьма низких температурах «отрицательное» значение ветра еще более возрастает (коэффициент ~1,5), а также необходимо учитывать условия освещенности и осадки. Итак, $T_{\text{ощАрк}}$ («ощущаемая температура» воздуха Арктики) в первом приближении:

$$T_{\text{ощАрк}} = T_{\text{воздух}} - 1{,}5V_{\text{ветер}} - O_{\text{в}} - O_{\text{с}}, \tag{6}$$

где $T_{\text{воздух}}$ – температура воздуха вне помещений, в градусах Цельсия; $V_{\text{ветер}}$ – скорость ветра, в метрах в секунду; $O_{\text{в}}$ – освещенность, в баллах (солнце – 0; пасмурно – 1; сумерки – 2; глубокие сумерки или лунная ночь – 3; ночь, включая полярную – 4); $O_{\text{с}}$ – осадки (дождь, снег) в баллах, от нуля (без осадков) до сильнейшего ливня, снегопада или вьюги – 4 балла. Наибольшие дебаты в формуле (6) вызвал коэффициент учета скорости ветра. И хотя авторами он был принят (с учетом экспериментальных данных) как 1,5, но высказывались мнения, что данный коэффициент должен быть как 2,0, так и 1,0 (и даже менее). Так, последнюю из точек зрения выразил при обсуждении данной статьи канд. геол.-мин. наук Е. В. Бурлаков, имеющий 15-летний опыт круглогодичной работы и проживания на Приполярном Урале. Очевидно, здесь нужны дополнительные экспериментальные исследования, до их проведения принимается «коэффициент ветра»,

равный 1,5. Например, температура воздуха –20 °С, ветер 8 м/с, полярная ночь, сильный снегопад, тогда $T_{\text{ощАрк}} = -20 - 1{,}5 \cdot 8 - 4 - 3 = -39$ (ощущается как минус 39 градусов).

В формулу (6) не включен учет влажности. Обычно считается, что, хотя субъективные ощущения человека сильно зависят от влажности, большинство населенных пунктов и промышленных территорий, где требуется оценка жесткости погоды, располагаются в зонах континентального климата, поэтому влиянием влажности воздуха чаще всего пренебрегают. Однако значительную часть российской Арктики составляют полярные моря и приморские территории, где пренебрегать наличием влажности воздуха неправильно. Поэтому итоговая простая формула для российской Арктики может быть выражена так:

$$T_{\text{ощАрк}} = T_{\text{воздух}} - 1{,}5V_{\text{ветер}} - O_{\text{в}} - O_{\text{с}} - \text{Вл}, \quad (7)$$

где Вл – относительная влажность воздуха: 0 баллов при относительной влажности до 60 %, 1 балл – от 61 до 70 %, 2 балла – от 71 до 80 %, 3 балла – от 81 до 90 % и 4 балла – более 90 %.

Эффективность формул (5)–(7) оценивалась методом сравнения ощущений геологов с большим опытом работы на Полярном и Приполярном Урале с величинами, получаемыми из формул.

Выводы. Итак, в измерениях и исчислениях «ощущаемой температуры» нет единых подходов. Главным образом постольку, поскольку в самом понятии «ощущаемая температура» изначально заложено противоречие. Это попытки оцифровать субъективные ощущения, которые всегда разнятся у разных наций, людей, и даже у одного и того же человека (в зависимости от самочувствия). Тем не менее попытка вывести универсальную формулу, по всей видимости, правомерна. Поскольку, во-первых, оцифровка всего и вся (включая и ощущения) это сейчас один из наиглавнейших трендов, а во-вторых, есть объективная потребность в определении «ощущаемой температуры» как в быту, так и на производстве, в том числе и для принятия оперативных управленческих решений на предприятиях, работающих в условиях Арктики. Предложены три простых, но эффективных формулы (5)–(7) для расчета «ощущаемой температуры» воздуха на наибольшей части территории страны. На основании работ [7, 9], исследований, которые суммированы в канадской шкале индекса переохлаждения, а также из анализа субъективных ощущений геологов, имеющих многолетний опыт круглогодичной работы в суровых условиях Приполярного Урала, сделан вывод о настоятельной рекомендации постоянного использования утепляющей маски для лица при «ощущаемой температуре» ниже минус 30 градусов.

Исследования проведены при поддержке РФФИ (программа «Арктика», проект № 18-05-70016).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Имшенецкий В. В., Орлов Ю. Н. Технология СПГ – перспективный вариант освоения ресурсов газа полуострова Ямал. Москва, 2007. 220 с. URL: http://gasforum.ru/knizhki/589/ (дата обращения 10.09.2019).

2. Федорович Г. В. Оценка тепловой обстановки с помощью шарового термометра // Безопасность и охрана труда. 2011. № 1. С. 68–71. URL: https://ntm.ru/control/108/7803 (дата обращения 10.09.2019).

3. Ткачук С. В. Сравнительный анализ биоклиматических индексов для прогноза с использованием мезомасштабной модели // Ученые записки Российского государственного гидрометеорологического университета. 2011. № 20. С. 109–118.

4. Ткачук С. В. Обзор индексов степени комфортности погодных условий и их связь с показателями смертности // Труды Гидрометеорологического науч.-исслед. центра Российской Федерации. 2012. Вып. 347: Гидрометеорологические прогнозы. С. 223–245.

5. Auliciems A., Szokolay S. V. Thermal comfort // PLEA Notes. 2007. P. 66. URL: http://www.plea-arch.org/wp-content/uploads/PLEA-NOTE-3-THERMAL-COMFORT.pdf (дата обращения 10.09.2019).

6. Тимофеева Е. И., Федорович Г. В. Экологический мониторинг параметров микроклимата. М.: НТМ-Защита, 2005. 212 с.
7. Адаменко В. Н., Хайруллин К. Ш. Проблемы биоклиматической оценки суровости погоды и мелиорация микроклимата застройки // Труды ГГО. 1973. Вып. 306. С. 3–18.
8. Панин Б. Д., Репинская Р. П. Прогноз влажности, облачности и осадков: конспект лекций. Л.: ЛПИ, 1982. С. 47.
9. Хайруллин К. Ш. Биоклиматическая оценка суровости погоды при отрицательных температурах воздуха // Проблемы зимоведения. 1972. Вып. 4. С. 54–55.
10. Гаврилова М. К. Радиационный климат Арктики. Л.: Гидрометеоиздат, 1963. 224 с.
11. Будыко М. И. О тепловом балансе живых организмов // Изв. АН СССР. Сер. География. 1959. № 1. С. 29–35.
12. Höppe P. The physiological equivalent temperature – a universal index for the biometeorological assessment of the thermal environment // Int. J. Biometeorol. 1999. Vol. 43. P. 71–75. URL: https://doi.org/10.1007/s004840050118 (дата обращения 10.09.2019).
13. Fanger P. O. Thermal comfort. McGraw-Hill, New York, 1972.
14. Кричагин В. И. Принципы объективной оценки теплового состояния организма // Авиационная и космическая медицина. М., 1963. С. 310–314.
15. Федорович Г. В. Оценка тепловой обстановки с помощью шарового термометра // Безопасность и охрана труда. 2011. № 1. С. 68–71.

Поступила в редакцию 26 сентября 2019 года

Сведения об авторах:

Иванов Кирилл Святославич – доктор геолого-минералогических наук, главный научный сотрудник лаборатории региональной геологии и геотектоники Института геологии и геохимии УрО РАН. E-mail: ivanovks55@ya.ru
Костров Николай Павлович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории региональной геологии и геотектоники Института геологии и геохимии УрО РАН. E-mail: kostrov65@ya.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-124-132

On air "sensed temperature" in Russia's northern regions and its significance for geological prospecting

Kirill S. Ivanov[1], Nikolai P. Kostrov[1]
[1] Institute of Geology and Geochemistry UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Research aim *is digital estimation of air "sensed temperature" for Arctic and other cold areas of Russia.*
Relevance of the work *is determined by Arctic geological survey for oil and gas prospecting.*
Research methodology *includes the generalization of the results of previous studies and the application of some new ideas.*
Results. *All measures of temperature senses can be divided into two classes: those based on the thermal balance equation and empirical ones. Without exception, no "effective" temperatures have a universal character and their use is good only for those regions for which they were developed. For Siberia and Russian Arctic segment, it is possible to apply "reduced temperature" by Adamenko-Khairullin based on information on wind speed, air temperature and radiation balance. The latter can be measured with actinometers or estimated from publications. Sphere thermometer readings give directly sensed temperature provided that the sphere has a proper diameter. Nevertheless there is not onevalued universal methodology to calculate air "sensed temperature" mentioned in weather forecast. The authors simplified "sensed temperature" calculations as much as possible. Field of implementation. Digital estimation of air "sensed temperature" is essential for geological prospecting in the northern territories of Russia.*
Conclusion. *There is an objective need in "sensed temperature" calculations including operational decisions in industries working in Arctic conditions. Three simple but effective formulas for "sensed temperature" of air were supposed for the biggest part of Russia's northern territories.*

Key words: *Arctic; sensed temperature; sphere thermometer; wind; humidity; illuminance.*

Acknowledgements. Research has been carried out with the support from Russian Foundation for Basic Research (Program Arctic, project no. 18-05-70016).

REFERENCES

1. Imshenetskii V. V., Orlov Iu. N. *LNG technology is a promising variant of developing gas resources in the Yamal peninsular*. Moscow; 2007. Available from: http://gasforum.ru/knizhki/589/ [Accessed 10 September 2019]. (In Russ.)

2. Fedorovich G. V. Estimating thermal environment with the help of a sphere thermometer. *Bezopasnost i okhrana truda = Occupational Safety and Health*. 2011; 1: 68–71. Available from: https://ntm.ru/control/108/7803 [Accessed 10 September 2019]. (In Russ.)

3. Tkachuk S. V. Comparative analysis of bioclimatic indexes for prediction using a mesoscale model. *Uchenye zapiski Rossiiskogo gosudarstvennogo gidrometeorologicheskogo universiteta = Proceedings of Russian State Hydrometeorological University*. 2011; 20: 109–118. (In Russ.)

4. Tkachuk S. V. The review of weather comfort indexes and their relationship with mortality rates. *Gidrometeorologicheskogo nauchno-issledovatelskogo tsentra Rossiiskoi Federatsii = Proceedings of the Hydrometcenter of Russia*. 2012; 347: 223–245. (In Russ.)

5. Auliciems A., Szokolay S. V. Thermal comfort. *PLEA Notes*. 2007; 66. Available from: http://www.plea-arch.org/wp-content/uploads/PLEA-NOTE-3-THERMAL-COMFORT.pdf [Accessed 10 September 2019].

6. Timofeeva E. I., Fedorovich G. V. *Ecological monitoring of the parameters of microclimate*. Moscow: NTM-Zashchita Publishing; 2005. (In Russ.)

7. Adamenko V. N., Khairullin K. Sh. Problems of bioclimatic estimation of weather severity and housing microclimate melioration. *Trudy GGO = Proceedings of MGO*. 1973; 306: 3–18. (In Russ.)

8. Panin B. D., Repinskaia R. P. *The forecast of humidity, cloudiness, and precipitation: compendium of lectures*. Leningrad: LPI; 1982. (In Russ.)

9. Khairullin K. Sh. Bioclimatic estimation of weather severity at sub-zero air temperature. *Problemy zimovedeniia = Problems of Winter Study*. 1972; 4: 54–55. (In Russ.)

10. Gavrilova M. K. *Radiation climate of the Arctic*. Leningrad: Gidrometeoizdat Publishing; 1963. (In Russ.)

11. Budyko M. I. On the thermal balance of life forms. *Izvestiia AN SSSR = Proceedings of AS USSR*. Ser. Geography. 1959; 1: 29–35. (In Russ.)

12. Höppe P. The physiological equivalent temperature – a universal index for the biometeorological assessment of the thermal environment. *Int. J. Biometeorol*. 1999; 43: 71–75. Available from: https://doi.org/10.1007/s004840050118 [Accessed 10 September 2019].

13. Fanger P. O. *Thermal comfort*. McGraw-Hill, New York, 1972.

14. Krichagin V. I. The principles of objective estimation of body thermal status. *Aviatsionnaia i kosmicheskaia meditsina = Aerospace Medicine*. Moscow; 1963: 310–314. (In Russ.)

15. Fedorovich G. V. Estimation of thermal environment with the help of a sphere thermometer. *Bezopasnost i okhrana truda = Occupational Safety and Health*. 2011; 1: 68–71. (In Russ.)

Received 26 September 2019

Information about authors:

Kirill S. Ivanov – DSc (Geology and Mineralogy), senior researcher of the laboratory of Regional Geology and Geotectonics, Institute of Geology and Geochemistry UB RAS. E-mail: ivanovks55@ya.ru
Nikolai P. Kostrov – PhD (Engineering), senior researcher of the laboratory of Regional Geology and Geotectonics, Institute of Geology and Geochemistry UB RAS. E-mail: kostrov65@ya.ru

Для цитирования: Иванов К. С., Костров Н. П. Об «ощущаемой температуре» воздуха северных регионов России и ее значении при проведении геологоразведочных работ // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 124–132. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-124-132
For citation: Ivanov K. S., Kostrov N. P. On air “sensed temperature” in Russia’s northern regions and its significance for geological prospecting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 124–132 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-124-132

УДК [556.3:622]:658.382.3 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-133-141

Исследование гидрогеологических условий для обеспечения безопасности при разработке Соколовского железорудного месторождения

Далатказин Т. Ш.[1]*, Каюмова А. Н.[1, 2]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
[2] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: 9043846175@mail.ru

Реферат

Введение. *Сложные гидрогеологические условия горного массива Соколовского месторождения определяют необходимость постоянного поиска новых решений повышения промышленной безопасности. В настоящее время имеется значительный объем информации об инженерно-геологических условиях горного массива месторождения, на основании которой разработаны мероприятия для обеспечения промышленной безопасности и технологические решения добычи полезного ископаемого.*

Цель работы. *С целью определения дальнейшей тактики обеспечения безопасного ведения горных работ выполнен анализ информации о гидрогеологических и инженерно-геологических условиях Соколовского месторождения.*

Методология. *В статье подробно описано геологическое строение Соколовского месторождения. Выявлены факторы, опасные для ведения горных работ: неосушенные гидрогеологические горизонты и комплексы, карст, тиксотропные породы, присутствующие в разрезе. Эти факторы создают условия накопления и прорыва водно-грязевых масс в подземный рудник. Подавляющее количество прорывов песчано-глинистых отложений приходится на основные добычные горизонты в выработки выпуска и доставки.*

Результаты. *Определены направления дальнейших исследований механизма формирования и реализации опасных явлений в геологической среде месторождения, направленные на совершенствование мер предотвращения катастрофических событий и средств обеспечения безопасности персонала.*

Выводы. *Сегодня на стадии разработки месторождения обозначилась необходимость детального изучения конкретных гидрогеологических и геомеханических условий с целью повышения эффективности дренажных мероприятий на локальных участках массива, планируемых для организации добычи руды.*

Ключевые слова: *водоносный горизонт; подземные выработки; глина; тиксотропия; карст; промышленная безопасность; прорывы воды.*

Введение. В мировой практике недропользования известны многочисленные случаи катастроф, связанных с прорывом воды и шлама в подземные горные выработки. За рубежом это, например, затопление рудника «Муфулира» в Замбии (1970) [1], затопление рудника «Лассинг» в Австрии (1988) [2], прорыв водно-грязевых масс при строительстве железнодорожного тоннеля Есангуань в Китае (2007) [3].

Рудник «Муфулира» – одно из крупнейших предприятий, добывающих медную руду. Здесь в мульду оседания поверхности многие годы складировались флотационные хвосты обогатительной фабрики. В 1970 г. в этом хвостохранилище находилось 19,6 млн т отвальной массы полужидкой консистенции. В сентябре 1970 г. жидкий шлам прорвался в подземные выработки. Погибло 89 шахтеров. Рудник был полностью выведен из строя. Причиной катастрофы явилось

образование воронки обрушения под восточной частью дна хвостохранилища вследствие сдвижения обрушенных ранее пород висячего бока при отработке верхней части месторождения.

В 1998 г. в Австрии на руднике по добыче талька «Лассинг» произошла подобная катастрофа – обрушение подработанной породной толщи. Рудник был затоплен шламом обогатительной фабрики. Добычные работы велись на глубинах 586 и 626 м от поверхности. Погибло 12 человек.

В 2007 г. при строительстве железнодорожного тоннеля Есангуань в Китае водно-грязевые массы объемом 150 000 м^3 стали причиной смерти 10 человек и привели к остановке строительства на 6 месяцев [3].

В экономике Республики Казахстан добыча полезных ископаемых занимает существенное место. Обеспечение безопасности при ведении горных работ является первостепенной задачей. В последние годы в Казахстане наблюдается тренд на снижение уровня производственного травматизма, при этом по сравнению с другими отраслями народного хозяйства в горнодобывающей промышленности количество пострадавших выше [4, 5].

С целью обеспечения безопасности ведения горных работ при разработке Соколовского месторождения магнетитовых руд руководство предприятия инициировало исследования вмещающего горного массива. Особенностью месторождения являются сложные гидрогеологические и инженерно-геологические условия.

История разработки Соколовского месторождения подземным способом начинается с 1975 г. До 1998 г. на шахте применялась система отработки с закладкой выработанного пространства, а после – система с обрушением.

За период освоения месторождения регулярно проводились исследования гидрогеологических и инженерно-геологических условий, направленных на обеспечение промышленной безопасности [6–12], но острота проблемы безопасности ведения горных работ сохраняется.

Цели и методы исследований. С целью определения дальнейшей тактики обеспечения безопасного ведения горных работ выполнен анализ информации о гидрогеологических и инженерно-геологических условиях Соколовского месторождения.

К опасным условиям на подземном руднике относятся: опасность прорывов обводненных песчано-глинистых отложений; опасность прорывов вследствие наличия карстов.

Для обеспечения промышленной безопасности исследуются природа и механизм приведенных факторов [6–9].

Проведение исследований. Горный массив Соколовского месторождения сложен сверху вниз песчано-глинистыми отложениями, опоками, песчаниками, карстующимися известняками, а ниже – магматическими горными породами.

На месторождении выделяются (сверху вниз) следующие основные гидрогеологические подразделения:

Олигоценовый водоносный горизонт. Информация по олигоценовому горизонту в пределах шахтного поля противоречива. По одним данным, он пространственно не выдержан и встречается в отдельных, иногда сообщающихся между собой, понижениях кровли водоупорных пород, представленных чеганскими глинами. По другим источникам, горизонт в пределах шахтного поля распространен повсеместно.

Олигоценовый горизонт представлен песками, гранулометрический состав которых изменяется от мелко- до крупнозернистой фракции. Коэффициент фильтрации изменяется от 2 до 6 м/сут, мощность – от 0 до 9 м. Кровля песков пере-

крыта миоценовыми глинами. Подошва песков залегает на глинах чеганской свиты. Воды горизонта напорные. Питание осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков. В пределах шахтного поля горизонт не осушен и частично дренируется в подземное пространство так называемыми «большими дренами», сформировавшимися в процессе обрушения горных пород.

Водоупорный чеганский (эоцен-олигоценовый) горизонт подстилает олигоценовый горизонт. В районе месторождения чеганский горизонт распространен повсеместно. Представлен плотными глинами мощностью в среднем 20 м. По минеральному составу глины относятся к монтмориллонитовой группе.

Эоценовый водоносный горизонт расположен ниже чеганского водоупорного горизонта. Сложен опоками и песчаником. В пределах шахтного поля сдренирован.

Верхнемеловой водоносный горизонт имеет региональное распространение и приурочен к кварцевым пескам. При отработке с обрушением критерием исключения прорывов обводненных песчано-глинистых отложений из мелового горизонта в подземные выработки была определена 8-метровая величина остаточных столбов воды над зоной первоначального обрушения. Осушение горизонта в пределах шахтного поля решается внешним и внутренним дренажными контурами, оборудованными сквозными фильтрами и восстающими скважинами [13].

Водоупорный нижнемеловой горизонт подстилает водоносный верхнемеловой горизонт. Сложен лигнитовыми глинами мощностью 10–20 м.

Водоносный комплекс палеозойских пород имеет повсеместное распространение и залегает ниже водоупорного нижнемелового горизонта. Через эрозионные окна последнего водоносный комплекс палеозойских пород имеет гидравлическую связь с водоносным меловым горизонтом. Водовмещающие породы палеозойского комплекса магматического, метаморфического и осадочного происхождения: порфириты, диабазы, сланцы, конгломераты, туфы, аргиллиты, известняки, песчаники. В кровле палеозоя залегают глины коры выветривания мощностью от 1 до 70 м. Водоносность палеозойских пород связана с открытой трещиноватостью. Палеозойские породы в районе месторождения имеют вертикальную зональность по коэффициенту фильтрации, значения которого уменьшаются с глубиной от 2,0 до 0,0005 м/сут. Повышенная водообильность палеозойского горизонта наблюдается в зонах тектонических нарушений и на участках развития карста в известняках.

Известняки развиты в лежачем боку месторождения к западу от рудной зоны и прослеживаются полосой от 250 до 600 м вдоль месторождения при мощности 300–500 м.

Выявленные факторы, опасные для ведения горных работ.

Первый – наибольшую опасность представляют прорывы обводненных песчано-глинистых отложений, проявление, масштаб и скорость распространения которых непредсказуемы [7]. Опасность прорывов связана с аккумуляцией олигоценовых и меловых подземных вод в воронках обрушения при образовании ниже дна воронки «пробки» из глин. При этом олигоценовый горизонт в пределах шахтного поля системно не изучался. Для уменьшения в воронках количества воды они засыпаются скальными породами, но это не решает проблему полностью. Присутствие на дне воронки чеганских глин и воды, геодинамические подвижки, вибровоздействие от взрывов формирует механизм прорывов песчано-глинистых отложений в очистное пространство. Этот механизм определяется тем, что чеганские глины на 40 % состоят из монтмориллонита [14]. Характерным признаком кристаллической решетки монтмориллонита является переменное содержание воды, изменяющееся в зависимости от влажности окружающей среды, что определяет его тиксотропность [12]. Тиксотропность – физико-хими-

ческое явление, возникающее в дисперсных породах и выражающееся в их разжижении и потере прочности при внешнем динамическом воздействии и быстром восстановлении прочности при его отсутствии. Благодаря тиксотропности увлажненные чеганские глины на дне воронок обрушения при механическом воздействии легко проходят через разуплотненную толщу скальных палеозойских пород в очистное пространство. Здесь структурные связи восстанавливаются [16–22]. В настоящее время опасность, возникающая вследствие тиксотропности чеганских глин, в практической деятельности предприятия не учитывается.

Второй – закритичное значение высот остаточных водяных столбов мелового горизонта. Со временем эффективность внешнего и внутреннего дренажных контуров снизилась из-за механической и химической кольматации фильтров и прифильтровой зоны значительной части водопонизительных скважин, и высота столбов воды в северной части внешнего контура достигает 15 м.

Третий – опасность прорывов воды вследствие наличия карста. Уже на стадии проектирования подземный рудник был признан потенциально опасным по внезапным прорывам воды из карстовых пустот. Размер карстовых полостей изменяется от нескольких до сотен метров. На глубину развитие карста прослежено до отметки –247 м (по материалам А. В. Крутикова, Н. И. Соломина, Т. В. Ушаковой). При этом уровень подземных вод комплекса палеозойских пород на месторождении снижен до отметки –60 м и лишь на отдельных участках центральной и южной части – до горизонта –120 м (М. М. Бураков, 2017). Из этого следует, что карстующиеся известняки, расположенные в основном в северной части рудника, осушены, как и другие палеозойские породы, только до отметки –60 м. Здесь известняки наиболее водообильны, а древний карст развит в двух формах – поверхностной и глубинной.

Поверхностный карст прослеживается по известнякам более чем на 200 м в глубину от поверхности палеозойских пород. Представлен он воронками, которые с глубиной переходят в колодцы и шахты. Карстовые воронки наблюдаются в основном вдоль контактов известняков с рудной зоной и по тектоническим нарушениям. Карст заполнен глинами коры выветривания.

Глубинный карст представлен карстовыми полостями. На северном фланге горного массива шахты прослежена полость в интервале глубин от –17,6 до –247 м, т. е. по вертикали размер полости составляет более 230 м.

Динамика дебитов скважин, вскрывших карстовые полости и имеющих гидравлическую связь с палеозойским водоносным горизонтом, характеризовалась двумя периодами. В первый период дебиты скважин были обусловлены статическими запасами карстовых полостей, а в течение второго периода – динамическими запасами палеозойского водоносного комплекса. Вместе с тем водоизлив из ряда скважин, вскрывших карстовые полости после срабатывания статических запасов, прекращался. Из этого следует, что были вскрыты изолированные, заполненные водой полости (С. В. Кравчук, В. Н. Квачев). Такие полости даже при осушении окружающего массива являются потенциальным источником прорывов [10, 22]. При ведении очистных работ в зоне карстующихся известняков возможны прорывы подземных вод в горные выработки. Предпосылками прорывов в данном случае являются взрывные работы и процесс формирования мульды сдвижения.

Четвертый – дальнейшее развитие горных работ приведет к увеличению площади зоны сдвижения горных пород, что вызовет увеличение модуля подземного стока и поступление инфильтрационных вод в горные выработки [22].

В соответствии с требованиями *Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразве-*

дочные работы (далее *Правил промышленной безопасности*) [23] не допускается нахождение в горных выработках, состояние которых представляет опасность для людей. Исключением являются случаи выполнения работ по устранению подобных источников опасности с применением дополнительных средств защиты. Для дальнейшего безопасного производства работ на руднике необходимо исследовать гидрогеологические особенности Соколовского месторождения.

Результаты исследований. В результате исследования особенностей гидрогеологических и инженерно-геологических условий горного массива Соколовского месторождения получены данные, позволившие уточнить условия разработки месторождения с учетом перспективы развития горных работ, определить направление и тактику дальнейших исследований для разработки мер безопасности при ведении горных работ.

На основе полученных данных предлагается проведение мероприятий по снижению вероятности прорывов обводненных песчано-глинистых отложений: определяются границы опасных по прорывам зон, горные и буровые работы в опасных зонах для спуска воды и затопленных выработок выполняются в соответствии с проектами.

Проекты, в соответствии с требованиями *Правил промышленной безопасности* [23], содержат мероприятия по обеспечению безопасности работ:

– меры по безопасности работ и защите от прорывов воды;

– очередность проходки горных выработок, дренажных и опережающих скважин, их параметры;

– местонахождение выработок, опасных по прорывам воды;

– местонахождение скважин и перемычек.

Для обеспечения безопасности горных работ на участках, опасных в отношении прорыва в выработки, предусмотрен следующий особый порядок ведения работ:

– предварительно производится бурение передовых разведочных скважин с постоянным опережением не менее 10 м, при этом бурение опережающих скважин производится под непосредственным наблюдением лиц контроля, в том числе из числа работников вентиляционного контроля;

– скважины, пересекающие водоносные горизонты, за исключением наблюдательных, в обязательном порядке тампонируются, для этого организация, проводящая буровые работы, составляет геологический отчет, в котором отражает на планах и в каталогах координат местоположение устьев, забоев и пересечений залежей и выработок всеми буровыми скважинами.

Там, где проявления обводненных песчано-глинистых отложений представляют собой наибольшую опасность, действующие горные выработки, околоствольные дворы и главные водоотливные установки ограждаются от остальных выработок шахты водонепроницаемыми перемычками. Дополнительно требованиями Правил промышленной безопасности [23] регламентируется система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала, которая должна быть работоспособна до аварии, во время аварии и после ликвидации аварии.

Для повышения безопасности горных работ необходим постоянный контроль выполнения требований промышленной безопасности горных работ. Контроль осуществляется со стороны действующих ответственных лиц предприятия, а также со стороны органов государственного надзора.

Однако для повышения эффективности прогноза формирования и реализации прорывов обводненных песчано-глинистых отложений в конкретных участках массива необходимы исследования геологической среды с целью предотвраще-

ния этих опасных проявлений, совершенствования мер и средств обеспечения безопасности персонала. Неосушенный олигоценовый горизонт, наличие локальных сосредоточений значительных запасов подземных вод в воронках обрушения, карстовых полостях, тиксотропность пород, процесс сдвижения определяют угрозу внезапных прорывов обводненных песчано-глинистых отложений.

Выводы. В настоящее время накоплен значительный объем информации об инженерно-геологических условиях горного массива месторождения [6–9, 11, 12], но проблема обеспечения безопасности полностью не снята. При этом мероприятия в масштабах всего шахтного поля неоправданно дороги. Так, для поиска решений обеспечения безопасности необходимы, например, детальные исследования олигоценового горизонта, сосредоточенные на локальных участках планируемых к отработке рудных блоков.

В целом по объекту для повышения безопасности горных работ необходимо:

– выполнить исследования по изучению олигоценового горизонта на локальных участках горного массива шахтного поля, потенциально опасных по прорывам обводненных песчано-глинистых отложений;

– выявить и изучить основные пути миграции подземных вод в пределах массива месторождения с целью их перехвата для осушения локальных участков по мере необходимости;

– изучить возможность изменения технологических параметров взрывных работ для предотвращения тиксотропного разуплотнения глинистых отложений в зоне обрушения с целью исключения прорывов песчано-глинистых отложений в очистное пространство;

– обеспечить опережающее выявление участков карстующихся пород в зоне влияния горных работ и выполнение соответствующих мероприятий по обеспечению требований охраны труда и промышленной безопасности.

Работа выполнена в рамках государственного задания № 075-00581-19-00. Тема № 0405-2019-0007. Тема 3.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Головачев Н. К. Катастрофа на руднике «Муфулира» // Горный журнал. 1971. № 11. С. 74–75.

2. Дорн Э. Анализ аварии на руднике Лассинг, Австрия // ГИАБ. 2003. № 7. С. 22–23.

3. Li Shucai. New development on ahead prospecting water and mud inrush in tunneling // FEFU: School of Engineering Bulletin. 2016. No. 2/27. P. 10–17. URL: https://www.dvfu.ru/en/vestnikis/archive-edition/2-27/2/ (дата обращения 29.05.2019).

4. Общий производственный травматизм в Казахстане за последние 5 лет снизился на 23,3 % // Официальный сайт Премьер-министра Республики Казахстан 26.07.2016. URL: https://primeminister.kz/ru/news/zdravoohranenie/obshchii-proizvodstvennii-travmatizm-v-kazahstane-za-poslednie-5-letsnizilsya-na-233-mzsr-rk-12564 (дата обращения 29.05.2019).

5. Мы пренебрегаем безопасностью труда // Сайт Inbusiness.kz. URL: https://inbusiness.kz/ru/news/%C2%ABmy-prenebregaem-bezopasnostyu-truda%C2%BB (дата обращения 25.05.2019).

6. Усанова А. В. Особенности исследования деформаций поверхности при подземной разработке Соколовского железорудного месторождения на основе архивных радарных снимков // Маркшейдерия и недропользование. 2018. № 3. С. 29–35.

7. Усанов С. В., Крутиков А. В., Мельник В. В. Обеспечение промышленной безопасности при разработке Соколовского железорудного месторождения подземным способом в условиях обводненной налегающей толщи // Проблемы недропользования. 2018. № 4. С. 82–89. DOI: 10.25635/2313-1586.2018.04.082.

8. Балек А. Е., Сашурин А. Д., Харисов Т. Ф. Совершенствование подземной разработки Соколовского месторождения системами с обрушением в условиях обводненных налегающих пород // Проблемы недропользования. 2019. № 1. С. 5–13.

9. Ефремов Е. Ю. Обоснование критерия завершения процесса воронкообразования // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 12–21.

10. Мельник В. В. Диагностика карстопроявлений при проведении инженерно-геологических изысканий // ГИАБ. 2010. № 7. С. 275–278.

11. Едигенов М. Б. Гидрохимические георискі центральной промплощадки АО «ССГПО» // Горный журнал Казахстана. 2015. № 10. С. 12–15.

12. Едигенов М. Б. Рекомендации по осушению горных выработок, ведению мониторинга и охране окружающей среды на Ломоносовском месторождении железных руд // Геология и охрана недр. 2015. № 1(54). С. 54–64.

13. Исаченко О. С., Верин С. В., Раков А. И. Соколовский подземный рудник // Горный журнал. 2004. № 7. С. 37–42.
14. Максимович Н. Г., Меньшикова Е. А., Казакевич С. В., Шлыков В. Г. Минералогия чеганских глин и ее инженерно-геологическое значение // Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. Научные чтения памяти П. Н. Червинского: сб. науч. статей. Пермь: Пермский университет, 2000. С. 40–43.
15. Бетехтин А. Г. Курс минералогии. М.: ГНТИ литературы по геологии и охране недр, 1956. 558 с.
16. Далатказин Т. Ш., Коновалова Ю. П. Прогноз последствий затопления Березовского подземного рудника // Проблемы недропользования. 2017. № 3(14). С. 60–66. DOI: 10.18454/2313-1586.2017.03.060
17. Ломтадзе В. Д. Инженерная геология. Инженерная петрология. М.: Недра, 1970. 528 с.
18. Billig K. Thixotropie clay suspensions and their use in Civil Engineering // Civil Engineering and Public Works Review. 1969. Vol. 56. No. 665; Vol. 57. No. 666, 667, 668.
19. Felhmann H. Die Verwendung thixotroper Fleissigkeitenbei Senkk astengrundungen // SchweizerischeBauzeitung. 1958. No. 40. S. 78–91.
20. Cook N. G. W. The failure of rock // International J. Rock Mechanics and Mining Science. 1965. Vol. 2. No. 1. P. 389–403.
21. Yang T., Gong S. Microscopic analisis of the engineering geological behavion of soft clay in Shanghai, China // Bull. Eng. Geol. Environ. 2010. Vol. 69. No. 4. P. 607–615.
22. Мельник В. В., Замятин А. Л. Осушение рудных тел в условиях повышенной обводненности и закарстованности налегающей толщи // Проблемы недропользования. 2018. № 1(16). С. 105–111. DOI: 10.25635/2313-1586.2018.01.105.
23. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, Утв. приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30.12.2014 г. № 352.

Поступила в редакцию 19 августа 2019 года

Сведения об авторах:

Далатказин Тимур Шавкатович – кандидат технических наук, заведующий лабораторией технологий снижения риска катастроф при недропользовании Института горного дела УрО РАН. E-mail: 9043846175@mail.ru
Каюмова Альфия Наиловна – кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела УрО РАН, доцент кафедры безопасности горного производства Уральского государственного горного университета. E-mail: alfkaa@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-133-141

Study of hydrogeological conditions to ensure security of mining at Sokolovsky iron-ore deposit

Timur Sh. Dalatkazin[1], Alfiia N. Kaiumova[1, 2]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Introduction. *Complex hydrogeological conditions of the rock mass at Sokolovsky deposit are the cause of constant search for new solutions for industrial safety improvement. At the present time there is much information on engineering and geological conditions of the field rock mass which is a source of measures developed to ensure industrial safety and technological solutions in mining.*
Research aim. *With the purpose of determining a tactics of mining security support, the information on the hydrogeological and engineering-geological conditions of Sokolovsky field was analyzed.*
Methodology. *The article provides the details of Sokolovsky field structure. The factors have been revealed which are hazardous for mining: undrained hydrogeological horizons and complexes, karst, thixotropic rock within the open pit. These factors create the conditions for sludge and water accumulation and rush into the underground mine. The majority of sandshale rushes fall upon the main production horizons into the intake and transportation mine workings.*
Results. *Directions have been determined for further investigation of the mechanism of hazardous phenomena development and realization in geological environment of the field; the investigation is directed at improving catastrophe prevention measures and personnel security measures.*
Summary. *Currently, at the stage of field development, there emerged a need to study particular hydrogeological and geomechanical conditions in details in order to increase of effectiveness of drainage at local sites of the mass which are designed for ore extraction.*

Key words: *water-bearing formation; underground mine workings; clay; thixotropy; process safety; water inrush.*

Acknowledgements. Research has been carried out under the government contract no. 075-00581-19-00. Theme no. 0405-2019-0007. Theme 3.

REFERENCES

1. Golovachev N. K. Mufulira pit catastrophe. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 1971; 11: 74–75. (In Russ.)

2. Dorn E. Lassing, Australia, pit disaster. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2003; 7: 22–23. (In Russ.)

3. Li Shucai. New development on ahead prospecting water and mud inrush in tunneling. *FEFU: School of Engineering Bulletin*. 2016; 2/27: 10–17. Available from: https://www.dvfu.ru/en/vestnikis/archive-edition/2-27/2/ [Accessed 29 April 2019].

4. Official Information Source of the Prime Minister of the Republic of Kazakhstan. T*otal occupational traumatism in Kazakhstan has decreased by 23.3% over the last 5 years*. Available from: https://primeminister.kz/ru/news/zdravoohranenie/obshchii-proizvodstvennii-travmatizm-v-kazahstane-za-poslednie-5-letsnizilsya-na-233-mzsr-rk-12564 [Accessed 29 April 2019].

5. Dana Iman. *We neglect occupational safety*. Available from: https://inbusiness.kz/ru/news/%C2%ABmy-prenebregaem-bezopasnostyu-truda%C2%BB [Accessed 29 April 2019]. (In Russ.)

6. Usanova A. V. Peculiarities investigation of surface deformations in underground development of Sokolovskaya iron ore mining camp based on archive radar images by the method of remote sensing. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2018; 3: 29–35. (In Russ.)

7. Usanov S. V., Krutikov A. V., Melnik V. V. Ensuring of industrial safety when developing sokolovskiy iron-ore deposit by underground method in terms of flooded overlapping strata. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2018; 4: 82–89. DOI: 10.25635/2313-1586.2018.04.082. (In Russ.)

8. Balek A. E., Sashurin A. D., Kharisov T. F. Improvement of underground mining of sokolovskoe deposit by systems with caving under conditions of watered overlying rocks. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2019; 1: 5–13. (In Russ.)

9. Efremov E. Iu. Rationale of cave-in process consummation criterion. *Izvestija Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Sciences of the Earth*. 2018; 4: 12–21. (In Russ.)

10. Melnik V. V. Diagnostics of karst manifestations when carrying out engineering-geological survey. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 7: 275–278. (In Russ.)

11. Edigenov M. B. Hydrochemical geological hazards at the central facility of SSGPO JSC. *Gornyi zhurnal Kazakhstana = Mining Journal of Kazakhstan*. 2015; 10: 12–15. (In Russ.)

12. Edigenov M. B. Recommendation on draining mine workings, monitoring and environmental protection at Lominisov iron-ore deposit. *Geologiia i okhrana nedr = Geology and Bowels of the Earth*. 2015; 1(54): 54–64. (In Russ.)

13. Isachenko O. S., Verin S. V., Rakov A. I. Sokolovsky underground mine. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2004; 7: 37–42. (In Russ.)

14. Maksimovich N. G., Menshikova E. A., Kazakevich S. V., Shlykov V. G. Mineralogy of chegansky clays and its engineering-geological significance. In: *Problems of mineralogy, petrography and metallogeny*. P. N. Chervinsky readings: proceedings. Perm: Perm University Publishing; 2000. P. 40–43. (In Russ.)

15. Betekhtin A. G. *Mineralogy course*. Moscow: GNTI literatury po geologii i okhrane nedr Publishing; 1956. (In Russ.)

16. Dalatkazin T. Sh., Konovalova Iu. P. Forecasting the consequences of Berezovsky underground mine drowning. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2017; 3(14): 60–66. DOI: 10.18454/2313-1586.2017.03.060 (In Russ.)

17. Lomtadze V. D. *Engineering geology. Engineering petrology*. Moscow: Nedra Publishing; 1970. (In Russ.)

18. Billig K. Thixotropie clay suspensions and their use in Civil Engineering. *Civil Engineering and Public Works Review*. 1969; 56 (665); 57 (666, 667, 668).

19. Felhmann H. Die Verwendung thixotroper Fleissigkeitenbei Senkk astengrundungen. *SchweizerischeBauzeitung*. 1958; 40: 78–91.

20. Cook N. G. W. The failure of rock. *International J. Rock Mechanics and Mining Science*. 1965; 2 (1): 389–403.

21. Yang T., Gong S. Microscopic analisis of the engineering geological behavion of soft clay in Shanghai, China. *Bull. Eng. Geol. Environ*. 2010; 69 (4): 607–615.

22. Melnik V. V., Zamiatin A. L. Draining of orebodis in conditions of high watering and cavernous porosity of superincumbent rock stratum. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2018; 1(16); 105–111. DOI: 10.25635/2313-1586.2018.01.105. (In Russ.)

23. Regulation on industrial safety for hazardous facilities carrying out mining and geological exploration. Approved by the Minister of Investment and Development of the Republic of Kazakhstan of 30 December 2014, no. 352.

Received 19 August 2019

Information about authors:

Timur Sh. Dalatkazin – PhD (Engineering), Head of the Laboratory of Technologies for Disaster Risk Reduction in Subsoil Use, Institute of Mining UB RAS. E-mail: 9043846175@mail.ru
Alfiia N. Kaiumova – PhD (Engineering), researcher of the Laboratory of Underground Structures Geomechanics, Institute of Mining UB RAS, associate professor of Mining Safety Department, Ural State Mining University. E-mail: alfkaa@mail.ru

Для цитирования: Далатказин Т. Ш., Каюмова А. Н. Исследование гидрогеологических условий для обеспечения безопасности при разработке Соколовского железорудного месторождения // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 133–141. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-133-141
For citation: Dalatkazin T. Sh., Kaiumova A. N. Study of hydrogeological conditions to ensure security of mining at Sokolovsky iron-ore deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 133–141 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-133-141

ЖУРНАЛ ПУБЛИКУЕТ СТАТЬИ В СЛЕДУЮЩИХ РАЗДЕЛАХ:

- **Геотехнология: подземная, открытая, строительная**
- **Геомеханика. Разрушение горных пород**
- **Физические и химические процессы горного производства. Аэрогазодинамика**
- **Горнопромышленная и нефтегазовая геология, геофизика**
- **Маркшейдерское дело, геодезия и кадастр**
- **Геоинформатика**
- **Обогащение полезных ископаемых**
- **Экономика и управление горным производством**
- **Геоэкология, рациональное природопользование**
- **Горная механика. Горные машины и транспорт**
- **Электрификация и автоматизация горных предприятий**
- **Безопасность горного производства**
- **Высшее горное образование**
- **История. Информация. Рецензии**

Требования к оформлению статей размещены на официальном сайте журнала: http://www.mj.ursmu.ru

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 11.02.2020. Дата выхода в свет 17.02.2020
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
10,5 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6850
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС77-76015 от 19.06.2019 выдано
Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий
и массовых коммуникаций

Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30

Редакция «Известия вузов. Горный журнал»
г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101
тел. (факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://www.mining-science.ru

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 1, 2020.