ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

2
2018

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Р Е Д А К Ц И О Н Н А Я К О Л Л Е Г И Я

ВАЛИЕВ Нияз Гадым-оглы
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ГОРДЕЕВ Виктор Александрович
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ДОНДОВ Дорж
д-р техн. наук, проф., Монгольский государственный университет науки и технологий, г. Улан-Батор, Монголия

ДРЕБЕНШТЕДТ Карстен
д-р техн. наук, проф., Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия

ДУШИН Алексей Владимирович
д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ИГНАТЬЕВА Маргарита Николаевна
д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КАЛМЫКОВ Вячеслав Николаевич
д-р техн. наук, проф., Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск

КАРТОЗИЯ Борис Арнольдович
д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

КАШНИКОВ Юрий Александрович
д-р техн. наук, проф., Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь

КОЗИН Владимир Зиновьевич
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОРНИЛКОВ Михаил Викторович — *главный редактор*
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСАРЕВ Николай Петрович
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСОЛАПОВ Александр Иннокентьевич
д-р техн. наук, проф., Сибирский федеральный университет, г. Красноярск

ЛАПИН Эдуард Самуилович
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛАТЫШЕВ Олег Георгиевич — *зам. главного редактора*
д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛИТВИНЕНКО Владимир Стефанович
д-р техн. наук, проф., Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург

МАХНО Дмитрий Евсеевич
д-р техн. наук, проф., Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск

МОЧАЛОВА Людмила Анатольевна
д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ПАНКРАТЕНКО Александр Никитович
д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПЕТРОВ Вадим Леонидович
д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПИВНЯК Геннадий Григорьевич
д-р техн. наук, акад. НАН, Национальный горный университет, г. Днепр, Украина

ПУЧКОВ Лев Александрович
д-р техн. наук, член-корр. РАН, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

СЁМИН Александр Николаевич
д-р экон. наук, акад. РАН, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич
д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов
д-р техн. наук, доц., Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж
д-р техн. наук, проф., Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков, Польша

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич
д-р техн. наук, проф., Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич
д-р техн. наук, член-корр. РАН, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 2, 2018**

12+

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

Валиев Н. Г., Беркович В. Х., Пропп В. Д., Кокарев К. В. **Проблемы отработки предохранительных целиков при эксплуатации рудных месторождений 4**

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Голик В. И., Разоренов Ю. И. **Упрочнение сырьевой базы рудных месторождений Урала ... 10**

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Корнилков М. В., Петряев В. Е., Канков Е. В., Половов Б. Д. **Опыт решения задач оценки качества установки железобетонных анкеров в условиях действующих горных предприятий Урала 17**

Латышев О. Г., Прищепа Д. В., Казак О. О. **Прогноз смещений горных пород для определения нагрузки на крепь подземной выработки 23**

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОДЕЗИЯ

Коновалов В. Е., Германович Ю. Г. **Миграция вещества при добыче полезных ископаемых и их первичной переработке 30**

ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ И МОДЕЛИ

Баширов Н. Р. **Метод динамического проектирования отвалов при предварительной симуляции воздушного потока 40**

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

Жариков С. Н. **Изучение сейсмоустойчивости горного массива на предельном контуре карьера для производства заоткосных работ 48**

Насиров У. Ф., Умаров Ф. Я., Махмудов Д. Р., Заиров Ш. Ш. **Исследование размеров зон раздавливания и трещинообразования при взрывном разрушении горных пород 54**

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

Андреева Л. И., Красникова Т. И., Лашманов В. А. **Резервы ремонтного производства: стандартизация процессов 61**

ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ ТРАНСПОРТ

Афанасьев А. И., Суслов Д. Н., Чиркова А. А. **Анализ эффективности работы вибровозбудителей резонансных вибротранспортных машин 68**

Муленкова А. О., Дроздова Н. А., Демченко И. И. **Определение массогабаритных параметров емкостей для доставки сортового угля из забоя разреза потребителю 76**

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Мамонов С. В., Газалеева Г. И., Дресвянкина Т. П., Волкова С. В., Васильев И. Д. **Повышение технологических показателей переработки отвальных шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультратонкого измельчения 83**

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2018

Юдин А. В. **Моделирование вероятности процесса извлечения фракций на колосниковой просеивающей поверхности с открытой щелью 91**

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Филатов В. В., Болотнова Л. А. **Горизонтальные сдвиговые зоны и их отражение в гравитационном поле 97**

Марчевская В. В., Мухина Т. Н., Хашковская Т. Н. **Распределение ценных металлов в измельченных малосульфидных платинометалльных рудах Кольского полуострова 105**

ИНФОРМАЦИЯ. ХРОНИКА. РЕЦЕНЗИИ

К юбилею Михаила Викторовича Корнилкова **..... 113**

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

Valiev N. G., Berkovich V. Kh., Propp V. D., Kokarev K. V. **The problems of developing protection pillars under the exploitation of ore deposits 4**

REGIONAL PROBLEMS OF MINING

Golik V. I., Razorenov Iu. I. **Strengthening the raw material base of metal deposits of the Urals 10**

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

Kornilkov M. V., Petriaev V. E., Kankov E. V., Polovov B. D. **The experience of solving the problems of estimating the quality of reinforced concrete anchors installation in conditions of operating mining enterprises of the Urals 17**

Latyshev O. G., Prishchepa D. V., Kazak O. O. **The forecast of rock displacements to determine the underground working support load 23**

MINE SURVEYING AND GEODESY

Konovalov V. E., Germanovich Iu. G. **Substance migration at minerals production and primary processing 30**

GEOINFORMATIONAL SYSTEMS AND MODELS

Bashirov N. R. **Method for dynamic design of dumps in preliminary simulation of airflow 40**

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

Zharikov S. N. **The study of seismic sustainability of rock massif at the limiting contour of an open pit to produce slope works 48**

Nasirov U. F., Umarov F. Ia., Makhmudov D. R., Zairov Sh. Sh. **The study of the measurements of the zones of crushing and fissuring under the blasting destruction of rocks 54**

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

Andreeva L. I., Krasnikova T. I., Lashmanov V. A. **Reserves of repair service: standardization of processes 61**

MINING TRANSPORT

Afanas'ev A. I., Suslov D. N., Chirkova A. A. **The analysis of effectiveness of work of vibration-generators of resonant vibration-transport machines 68**

Mulenkova A. O., Demchenko I. I., Drozdova N. A. **Determination of weight and size parameters of containers for high-quality coal delivery from the face of an open pit to the consumer 76**

ORE PREPARATION AND MINERAL DRESSING

Mamonov S. V., Gazaleeva G. I., Dresviankina T. P., Volkova S. V., Vasil'ev I. D. **Improvement of technological indices of copper smelters slags processing on the basis of their slow cooling and ultra-fine grinding 83**

Iudin A. V. **Probability simulation of the process of fractions extraction at bar screening surface with an open slot..... 91**

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

Filatov V. V., Bolotnova L. A. **Horizontal shear zones and their reflection in the gravitational field 97**

Marchevskaia V. V., Mukhina T. N., Khashkovskaia T. N. **The valuable metals distribution in grinded low-sulfide platinum-metal ores from the kola Peninsula..... 105**

INFORMATION. CHRONICLES. REVIEWS

To Mikhail Viktorovich Kornilkov's Anniversary..... **113**

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»
(письмо Минобрнауки РФ от 1 декабря 2015 года № 13-6518)
В журнале публикуются статьи по следующим отраслям науки и группам специальностей научных работников:
25.00.00 НАУКИ О ЗЕМЛЕ;
05.00.00 ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ: 05.09.00 Электротехника,05.05.00 Транспортное, горное и строительное машиностроение, 05.26.00 Безопасность деятельности человека;
08.00.00 ЭКОНОМИЧЕСКИЕ НАУКИ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 622.273.2 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-4-9

ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ВАЛИЕВ Н. Г., БЕРКОВИЧ В. Х., ПРОПП В. Д., КОКАРЕВ К. В.

В работе рассмотрены вопросы добычи потерянных запасов руд из предохранительных целиков, которые раньше отрабатывать было невыгодно. В настоящее время в силу ухудшения горно-геологических условий в ряде случаев оказывается экономически целесообразным возвращаться на ранее отработанные участки и разрабатывать оставленные при эксплуатации на верхних горизонтах целики. В таких целиках зачастую находится около 25 % балансовых запасов металлических руд, до 60–70 % калийных солей и свыше 30 % угля. Технология отработки этих целиков играет не последнюю роль при оценке возможности их выемки, так как охранный целик представляет собой, как правило, сильно трещиноватый, нарушенный тектоникой рудный массив. При отработке охранных целиков возможны две ситуации: первая – прочностные характеристики рудного тела значительно выше прочности и устойчивости вмещающих пород; вторая – прочностные характеристики вмещающих пород значительно выше характеристик рудного массива. С учетом изложенного авторами предлагается вести выемку запасов из охранных целиков в первом случае камерными системами разработки с предварительным укреплением вмещающих пород, а во втором осуществлять ее под защитой бетонной крепи, создаваемой в рудном теле в виде объемной решетки. Предложенная технология была испытана на Березовском месторождении и Зыряновском свинцовом комбинате. Результаты выполненных исследований дают основание рекомендовать разработанную авторами технологию для применения на других предприятиях с аналогичными горно-геологическими условиями.

Ключевые слова: охранный целик; потерянные запасы; нарушенный рудный массив; предварительное укрепление вмещающих пород; объемная решетка; бетонная крепь.

В настоящее время в силу ухудшения горно-геологических условий, увеличения глубины разработки и других причин на многих рудниках содержание металла в добываемой рудной массе постоянно снижается, а затраты на добычу возрастают. Поэтому в ряде случаев оказывается экономически целесообразным возвращаться на ранее отработанные участки и разрабатывать оставленные при эксплуатации на верхних горизонтах целики, в том числе охранные, которые раньше отрабатывать было невыгодно. В целиках различного назначения, глав-

Валиев Нияз Гадым-оглы – доктор технических наук, профессор, первый проректор, заведующий кафедрой горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: science@ursmu.ru

Беркович Вячеслав Хаимович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: vyacheslav.berkovich@m.ursmu.ru

Пропп Владимир Давыдович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: vladimir.propp@mail.ru

Кокарев Константин Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: konstantin.kokarev@m.ursmu.ru

ным образом в предохранительных (охранных) целиках стволов шахт и транспортных магистралей, законсервировано огромное количество ценных руд. В таких целиках зачастую находится около 25 % балансовых запасов металлических руд, до 60–70 % калийных солей и свыше 30 % угля. Поэтому даже частичная выемка этих запасов является актуальной задачей для многих рудников. При этом оказывается важным не только сам процесс выемки руды из охранного целика, осуществляемый по результатам исследований и уточнения механизма процесса сдвижения пород, поведения подрабатываемого объекта в условиях контролируемых деформаций, но и время начала отработки охранного целика. На практике чаще всего возможность отработки охранного целика или его части появляется уже после того, как горные работы опустились на нижележащие горизонты. При этом чем дальше переносится начало отработки, тем больше увеличиваются затраты на поддержание капитальных и подготовительных выработок.

Считается, что оставление охранных целиков достаточных размеров является самой надежной мерой защиты сооружений. При этом запасы руды в целиках числятся на балансе предприятия до отработки всего месторождения или его части. Если запасы руды в охранных целиках частично или полностью не будут отработаны при погашении участка, горизонта или ликвидации горнодобывающего предприятия, то они относятся к общерудничным потерям.

В каждом конкретном случае целесообразность расконсервации и выемки охранных целиков может быть установлена на основе методических рекомендаций с учетом относительной ценности руды в целиках, возможного увеличения производственной мощности рудника, необходимых дополнительных капиталовложений и других факторов. Кроме того, не последнюю роль при оценке возможности выемки целиков играет технология их отработки, так как охранный целик представляет собой, как правило, сильно трещиноватый, нарушенный тектоникой рудный массив. Следует отметить, что в горнорудной практике накоплен опыт отработки запасов, находящихся в зоне охранных целиков, системами разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Основным назначением твердеющей закладки является обеспечение безопасной отработки месторождений с сохранением земной поверхности. Однако применение твердеющих смесей не всегда возможно. В настоящее время горнорудная промышленность испытывает большой дефицит цемента, который к тому же дорого стоит, что значительно усложняет и снижает эффективность разработки месторождений под охраняемыми объектами (стоимость возведения 1 м^3 закладочного массива составляет 35–40 % от общей себестоимости добычи руды), поэтому вопрос удешевления закладочных работ имеет большое народнохозяйственное значение.

Изучение опыта отработки охранных целиков показывает, что применяемая технология добычи с использованием бетонной и твердеющей закладок не обеспечивает высокой производительности труда забойного рабочего и характеризуется повышенными затратами на проведение закладочных работ. Это объясняется тем, что во многих случаях отработку охранных целиков усложняет необходимость правильного развития горных работ, так как возрастает протяженность горноподготовительных выработок, затрудняется проветривание очистных и подготовительных забоев, увеличивается опасность возникновения подземных пожаров и др. Все это приводит к снижению эффективности капиталовложений, увеличению эксплуатационных затрат и уменьшению размера прибыли от реализации конечного продукта [1].

При отработке охранных целиков, как правило, возможны две ситуации: первая – прочностные характеристики рудного тела значительно выше прочности

и устойчивости вмещающих пород; вторая – прочностные характеристики вмещающих пород значительно выше характеристик рудного массива. С учетом изложенного авторами предлагается выемку запасов из охранных целиков в первом случае вести камерными системами разработки с предварительным укреплением вмещающих пород *(Способ разработки залежей полезного ископаемого: а. с. 1199000. Заяв. № 3649191/22-03, 1983. Публикация в открытой печати запрещена)*, во втором – осуществлять под защитой бетонной крепи, создаваемой в рудном теле в виде объемной решетки [2].

В *первом случае* при отработке рудных тел между вмещающими породами, нарушенными тектоническими трещинами, укрепление пород происходит за счет повышения сил сцепления между отдельными кусками пород, позволяющими удерживать от вывала наиболее неустойчивые их части. В качестве примера приведем отработку охранного целика в этаже –187 … –212 м Березовского месторождения, который пересекается мощным тектоническим нарушением, колеблющимся в пределах 4–5 м, с углом падения 30° (рис. 1).

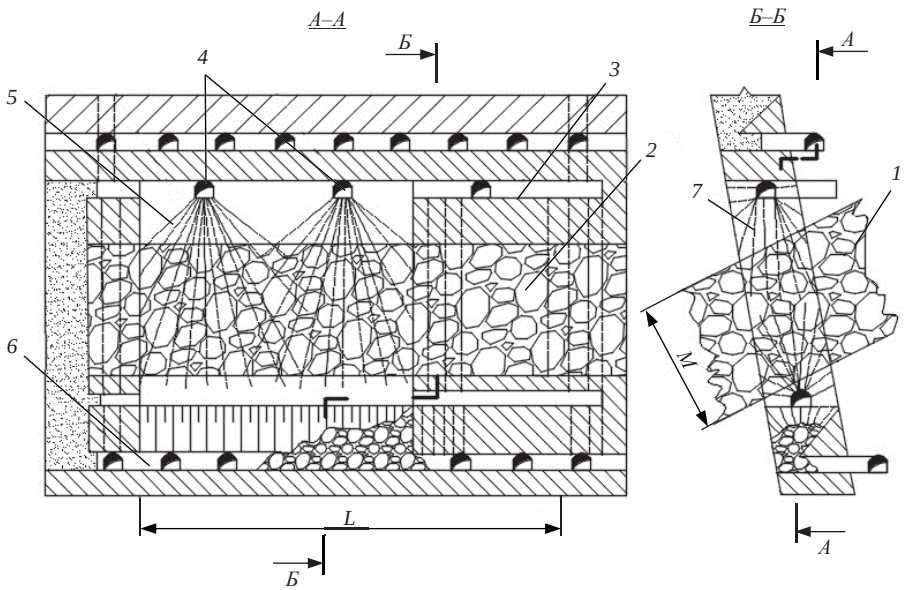


Рис. 1. Вариант камерной системы разработки с предварительным укреплением вмещающих пород (Березовское месторождение):
1 – мощное тектоническое нарушение; *2* – зона разлома; *3* – рудное тело; *4* – орты бурового горизонта; *5* – веера крепежных буровых скважин; *6* – плоское днище; *7* – веера отбойных буровых скважин

Непосредственная зона разлома представлена глинистым и обломочным материалом. От нее отходят опережающие трещины, создающие зону ослабленных пород. Выше этой зоны руды и породы достаточно устойчивы. Укрепление зон тектонических нарушений осуществляют из ортов бурового горизонта –193 м, которые проходят в висячем боку в трех метрах от контакта с рудным телом. В них устанавливают буровые станки НКР-100 и обуривают вмещающие породы веерами крепежных буровых скважин на расстоянии 2 м от контакта с рудным телом. Каждую скважину заполняют цементным раствором, предварительно введя в них канатные анкеры, которые удерживают от вывала разрушенные породы. Такое крепление зоны ослабленных тектоническим нарушением пород, опережающее очистные работы, предотвращает обрушение висячего бока. Для ускорения процесса схватывания в раствор добавляют хлористый кальций в количестве 3 %

от веса воды. Предел прочности на сжатие составляет 20,0 МПа, на разрыв – 3,6 МПа. Выпуск и доставку отбитой руды ведут через плоское днище самоходными машинами типа СТ-2Б [3].

Параметры предварительного укрепления пород в зонах тектонических нарушений рассматриваются через силовое воздействие, необходимое для поддержания неустойчивых пород в этих зонах. Так, параметры предварительного укрепления пород канатными анкерами определяются из формул:

$$\sigma_{к.р} = n_1 F_{ук}; \qquad l_с = M + l_з; \qquad l_з = F_{ук} \big/ \left(2c\pi d\right),$$

где $\sigma_{к.р}$ – предел прочности каната на растяжение, Н; n_1 – коэффициент запаса; $F_{ук}$ – силовое воздействие канатных анкеров в зонах тектонических нарушений, Н; $l_с$ – длина крепежной скважины, м; M – мощность тектонической зоны, м; $l_з$ – глубина задела анкера в устойчивые породы, м; c – сцепление бетона со стенками скважин, Па; d – диаметр скважины, м.

Толщина опережающего искусственного целика, получаемого путем укрепления неустойчивых пород, определяется по формуле:

$$Q = 0,63\sqrt{F_{ук} L \big/ \left(h\sigma_р\right)},$$

где Q – мощность искусственного целика, м; L – длина камеры по простиранию, м; h – высота элемента бетонной крепи или искусственного целика, м; $\sigma_р$ – предел прочности материала на растяжение, Па.

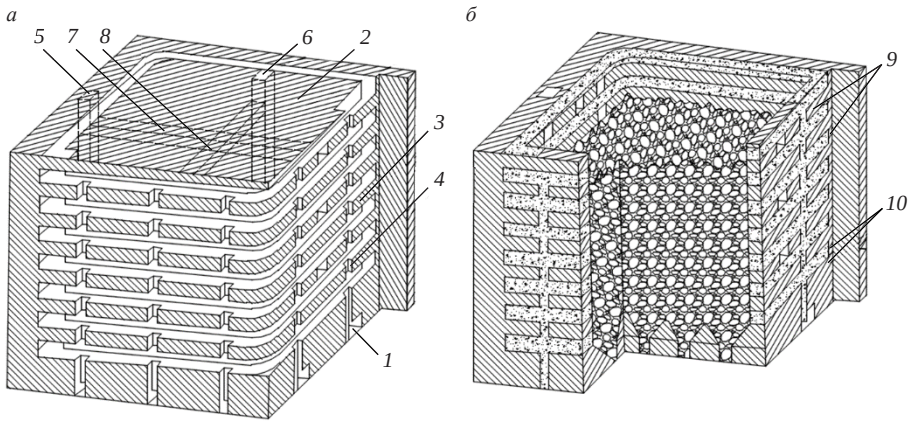


Рис. 2. Вариант камерной системы разработки с поддержанием очистного пространства опережающей бетонной крепью:
а – возведение опережающей бетонной крепи; *б* – выпуск отбитой горной массы; *1* – нижний горизонт; *2* – выемочный участок; *3* – спиральные выработки; *4* – рудоспуск; *5* – блоковый восстающий; *6* – отрезной восстающий; *7* – подэтажные буровые штреки; *8* – подэтажные буровые орты; *9* – бетонные перемычки; *10* – выпускные дучки

Результаты исследований были приняты к внедрению на руднике, что позволило в настоящее время увеличить объем добычи руды производительными камерными системами разработки до 90 %. Кроме того, результаты выполненных исследований дают основание рекомендовать разработанную авторами технологию для применения на других предприятиях с аналогичными горно-геологическими условиями [3, 4].

Во *втором случае* при отработке неустойчивого рудного целика возводится опережающая бетонная крепь в виде объемной решетки, под защитой которой осуществляют выемку рудных запасов путем последовательного проведения друг над другом выработок по простиранию и вкрест простирания рудного тела с последующей их закладкой твердеющей смесью (рис. 2).

Работы по созданию опережающей бетонной крепи начинаются с проходки из откаточных выработок нижнего горизонта по контуру выемочного участка спиральной выработки, которую сбивают на всю высоту этажа рудоспусками. Одновременно с выработками, необходимыми для создания опережающей бетонной крепи, проходят блоковые и отрезные восстающие, которые сбиваются подэтажными буровыми штреками и ортами. После завершения этих работ все откаточные выработки нижнего горизонта изолируют бетонными перемычками, а с верхнего подают твердеющую закладку, заполняя тем самым спиралевидную выработку и систему рудоспусков. Набрав требуемую прочность, твердеющая закладка образует бетонную крепь, под прикрытием которой ведутся очистные работы в охранном целике. Выпуск отбитой руды производится через дучки.

Технико-экономические показатели новой и базовой технологий отработки охранного целика вентиляционного ствола

Показатель	Базовая технология	Новая технология
Удельный объем подготовительных работ, $м^3$/тыс. т	12,1	10,8
Удельный объем нарезных работ, $м^3$/тыс. т	90,0	47,0
Объем руды, извлеченной из охранного целика, %	75,0	87,2
Потери руды, %	6,5	3,3
Разубоживание руды, %	15,4	5,2
Производительность труда забойного рабочего, $м^3$/чел.-см.	1,3	2,1
Себестоимость добычи и переработки, р./т	109,79	92,69

Предложенная технология была внедрена на Зыряновском свинцовом комбинате [5] и рекомендована для других горнорудных предприятий.

Анализ результатов внедрения новой технологии показал, что она позволяет (таблица):

– снизить себестоимость добычи руды за счет уменьшения расхода закладочного материала и объема трудозатратных работ по закладке выработанного пространства;

– снизить потери и разубоживание руды за счет увеличения устойчивого пролета обнажений кровли и бесцеликовой выемки полезного ископаемого;

– повысить эффективность отработки охранного целика шахтного ствола в целом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беркович В. Х. Отработка предохранительных целиков // Изв. вузов. Горный журнал. 1996. № 3–4. С. 93–104.

2. Способ разработки мощной неустойчивой рудной залежи: а. с. 574535. Заяв. № 2039034/03, 1974. Опубл. в БИ, № 36, 1977.

3. Шведов А. П. Разработка эффективной технологии подземной добычи руд в зонах тектонических нарушений (на примере Березовского месторождения): автореф. дис. … канд. техн. наук. Свердловск, 1987. 20 с.

4. Пропп В. Д., Беркович В. Х., Гусманов Ф. Ф., Осинцев В. А. Проблемы отработки глубоких горизонтов Гайского месторождения // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и пластовых месторождений: матер. IV Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. С. 71–75.

5. Рационализаторские предложения и изобретения, внедренные в производство // Цветметинформация. 1978. № 10 (322). 7 с.

Поступила в редакцию 30 ноября 2017 года

THE PROBLEMS OF DEVELOPING PROTECTION PILLARS UNDER THE EXPLOITATION OF ORE DEPOSITS

Valiev N. G., Berkovich V. Kh., Propp V. D., Kokarev K. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: science@ursmu.ru

The present work considers the problems of mining lost ore reserves out of protection pillars, which were unprofitable to develop before. At present time due to the deterioration of mining and geological conditions, it is sometimes economically reasonable to return to the previously mined sections and develop the pillars at the upper horizons which were preserved under the exploitation. These pillars usually have over 25% of balance reserves of metallic ore, up to 60–70% of potassium salts and more than 30% of coal. The technology of mining these pillars plays important role under the assessment of the possibility of their excavation, because the protection pillar, as a rule, represents highly fissured and tectonically disturbed ore massif. When mining protection pillars two situations are possible: in the first one – strength characteristics of ore body are significantly higher than strength and stability of enclosing rock; in the second one – strength characteristics of enclosing rock are significantly higher than the characteristics of ore massif. Taking into account all stated by the authors, it is suggested to fulfill the excavation of reserves out of protective pillars with chamber systems of development with preliminary strengthening of enclosing rock in the first situation, and in the second situation – perform it under the protection of concrete support created in ore body in the shape of volumetric grating. The suggested technology has been tested at Berezovsky deposit and Zyryanovsky lead plant. The results of the investigations permit to recommend the technology developed by the authors to be used at other enterprises with similar mining and geological conditions.

Key words: protection pillar; lost ore; disturbed ore massif; preliminary strengthening of enclosing rock; volumetric grating; concrete support.

REFERENCES

1. Berkovich V. Kh. [Protection pillars mining]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1996, no. 3–4, pp. 93–104. (In Russ.)
2. Bulatov V. F., Berkovich V. Kh., Tarchevskii E. V., Volkov Yu. V., Emel′ianov L. G. *Sposob razrabotki moshchnoi neustoichivoi rudnoi zalezhi* [The method of developing thick unstable ore deposit]. Certificate of authorship 574535. Application no. 2039034/03, 1974. Published in BI, no. 36, 1977.
3. Shvedov A. P. *Razrabotka effektivnoi tekhnologii podzemnoi dobychi rud v zonakh tektonicheskikh narushenii (na primere Berezovskogo mestorozhdeniia): avtoref. dis. … kand. tekhn. nauk* [The development of effective technology of underground ore production in the areas of tectonic disturbances (by the example of Berezovsky deposit). Cand. eng. sci. abs. of diss.]. Sverdlovsk, 1987. 20 p.
4. Propp V. D., Berkovich V. Kh., Gusmanov F. F., Osintsev V. A. [The problems of mining deep horizons of Gaisky deposit]. *Innovatsionnye geotekhnologii pri razrabotke rudnykh i plastovykh mestorozhdenii: mater. IV Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. 4th Int. Sci. and Tech. Conf. “Innovative technologies in the development of ore and stratified deposits”]. Ekaterinburg, UGGU Publ., 2015, pp. 71–75. (In Russ.)
5. [Rational suggestions and inventions, industrially implemented]. *Tsvetmetinformatsiia – Central Research Institute of Information and Technological and Economic Investigations of Non-Ferrous Metals*, 1978, no. 10 (322), 7 p. (In Russ.)

УДК 504.55.054:622(470.6) DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-10-16

УПРОЧНЕНИЕ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА

ГОЛИК В. И., РАЗОРЕНОВ Ю. И.

Статья посвящена проблеме упрочнения минерально-сырьевой базы уральских предприятий за счет освоения некондиционных запасов, которые в настоящее время могут представлять интерес с точки зрения возобновления добычных работ. Показана объективность перехода с открытого способа разработки на подземный способ для обеспечения материально-сырьевой базы горных предприятий. Дан анализ возможности использования бедно-балансовых и забалансовых запасов руды путем освоения комбинированных технологий, элементом которых является выщелачивание металлов. Дана справка о подземном выщелачивании балансовых руд. Сформулирована концепция комбинирования технологий, приведен пример расчета эффективности вариантов комбинирования путем анализа производственной функции в современных моделях экономического роста. Показаны преимущества технологии с выщелачиванием при добыче некондиционных запасов. Доказано, что комбинирование процессов механической активации и химического выщелачивания позволяет извлекать металлы с получением положительного экономического эффекта. Комбинирование технологий разработки открывает перспективы использования некондиционных запасов и улучшает экономику горных предприятий. Утилизация хвостов обогащения обеспечивает возможность погашения пустот закладкой твердеющими смесями, что расширяет область применения ресурсосберегающих технологий.

Ключевые слова: комбинирование; технология разработки; выщелачивание; металл; хвосты обогащения; ресурсосберегающая технология; экономика.

Урал всегда играл важную роль в обеспечении сырьевой безопасности России и СССР. Наиболее древние Чудские копи разрабатывались здесь с середины III тысячелетия до н. э. В эпоху бронзы эксплуатировали запасы месторождений: Каргалинское, Еленовка, Уш-Катта, Таш-Казган, Никольское, Бакр-Узяк, Гумешевское и др. Промышленная эксплуатация рудных богатств Урала началась с 90-х годов XVII века с открытием магнетитовых руд. Горно-металлургическим комплексом Урала добывается до 20 % железных руд и производится 40 % российского чугуна.

Для Уральского региона характерно обилие объектов добычи полезных ископаемых с различной степенью освоения запасов. При переходе на рыночные отношения с уменьшением возможностей разведки и приращения новых месторождений эти объекты представляют интерес для возобновления добычных работ.

Современный металлургический комплекс Урала испытывает дефицит в рудах и ориентируется на привозное сырье. Главным направлением прироста запасов является освоение глубокозалегающих участков эксплуатируемых месторож-

Голик Владимир Иванович – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник Геофизического института Владикавказского научного центра РАН; профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44, Северо-Кавказский государственный технологический университет. E-mail: v.i.golik@mail.ru

Разоренов Юрий Иванович – доктор технических наук, профессор, проректор. 346428, г. Новочеркасск Ростовской обл., ул. Просвещения, 132, Южно-Российский государственный политехнический университет. E-mail: yiri1963@mail.ru

дений, что определяет необходимость перехода с открытого способа разработки на подземный способ [1–4].

Подземным способом в настоящее время разрабатываются Гайское, Учалинское и Узельгинское месторождения. Октябрьское и Вадимо-Александровское месторождения отрабатывают открытым способом.

Минерально-сырьевая база золотодобывающей промышленности включает в себя новые месторождения, на которых промышленное оруденение прослеживается до глубины 1,0–1,2 км. Резервом развития сырьевой базы может стать освоение потерянных и недоступных для добычи и переработки запасов.

Промышленные запасы руд эксплуатируемых месторождений уменьшаются, а содержание металлов в рудах снижается, увеличивая себестоимость производства металлов. Это стимулирует выборочную отработку участков месторождений [5–8].

Валовая отбойка без разделения на сорта при разработке с обрушением характеризуется повышенными потерями и разубоживанием руды. При увеличении глубины горных работ до 1000–1500 м этому способствует активизация динамических явлений.

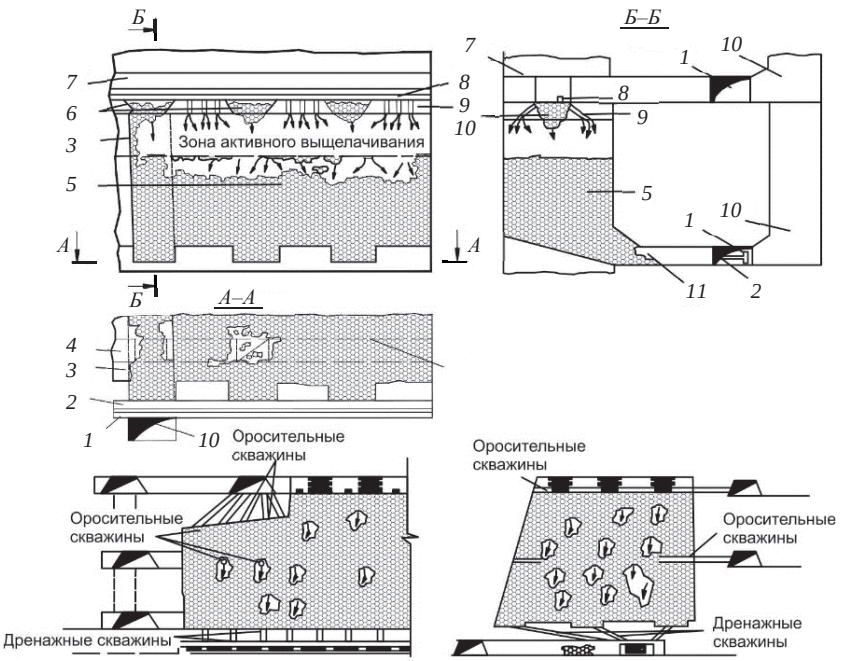


Рис. 1. Подземное выщелачивание металлов:
1 – этажные штреки; *2* – приемник растворов; *3* – отрезная щель; *4* – отрезной восстающий; *5* – руда; *6* – рудоспуски; *7* – верхний штрек; *8* – трубопровод для подачи раствора; *9* – скважины для подачи раствора; *10* – восстающие; *11* – выпускные выработки

Стремление использовать бедно-балансовые и забалансовые запасы руд вызвало к жизни комбинирование технологий разработки месторождений, важным элементом которого является выщелачивание металлов из руд.

Природоохранные тенденции гуманизации горного дела во второй половине XX в. породили класс технологий с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. При неоспоримых достоинствах технологии с закладкой включают в себя выдачу на поверхность и разубоживающих пород.

При использовании технологий с выщелачиванием металлов механизм образования потерь и разубоживания руд изменяется. Около 40 % руды выдается на поверхность, а остальная руда перерабатывается на месте залегания (рис. 1).

Технология реагентного выщелачивания для доработки потерянных и забалансовых руд родилась полвека назад. Подземное выщелачивание балансовых руд впервые осуществлено на урановом месторождении Восток (Северный Казахстан). Коэффициент извлечения металлов в раствор составил 72 % [9].

Концепция комбинирования сводится к тому, что богатые руды выдают на поверхность и перерабатывают на заводе, а остальные – в подземных блоках и штабелях на поверхности. Комбинирование технологий представлено на рис. 2.

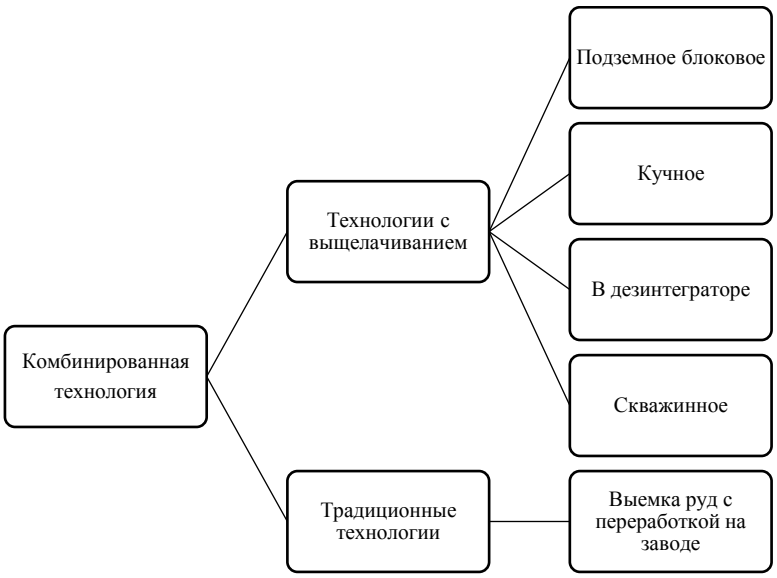


Рис. 2. Комбинирование традиционных технологий и технологий с выщелачиванием металлов

Утилизация хвостов обогащения возможна после извлечения из них металлов до определенного уровня. Такому требованию отвечает новая технология с одновременным воздействием на минеральное сырье механической и химической энергией [10–12].

Эффективность комбинирования видна из анализа производственной функции для следующих условий: из исходного сырья на металлургическом заводе будет извлечено 40 % металла с коэффициентом извлечения 0,93. Из оставшихся на подземное выщелачивание 50 % балансовых запасов при коэффициенте извлечения 0,8 и с учетом потерь при переработке растворов будет получено 39 % металла. При содержании металла в забалансовых рудах 1 г/т в конечный продукт будет извлечено 2,3 % металла, а сквозной коэффициент извлечения составит 0,88.

При среднем содержании металла наиболее эффективной комбинацией является соотношение 15 % традиционной технологии (ТС) и 85 % подземного выщелачивания (ПВ). Для богатых руд оптимально соотношение 40 % ТС и 60 % ПВ.

Эффективность комбинирования технологий разработки месторождений оценивают путем сравнения показателя полноты извлечения полезного компонента (ПК) из недр традиционным и комбинированным способами добычи [13–14].

Традиционный способ. Полнота извлечения ПК $e_з$ представляет собой отношение количества ПК в конечном продукте к количеству ПК в недрах:

$$e_з = M_з / M = \left(Q_б \beta_б \varepsilon_1 \varepsilon_2 \varepsilon_3\right) / M = M_б / M \varepsilon_1 \varepsilon_2 \varepsilon_3 ,$$

где $M_з$ – количество ПК в конечном продукте; M – количество ПК в недрах до начала разработки; $Q_б$ – количество руды в балансовом контуре; $\beta_б$ – содержание

ПК в балансовом контуре; ε_1 – коэффициент извлечения ПК горными работами; ε_2 – коэффициент извлечения ПК из добытой руды обогащением; ε_3 – коэффициент извлечения ПК в конечный продукт; $M_б$ – количество ПК в балансовом контуре, $M_б = Q_б\beta_б$.

Комбинированный способ заключается в выдаче части руды из блока, обогащении и заводской переработке, а также подземном выщелачивании руд.

Количество ПК, извлеченного из концентрата в конечный продукт на заводе:

$$M_6 = M_5\varepsilon_3 = Q_в\beta_в\varepsilon_2\varepsilon_3,$$

где M_5 – количество металлов при обогащении; $Q_в$ – количество выщелачиваемой руды; $\beta_в$ – содержание ПК в выщелачиваемой руде.

Количество ПК, извлеченного в конечный продукт подземным выщелачиванием:

$$M_7 = \left(M - M_4\right)\varepsilon_4 = \left(M - Q_в\beta_в\right)\varepsilon_4,$$

где ε_4 – коэффициент извлечения ПК из руды при подземном выщелачивании, ед.

Количество металла, извлекаемого при комбинировании технологий:

$$M_к = M_6 + M_7 = Q_в\beta_в\varepsilon_2\varepsilon_3 + (M - Q_в\beta_в)\varepsilon_4,$$

где M_6 – количество металла, извлеченного в конечный продукт традиционным способом; M_7 – количество металла, извлеченного в конечный продукт выщелачиванием.

Технология с выщелачиванием по сравнению с традиционной уменьшает потери металлов при добыче на 5–10 %, а при обогащении на 2–2,5 %.

Сквозной коэффициент извлечения при традиционной технологии не превышает 0,865. Способом ПВ при выдаче 40 % с 50 % содержания металлов на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ) будет извлечено 40,5 % ПК с коэффициентом извлечения 0,93. Из оставленных для ПВ 50 % балансовых запасов металлов при коэффициенте извлечения ПВ, равном 0,8, и с учетом потерь ПК при переработке растворов в конечном продукте будет получено 39,2 % металлов. При содержании 3 % металлов в забалансовых рудах из них будет извлечено в конечный продукт 2,3 % ПК. Сквозной коэффициент извлечения металлов ПВ составит 0,879.

Реакция целевой функции – прибыли – на изменение параметров разработки:

– соотношение запасов, отрабатываемых технологиями: традиционный способ (ТС) от 0 до 100 %; кучное выщелачивание (КВ) от 0 до 100 %; подземное выщелачивание (ПВ) от 0 до 80 %;

– содержание ПК в запасах блока от минимального в забалансовых рудах до максимального в богатых рудах;

– повышение содержания в руде, выдаваемой из компенсационного пространства, по сравнению с содержанием в блоке от 0 до 30 %;

– коэффициент извлечения при ПВ от 0,6 до 0,9;

– коэффициент извлечения при КВ от 0 до 0,9;

– стоимость добычи, транспортировки, переработки руды, получения и переработки продуктивных растворов ПВ и КВ.

В случае комбинирования ТС и ПВ оптимум целевой функции обеспечивает вариант, когда при содержании металлов в запасах блока ниже 65–70 усл. ед. технологии соотносятся как 15 % ТС и 85 % ПВ. Максимальное значение прибыли достигается при содержании металла в запасах от 65–70 до 130–150 ед. и соотношении технологий 40 % ТС и 60 % ПВ.

Сквозной коэффициент извлечения при комбинированной технологии сопоставим с извлечением при традиционной технологии, а в тех случаях, когда он оказывается ниже, за счет минимизации затрат компенсируются потери и обеспечивается прибыль [15–17].

Процесс выщелачивания в дезинтеграторах используют для повышения активности компонентов смеси при приготовлении твердеющих смесей (рис. 3).

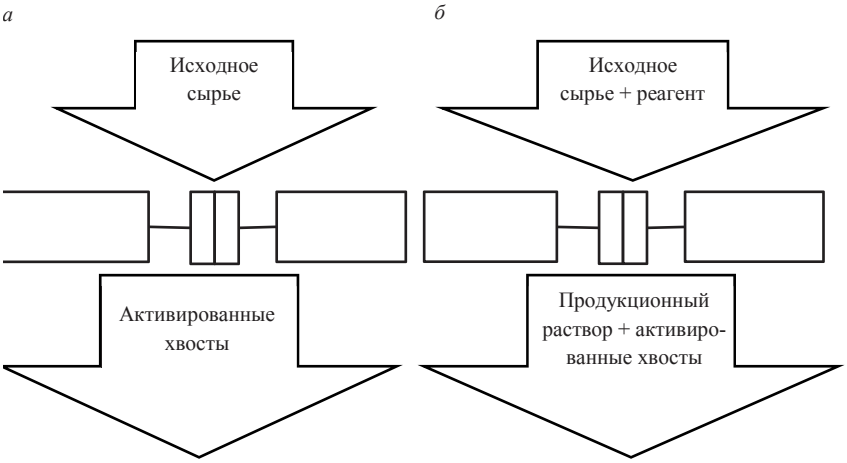


Рис. 3. Направления применения дезинтеграторов:
а – использование в составе бетонов; *б* – извлечение металлов и использование в составе бетонов

Прочность твердеющих смесей на основе хвостов обогащения при их активации в дезинтеграторах повышается с 1,30 до 1,52 МПа, или в 1,17 раз. Активированные хвосты обогащения используются в составе твердеющей смеси не только в качестве инертных заполнителей, но и вяжущих компонентов [18–21]. Мелкие фракции размером до 0,076 мм, включающие карбонатные компоненты, используют в качестве вяжущих. Смеси на основе активированных хвостов обогащения руд обеспечивают прочность при одноосном сжатии 0,5–1,5 МПа, достаточную для закладки большей части выработанного пространства при снижении расхода цемента в разы по сравнению с базовым значением.

Итак, комбинирование традиционных технологий разработки с технологиями выщелачивания металлов открывает перспективы использования ранее считавшихся некондиционными запасов и является резервом оздоровления экономики горных предприятий.

Утилизация хвостов обогащения на основе технологий выщелачивания обеспечит возможности погашения образованных горными работами пустот закладкой твердеющими смесями, что важно при работе на больших глубинах в напряженных скальных массивах.

Утилизируемые без ограничения по санитарным условиям материалы – продукты механохимической переработки – формируют практически неограниченную сырьевую базу не только для горного производства, но и для смежных отраслей народного хозяйства.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Голик В. И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. М.: Инфра-М, 2014. 192 с.

2. Вагин В. С., Голик В. И. Проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа: учеб. пособие. Владикавказ: Проект-пресс, 2005. 192 с.

3. Golik V. I., Khasheva Z. M., Shulgatyi L. P. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste // The Social Sciences (Pakistan). 2015. Vol. 10. No. 6. P. 750–754.

4. Шестаков В. А., Разоренов Ю. И., Габараев О. З. Управление качеством продукции на горных предприятиях: учеб. пособие. Новочеркасск: Изд-во ЮРГТУ, 2001. 262 с.

5. Исмаилов Т. Т., Голик В. И., Дольников Е. Б. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых: учебник для вузов. М.: Изд-во МГГУ, 2006. 331 с.

6. Голик В. И. Специальные способы разработки месторождений. М.: Инфра-М, 2014. 132 с.

7. Пагиев К. Х., Голик В. И., Габараев О. З. Наукоемкие технологии добычи и переработки руд. Владикавказ: Изд-во СКГМИ (ГТУ), 1998. 571 с.

8. Голик В. И., Хадонов З. М., Габараев О. З. Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений. Владикавказ: Терек, 2001. 391 с.

9. Голик В. И., Брюховецкий О. С., Габараев О. З. Технологии освоения месторождений урановых руд: учеб. пособие. М.: Изд-во МГРИ-РГГРУ, 2007. 131 с.

10. Разоренов Ю. И., Голик В. И., Куликов М. М. Экономика и менеджмент горной промышленности: учеб. пособие. Новочеркасск: Изд-во ЮРГТУ, 2010. 251 с.

11. Golik V. I., Komashchenko V. I., Razorenov Yu. I. Activation of technogenic resources in desintegrator // Mine Planning and Equipment Selection: Proceedings of the 22nd MPES Conference. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013. P. 1101–1106.

12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 3. P. 49–52.

13. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 5. P. 401–405.

14. Разоренов Ю. И., Голик В. И. Проблемы глубокой утилизации отходов переработки угля // Маркшейдерия и недропользование. 2013. № 4(66). С. 52–54.

15. Рыльникова М. В. Обоснование параметров комбинированной геотехнологии освоения медноколчеданных месторождений Урала: дис. … д-ра техн. наук. Магнитогорск, 1999. 324 с.

16. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 12. С. 29–33.

17. Голик В. И., Страданченко С. Г., Масленников С. А. Экспериментальное обоснование возможности утилизации хвостов обогащения руд цветных металлов // Цветная металлургия. 2011. № 3. С. 19–27.

18. Голик В. И., Разоренов Ю. И. Проектирование горных предприятий. Новочеркасск: Изд-во ЮРГТУ, 2007. 262 с.

19. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Ляшенко В. И., Шевченко Е. В. Повышение безопасности труда при подземной добыче оптимизацией размеров целиков и пролетов выработок // Безопасность труда в промышленности. 2016. № 3. С. 35–39.

20. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Масленников С. А. Концепция утилизации отходов обогащения металлсодержащего минерального сырья // Цветная металлургия. 2014. № 2. С. 36–44.

21. Воробьев А. Е., Разоренов Ю. И., Ваккер О. В. Высшее профессиональное образование в XXI веке. Новочеркасск: Набла, 2011. 168 с.

Поступила в редакцию 4 августа 2017 года

STRENGTHENING THE RAW MATERIAL BASE OF METAL DEPOSITS OF THE URALS

Golik V. I. – North Caucasus State Technological University, Vladikavkaz, the Russian Federation. E-mail: v.i.golik@mail.ru

Razorenov Iu. I. – Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, the Russian Federation. E-mail: yiri1963@mail.ru

The article is devoted to the problem of strengthening of the mineral-raw material base of the Ural enterprises at the expense of exploitation of substandard reserves, which currently are of interest to the resumption of mining. The objectivity is shown of transition from opencast method of mining to underground method to ensure the raw material base of mining enterprises. The analysis is introduced of the possibility to use poor-balance and off-balance ore reserves through the development of combined technologies, which have metal leaching as an element. The certificate on the underground leaching of balance ore is given. The idea of technologies integration is formulated; an example of options integration effectiveness calculation is introduced by means of analyzing the production function in modern models of economic growth. The advantages of the technology with leaching in substandard reserves extraction are revealed. It has been proved that the integration of the processes of mechanical activation and chemical leaching makes it possible to extract metals and obtain positive economic effect. Development technologies integration opens up prospects of substandard reserves use and improves the mining enterprises economics. Concentration tailings utilization provides the possibility of voids elimination by laying hardening mixtures, which expands the scope of resource-saving technologies application.

Key words: integration; development technology; leaching; metal; concentration tailings; resource-saving technology; economy.

REFERENCES

1. Golik V. I. *Prirodookhrannye tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Environmental protection technologies of ore deposits development]. Moscow, Infra-M Publ., 2014. 192 p.
2. Vagin V. S., Golik V. I. *Problemy ispol'zovaniia prirodnykh resursov iuzhnogo federal'nogo okruga: ucheb. posobie* [School book "The problems of natural reserves use at the Southern Federal District"]. Vladikavkaz, Proekt-press Publ., 2005. 192 p.
3. Golik V. I., Khasheva Z. M., Shulgatyi L. P. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste. *The Social Sciences (Pakistan)*, 2015, vol. 10, no. 6, pp. 750–754.
4. Shestakov V. A., Razorenov Iu. I., Gabaraev O. Z. *Upravlenie kachestvom produktsii na gornykh predpriiatiiakh: ucheb. posobie* [School book "Product quality control at mining enterprises"]. Novocherkassk, YuRGTU Publ., 2001. 262 p.
5. Ismailov T. T., Golik V. I., Dol'nikov E. B. *Spetsial'nye sposoby razrabotki mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh: uchebnik dlia vuzov* [School book for the institutions of higher education "Special methods of developing mineral deposits"]. Moscow, MGGU Publ., 2006. 331 p.
6. Golik V. I. *Spetsial'nye sposoby razrabotki mestorozhdenii* [Special methods of developing mineral deposits]. Moscow, Infra-M Publ., 2014. 132 p.
7. Pagiev K. Kh., Golik V. I., Gabaraev O. Z. *Naukoemkie tekhnologii dobychi i pererabotki rud* [High technologies of ore mining and procession]. Vladikavkaz, NCMMI (STU) Publ., 1998. 571 p.
8. Golik V. I., Khadonov Z. M., Gabaraev O. Z. *Upravlenie tekhnologicheskimi kompleksami i ekonomicheskaia effektivnost' razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Workflow processes control and the economic efficiency ore deposits development]. Vladikavkaz, Terek Publ., 2001. 391 p.
9. Golik V. I., Briukhovetskii O. S., Gabaraev O. Z. *Tekhnologii osvoeniia mestorozhdenii uranovykh rud: ucheb. posobie* [Uranium ore deposits exploitation technologies: school book]. Moscow, MGRI-RGGRU Publ., 2007. 131 p.
10. Razorenov Iu. I., Golik V. I., Kulikov M. M. *Ekonomika i menedzhment gornoi promyshlennosti: ucheb. posobie* [School book "Economics and management of mining"]. Novocherkassk, IuRGPU (NPI) Publ., 2010. 251 p.
11. Golik V. I., Komashchenko V. I., Razorenov Yu. I. Activation of technogenic resources in disintegrator. *Proc. of the 22nd MPES Conf.* "*Mine Planning and Equipment Selection"* Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013, pp. 1101–1106.
12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, vol. 7, no. 3, pp. 49–52.
13. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, vol. 7, no. 5, pp. 401–405.
14. Razorenov Iu. I., Golik V. I. [Problems of deep recycling of the waste coal processing's] *Marksheideriia i nedropol'zovanie – Mine Surveying and Subsurface Use*, 2013, no. 4(66), pp. 52–54. (In Russ.)
15. Ryl'nikova M. V. *Obosnovanie parametrov kombinirovannoi geotekhnologii osvoeniia medno-kolchedannykh mestorozhdenii Urala: dis. ... d-ra tekhn. nauk* [Substantiation of the parameters of integrated geotechnology of exploitation of the Urals copper-sulphide deposits. Dr. eng. sci. diss.]. Magnitogorsk, 1999. 324 p.
16. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Enlargement of raw base of mining enterprises on the basis of integrated use of deposits mineral resources]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 12, pp. 29–33. (In Russ.)
17. Golik V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. [Experimental substantiation of the possibility to utilize the tailings of non-ferrous metals ore concentration]. *Tsvetnaia metallurgiia – Russian Journal of Non-Ferrous Metals*, 2011, no. 3, pp. 19–27. (In Russ.)
18. Golik V. I., Razorenov Iu. I. *Proektirovanie gornykh predpriiatii* [Mining enterprises design]. Novocherkassk, YuRGTU Publ., 2007. 262 p.
19. Golik V. I., Razorenov Iu. I., Liashenko V. I., Shevchenko E. V. [Workplace safety improvement in underground mining by optimizing the size of pillars and spans of the working]. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti – Industrial Workplace Safety*, 2016, no. 3, pp. 35–39. (In Russ.)
20. Golik V. I., Razorenov Iu. I., Maslennikov S. A. [The idea of utilizing metal-containing mineral raw materials concentration wastes]. *Tsvetnaia metallurgiia – Russian Journal of Non-Ferrous Metals*, 2014, no. 2, pp. 36–44. (In Russ.)
21. Vorob'ev A. E., Razorenov Iu. I., Vakker O. V. *Vysshee professional'noe obrazovanie v XXI veke* [Higher professional education in the 21st century]. Novocherkassk, Nabla Publ., 2011. 168 p.

УДК 622.281.74+622.281.43 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-17-22

ОПЫТ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА УСТАНОВКИ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ АНКЕРОВ В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВУЮЩИХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ УРАЛА

КОРНИЛКОВ М. В., ПЕТРЯЕВ В. Е., КАНКОВ Е. В., ПОЛОВОВ Б. Д.

Проведена научно-исследовательская работа по установлению зависимости переходного электрического сопротивления железобетонного анкера от заполнения тела анкера цементно-песчаной смесью для оценки качества установки железобетонных анкеров. Результатом исследования стал разработанный электрометрический метод контроля качества железобетонной анкерной крепи. Разработан и изготовлен опытный образец прибора электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи (прибор АНЧ-АР). Предложенный метод и опытный образец прибора АНЧ-АР прошли лабораторные испытания и опробованы в условиях действующих подземных горных выработок горнодобывающего предприятия шахты «Южная» Высокогорского ГОКа (г. Кушва, Свердловская обл.). Установлены зависимости между степенью заполнения бетонным раствором шпура анкера и его удельным электрическим сопротивлением, позволяющие оценивать качество установки железобетонных анкеров в условиях скальных пород железорудных месторождений Урала.

Ключевые слова: электрометрический метод контроля качества; железобетонная анкерная крепь; переходное сопротивление; установка анкерной железобетонной крепи; прибор электрометрического контроля качества; технология электрометрического контроля.

В 2007 г. коллективом авторов произведены работы по физическому моделированию зависимости переходного сопротивления железобетонного анкера в электролитической ванне [1, 2]. На основании полученных результатов и результатов полевых лабораторных испытаний, выполненных в 2011 г. [3], был оформлен патент на изобретение № 2487243 «Способ неразрушающего контроля анкерной железобетонной крепи» (Рябухин Д. Ю., Корнилков М. В., Петряев В. Е., Боликов В. Е.).

Дальнейшие исследования привели к разработке электрометрического метода контроля качества железобетонной анкерной крепи [4].

Сущность метода заключается в определении коэффициента заполнения шпурового пространства цементно-песчаной смесью. Для этого выполняется определение переходного электрического сопротивления анкера электроизмерительны-

Корнилков Михаил Викторович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного строительства, главный редактор «Изв. вузов. Горного журнала». 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shsdep@ursmu.ru

Петряев Валерий Евгеньевич – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: opk_vk@ursmu.ru

Канков Евгений Владимирович – старший преподаватель кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: kankov_e@mail.ru

Половов Борис Дмитриевич – доктор технических наук, профессор кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

ми приборами путем последовательных измерений электрического сопротивления соответственно между анкером и минимум двумя электродами попеременно, а также между самими электродами. Первый электрод должен располагаться от измеряемого анкера на расстоянии, превышающем глубину анкера в 2–3 раза, второй и последующие электроды располагаются от измеряемого анкера на расстоянии, превышающем глубину анкера в 4–6 раз (рис. 1). Измеренные переходные электрические сопротивления анкера сравниваются с расчетным (теоретическим) с целью определения коэффициента, характеризующего качество заполнения пространства между анкером и скальной породой.

Степень заполнения полости шпура раствором оценивается величиной переходного сопротивления $R_{анк}$, зависящего от площади контакта железобетонного анкера с вмещающими скальными породами. Увеличение площади соприкосновения цементно-песчаного раствора с горными породами приводит к снижению $R_{анк}$.

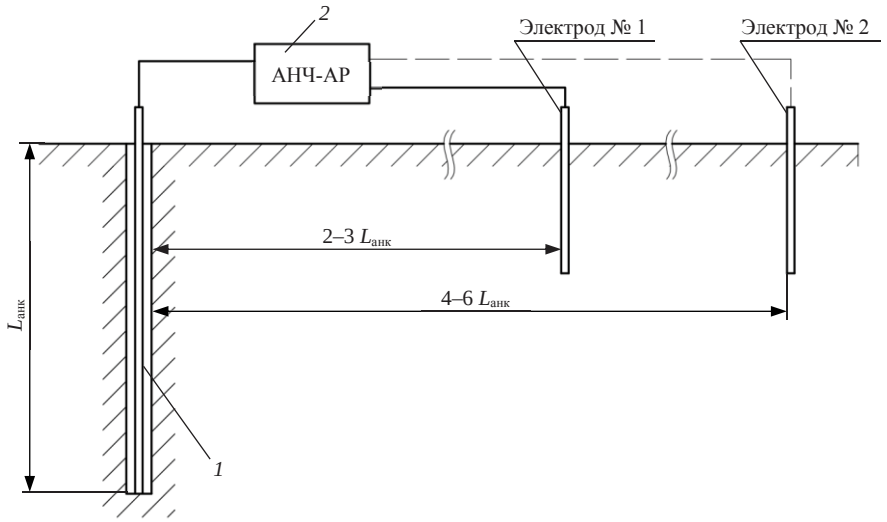


Рис. 1. Схема установки оборудования для осуществления контроля качества установки железобетонной анкерной крепи:
1 – железобетонный анкер; *2* – электроизмерительный прибор; $L_{анк}$ – длина анкера, м

В 2016–2017 гг. в рамках выполнения НИОКР по теме «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» (договор № 1116ГС/21740 от 15.04.2016) выполнены работы *(Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи (договор № 1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Этап № 1. Анализ применяемых способов определения качества установки анкерной железобетонной крепи. Разработка конструкторской документации на прибор. Изготовление опытного прибора электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи. Екатеринбург, 2016; Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи (договор № 1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Заключительный этап. Екатеринбург, 2017)*:

– разработка конструкторской документации на изготовление опытного образца прибора электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи (прибор АНЧ-АР);

– изготовление и исследование работы опытного образца прибора АНЧ-АР в лабораторных условиях;

– разработка технологии электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи с использованием прибора АНЧ-АР;

– опробование опытного образца прибора АНЧ-АР и разработанной технологии контроля в условиях подземных горных выработок действующих горных предприятий.

В соответствии с разработанным техническим заданием был изготовлен опытный образец прибора АНЧ-АР. Прибор состоит из генераторного, измерительного и зарядного блоков. Корпус прибора выполнен в ударо- и влагозащищенном исполнении. Масса прибора составляет: без аккумуляторов – 5 кг, с аккумуляторами – 7 кг. Габаритные размеры 200 × 310 × 200 мм.

Во время лабораторных испытаний работы опытного образца прибора АНЧ-АР выполнена проверка следующих заявленных технических параметров: защищенность от «блуждающих» и «наведенных» токов; влаго- и пылезащищенность; надежность прибора при выполнении замеров; проверка температурных режимов работы.

При выполнении исследований использован специально оборудованный лабораторный полигон, позволивший создать условия работы, приближенные к реальным условиям действующих подземных горных выработок.

Результатом лабораторных исследований стало подтверждение заявленных технических параметров и разработка рекомендаций по процедуре проведения работ по электрометрическому контролю анкерной железобетонной крепи с использованием прибора АНЧ-АР.

Для опробования методики были проведены испытания в выработках шахты «Южная» Высокогорского ГОКа на гор. –240 м в откаточных штреках № 2 и № 4. Для проведения испытаний в откаточном штреке № 2 были пробурены 9 шпуров диаметром 42 мм длиной 1,7 м. В процессе испытания производилось заполнение шпуров цементно-песчаным раствором с установкой арматурных стержней. Комплект шпуров был разделен на три группы (по три шпура) с разной степенью заполнения (100; 70; 35 %). В процессе установки контрольных анкеров с 70- и 30-процентным заполнением цементно-песчаным раствором возникли технические сложности с точностью дозирования раствора.

В связи с этим при выполнении последующих испытаний в откаточном штреке № 4 был использован комплект шпуров из трех групп по три шпура разной длины (150; 100; 45 см). В расчетах шпуры длиной 150 см были приняты за анкеры с заполненностью 100 %; 100 см – с заполненностью на 68 %; 45 см – с заполненностью на 30 %.

Замеры электрического сопротивления анкеров производились в два этапа: первый – сразу после установки анкеров; второй – на следующий день после установки, т. е. через 20–22 ч.

На втором этапе замеры производились для определения зависимости электрического сопротивления от состояния цементно-песчаного раствора, так как через сутки он находится в затвердевшем состоянии и начинаются процессы активного набора прочности, продолжающиеся первую неделю. Кроме того, производились замеры электрического сопротивления установленных анкеров через один месяц, но полученные результаты не позволяют достоверно оценить качество заполнения цементно-песчаной смесью. Это вызвано тем, что процесс набора паспортной прочности завершен и в теле железобетонного анкера практически не остается воды, которая и создает основную электропроводимость цементно-песчаного заполнения железобетонного анкера.

Результаты измерения величины электрического сопротивления испытуемых анкеров приведены в таблице. Графики изменения величины электрического сопротивления в зависимости от степени заполнения анкеров цементно-песчаным раствором, полученные по результатам испытаний сразу после установки анкеров и через сутки после их установки, приведены на рис. 2.

Результаты измерения величины электрического сопротивления анкеров

Номер шпура	Заполнение анкера цементно-песчаной смесью, %	Сопротивление испытываемого анкера $R_{анк}$, Ом	Усредненное сопротивление анкеров, Ом
Замеры, выполненные непосредственно после установки анкеров			
1	100	172,5	108,33
2		222,5	
3		155,0	
4	70	140,0	122,50
5		112,5	
6		115,0	
7	30	110,0	183,33
8		105,0	
9		110,0	
Замеры, выполненные через сутки после установки анкеров			
1	100	170,0	111,67
2		220,0	
3		150,0	
4	70	135,0	124,17
5		120,0	
6		117,5	
7	30	112,5	180,00
8		105,0	
9		117,5	

Проведение замеров осуществляется в следующей последовательности.

1. Выполняется измерение параметров эталонного шпура (диаметр, длина). Полученные данные заносятся в журнал измерений. Эти параметры необходимы для определения площади поверхности $S_{анк}$ контакта раствора цемента с вмещающими скальными породами.

2. Производится измерение удельного электрического сопротивления массива горных пород через эталонный шпур.

3. Выбирается местоположение контрольных электродов и выполняется их установка. В качестве контрольных электродов можно использовать арматурные стержни, заглубленные в почву выработки на соответствующих расстояниях от измеряемого анкера.

4. Устанавливается железобетонный анкер.

5. К контролируемому железобетонному анкеру и контрольным электродам подключаются измерительные провода.

6. Осуществляется измерение разницы потенциалов ΔU между измеряемым железобетонным анкером (№ 1) и контрольными электродами (№ 2 и № 3 соответственно), а также между контрольными электродами. Полученные значения ΔU_{1-2}, ΔU_{1-3} и ΔU_{2-3} заносятся в журнал измерений. На данном этапе производятся измерения по всем испытуемым анкерам.

7. Производится определение переходных электрических сопротивлений R_1 ($R_{анк}$), R_2 и R_3.

8. Обрабатываются полученные данные переходных электрических сопротивлений испытываемых железобетонных анкеров и определяется качество их заполнения путем сравнения с эталонными значениями.

При выполнении работ по опробованию разработанной методики электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи в условиях действующих подземных горных выработок в качестве контрольных электродов были использованы установленные анкеры, расположенные на стороне выработки, противоположной месту размещения измеряемых анкеров. Это позволило сократить время подготовительных операций перед началом работ по замерам величины переходного электрического сопротивления железобетонных анкеров, а также решить проблемы с размещением контрольных электродов, так как не всегда имеется возможность разместить их по почве выработки, например при обводненности почвы или высокой крепости пород, вмещающих выработку.

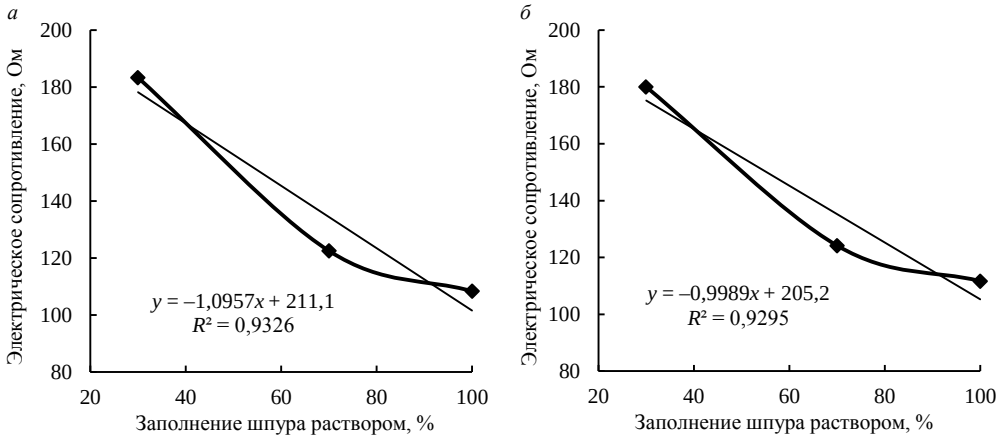


Рис. 2. Диаграмма распределения электрического сопротивления по 9 шпурам с разной степенью заполнения цементно-песчаным раствором:
а – в момент установки анкеров; *б* – через 21 час после установки

В качестве критерия качества выполненных замеров предлагается использовать значения R_2 и R_3 переходных электрических сопротивлений между исследуемым железобетонным анкером и контрольными электродами (железобетонными анкерами, используемыми в качестве электродов). При правильном выполнении замеров значения R_2 и R_3, полученные после расчета переходных электрических сопротивлений, должны давать сопоставимые результаты в пределах группы. При получении значений R_2 и R_3, выпадающих из общей группы, необходимо произвести повторные измерения всей группы с изменением контрольных электродов (железобетонных анкеров).

Для оперативной обработки данных непосредственно на месте проведения замеров выполнена разработка электронного журнала замеров на базе электронных таблиц Microsoft Office Excel. Журнал находится в переносном ПК или планшете оператора прибора АНЧ-АР.

При выполнении замеров показания прибора АНЧ-АР вносятся в электронный журнал, где производится автоматический расчет переходных электрических сопротивлений R_1, R_2 и R_3. Наличие электронного журнала у оператора прибора АНЧ-АР позволяет оперативно определить качество выполненных замеров и при необходимости повторить замеры с изменением местоположения контрольных электродов.

Рассмотренный метод позволяет осуществлять оперативный контроль качества заполнения шпура (скважины) под железобетонный анкер без его разруше-

ния, так как данный параметр определяет работоспособность и надежность анкера непосредственно после его установки с минимальными затратами времени как на подготовку измерений, так и на их выполнение. Использование переносного ПК или планшета позволяет оперативно получить результаты контроля и улучшить качество заполнения шпура (скважины) цементно-песчаной смесью.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников А. В., Петряев В. Е., Корнилков М. В., Боликов В. Е. Лабораторные исследования контроля качества железобетонных анкеров, установленных в скальном массиве // Проблемы недропользования: матер. II Всерос. молодежн. науч.-практ. конф. (12–15 февр. 2008 г.). Екатеринбург: УрО РАН, 2008. С. 171–177.

2. Мельников А. В., Петряев В. Е., Корнилков М. В. Физическое моделирование переходного сопротивления анкера в электролитической ванне // Матер. Уральской горнопромышл. декады (14–23 апр. 2008 г.). Екатеринбург: УГГУ, 2008. С. 121–122.

3. Рябухин Д. Ю. Лабораторные испытания двумерной модели железобетонного анкера // Уральская горная школа – регионам: сб. докл. Междунар. науч.-практ. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2012. С. 316–317.

4. Корнилков М. В., Петряев В. Е., Боликов В. Е., Рябухин Д. Ю., Канков Е. В. Контроль качества установки железобетонных анкеров электрометрическим способом // Изв. вузов. Горный журнал. 2014. № 3. С. 18–21.

Поступила в редакцию 8 декабря 2017 года

THE EXPERIENCE OF SOLVING THE PROBLEMS OF ESTIMATING THE QUALITY OF REINFORCED CONCRETE ANCHORS INSTALLATION IN CONDITIONS OF OPERTING MINING ENTERPRISES OF THE URALS

Kornilkov M. V., Petriaev V. E., Kankov E. V., Polovov B. D. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: shsdep@ursmu.ru

The group of authors carried out research and development work on the determination of the dependence of transient electrical resistivity of reinforced concrete anchor and the quality of the anchor body filling with sand-cement mixture to estimate the quality of reinforced concrete anchors installation. The result of the survey is the developed electrometric method of reinforced concrete anchor quality control. The prototype of the device of electrometric control of anchor reinforced concrete support has been developed and manufactured (ANCh-AR device). The developed method and the prototype of the ANCh-AR device have passed the laboratory tests and have been tested in conditions of operating underground mine workings of mining enterprise of the mine Yuzhnaya of Vysokogorsky Ore Mining and Processing Enterprise (GOK) (Kushva, Sverdlovsk region). The dependences are determined between the filling degree of anchor bore-hole with concrete grout and its specific electric resistance, which make it possible to estimate the quality of reinforced concrete anchors installation in conditions of hard rock iron-ore deposits of the Urals.

Key words: electrometric method of quality control; reinforced concrete anchor support; transient resistivity; installation of anchor reinforced concrete support; the device of electrometric quality control; the technology of electrometric control.

REFERENCES

1. Mel'nikov A. V., Petriaev V. E., Kornilkov M. V., Bolikov V. E. [Laboratory research of quality control of reinforced concrete anchors installed in the hard rock massif]. *Problemy nedropol'zovaniia: mater. II Vseros. molodezhn. nauch.-prakt. konf. (12–15 fevr. 2008 g.)* [Proc. of the 2nd All-Russian Youth Research-to-Pract. Conf. (12th – 15th February, 2008) "The Problems of Subsoil Use"]. Ekaterinburg, UB RAS Publ., 2008, pp. 171–177. (In Russ.)

2. Mel'nikov A. V., Petriaev V. E., Kornilkov M. V. [Physical modeling of transient resistance of an anchor in electrolytic bath]. *Mater. Ural'skoi gornopromyshl. dekady (14–23 apr. 2008 g.)* [Proc. of the Urals mining decade (14th – 23rd April, 2008)]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2008, pp. 121–122. (In Russ.)

3. Riabukhin D. Iu. [Laboratory research of the two-dimensional model of reinforced concrete anchor]. *Ural'skaia gornaia shkola – regionam: sb. dokl. Mezhdunar. nauch.-prakt. konf.* [Proc. of the Int. Research-to-Pract. Conf. "Ural Mining School – to the Region's]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2012, pp. 316–317. (In Russ.)

4. Kornilkov M. V., Petriaev V. E., Bolikov V. E., Riabukhin D. Iu., Kankov E. V. [Quality control of the unit of concrete anchors using the electric method]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2014, no. 3, pp. 18–21. (In Russ.)

УДК 622.278 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-23-29

ПРОГНОЗ СМЕЩЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ПОДЗЕМНОЙ ВЫРАБОТКИ

ЛАТЫШЕВ О. Г., ПРИЩЕПА Д. В., КАЗАК О. О.

Практика проектирования крепи подземных выработок опирается на рекомендации нормативных документов. Определяющим параметром является смещение пород массива в сторону выработанного пространства. Для его оценки предлагается комплект номограмм и поправочных коэффициентов, выбор которых достаточно субъективен, что снижает надежность расчетов. В работе на основании теоретических и экспериментальных исследований дается методика оценки коэффициента структурного ослабления породного массива и концентрации напряжений на контуре подземной выработки, основанной на фрактальных исследованиях геометрии выработки. Расчетные формулы адаптированы к различным типам трещинной структуры породных массивов: с параллельной и хаотичной системой трещин, пересекающихся трещин, формирующих блочную структуру массива. Предлагаемые методики не противоречат рекомендациям нормативных документов и существенно расширяют расчетную базу проектирования нагрузки на крепь подземных выработок.

Ключевые слова: породный массив; подземная выработка; смещение пород; прогноз.

Определение нагрузки на крепь подземной выработки осуществляется по одной из расчетных схем – заданных нагрузок и заданных деформаций. В первом случае нагрузка на крепь определяется весом разрушенных пород в своде естественного равновесия (М. М. Протодьяконов, П. М. Цимбаревич, Н. М. Покровский). В рамках этой концепции решение задачи осуществляется методами сопротивления материалов. При этом напряженное состояние породного массива никак не учитывается. Другой подход (расчет по заданной деформации) основан на анализе совместной деформации крепи и вмещающих пород (А. Лаббас, К. В. Руппенейт, Ю. М. Либерман). Из контекста различных гипотез горного давления следует, что концепцию образования свода естественного равновесия следует применять при малых глубинах заложения выработки, а концепцию заданных деформаций – при больших глубинах.

Практика проектирования крепи горных выработок опирается на рекомендации свода правил *(СП 91.13330.2012. Подземные горные выработки. М.: ФЦС, 2012. 53 с. (актуализированная версия СНиП II-94-80)*. Процедура выбора и расчета крепи производится в соответствии с методикой И. В. Баклашова [1] по расчетным смещениям пород и характеристикам принятой крепи. Условия совместной работы крепи и массива определяются серией номограмм и поправочных коэффициентов. Ключевым моментом рекомендаций СП 91.13330.2012 [2] является номограмма для определения типового смещения пород (рис. 1, здесь $U_т$ – типовое смещение пород; $R_с$ – прочность массива с учетом его структурного ослабления; $H_р$ – расчетная глубина, учитывающая действующие в массиве напряжения).

Латышев Олег Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

Прищепа Дмитрий Вячеславович – аспирант кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: dimaprishepa@gmail.com

Казак Ольга Олеговна – кандидат технических наук, доцент кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

В СП 91.13330.2012 предлагается номограмма для определения расчетной глубины, где входными параметрами являются коэффициент бокового давления $\lambda_ф$ и некоторый обобщенный реологический параметр χ/β. Причем величина последнего параметра жестко привязана к прочности пород. Однако теория и практика свидетельствуют о том, что реологические характеристики пород не определяются их прочностью. Кроме того, предполагается, что коэффициент бокового давления $\lambda_ф$ известен. Однако его можно определить только с помощью натурных испытаний. И если они в данном массиве проведены, то необходимость определения расчетной глубины отсутствует. По-видимому осознавая это, авторы рекомендаций указывают, что данный вопрос нуждается в дополнительных исследованиях для конкретных горно-геологических условий. Следовательно, рекомендации номограммы следует уточнить на основе анализа ее расчетной базы.

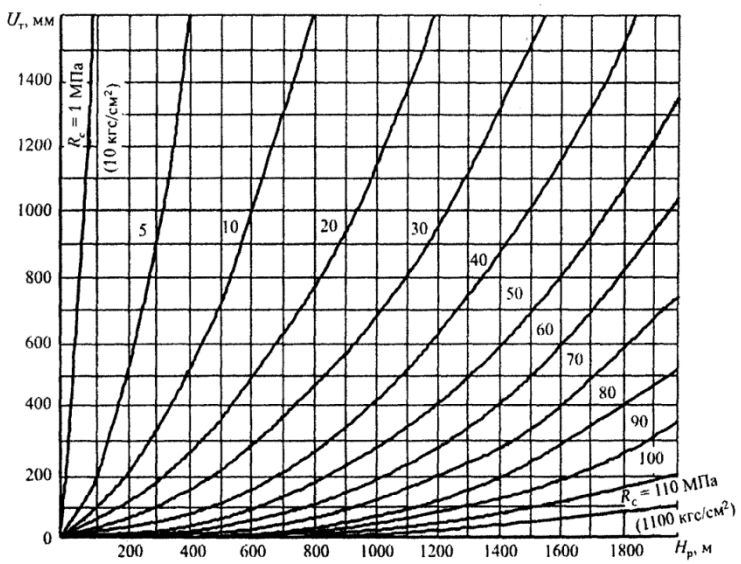


Рис. 1. Номограмма для определения типового смещения пород

Базой построения указанной номограммы (рис. 1) явились исследования И. Н. Кацаурова [3]. Автором на основании результатов исследований Ю. З. Заславского и обобщения натурных наблюдений получено уравнение зависимости смещения контура выработки от глубины ее заложения H, ее эквивалентного размера (радиуса) r_0 и прочности пород $\sigma_{сж}$ в виде:

$$U = Ar_0\left[\exp\left(\frac{2(\beta\gamma H - p)}{\alpha\sigma_{сж}}\right) - 1\right], \qquad (1)$$

где A – коэффициент пропорциональности; p – реакция отпора крепи.

По смыслу данного выражения показатель α сопоставляется с коэффициентом структурного ослабления пород, β – с коэффициентом концентрации напряжений. Коэффициент пропорциональности A отражает особенности технологии проходки выработок и горно-геологические условия. По мнению И. Н. Кацаурова, величины этих коэффициентов следует определять по результатам натурных наблюдений в конкретных горно-геологических условиях. Однако такой подход лишает его методику смысла на стадии проектирования. В то же время данное

уравнение можно использовать для относительной оценки изменения предельных смещений с глубиной заложения выработки и прочностью пород. Это тем более ценно, что уравнение (1) отражает реальные шахтные исследования смещения пород в сторону выработанного пространства.

Анализ результатов наблюдений в условиях шахт Донбасса, обсуждаемых в работе [3], позволил уточнить расчетную формулу (1). Если принять $p = 0$, т. е. не учитывать работу крепи, то уравнение смещений запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[\exp\left(\frac{K\gamma H}{k_c \sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \qquad (2)$$

где μ – коэффициент пропорциональности; r_0 – радиус эквивалентного сечения выработки; K – коэффициент концентрации напряжений; k_c – коэффициент структурного ослабления породного массива.

Адекватность предлагаемого выражения подтверждается тем, что при $\mu = 26$; $r_0 = 3$ м; $K = 1$; $k_c = 0{,}67$ рассчитанные по формуле значения полностью совпадают с данными номограммы СП 91.13330.2012 (рис. 1). Однако если входом номограммы являются лишь глубина разработки и прочность пород, то расчетная формула учитывает как напряжения на контуре выработки, так и структурное ослабление породного массива.

В рекомендациях СП 91.13330.2012 коэффициент структурного ослабления k_c предлагается оценивать по среднему расстоянию между трещинами породного массива. Однако, по общему признанию [4], оценивать коэффициент структурного ослабления только на основе учета трещиноватости массива явно недостаточно. В исследованиях А. Н. Шашенко [5] породный массив рассматривается как природная среда, нарушенная микродефектами различной природы и макродефектами в виде системы трещин, плоскостей ослабления и т. п. Для совместной оценки влияния данных факторов на прочность массива им предлагается следующая модель. Породный массив рассматривается как система плотно прилегающих друг к другу микроблоков, имеющих размеры и форму образцов, которые используются в стандартных испытаниях прочности. Те микроблоки, через которые проходит природная трещина массива, заведомо в лабораторных испытаниях не представлены и имеют нулевую прочность. Однако они содержатся в массиве и, следовательно, формируют генеральную совокупность. Тогда при организации классической выборки в статистике испытаний появятся нулевые величины. Это изменит величину дисперсии (коэффициент вариации) результатов, что и отразит влияние природной трещиноватости массива на его прочность. Исследованиями авторов [6] установлено, что в такой модели коэффициент структурного ослабления массива может быть определен формулой:

$$k_{стр} = \frac{a + b\left(1 - V_\sigma\right)}{c\left(0{,}2J_т + 1\right)},$$

где a, b, c – эмпирические коэффициенты; для скальных пород Урала $a = 0{,}7$; $b = 0{,}8$; $c = 1{,}25$; $J_т$ – модуль трещиноватости массива, 1/м; V_σ – коэффициент вариации единичных значений прочности в лабораторных испытаниях пород.

Коэффициент концентрации напряжений K в формуле (2) определяется размером выработки (обнажения) и степенью неровностей ее контура в результате производства буровзрывных работ (БВР). Исследование условий проходки горизонтальных выработок Североуральских бокситовых рудников (СУБР) показало [7],

что адекватной оценкой концентрации напряжений может служить фрактальный коэффициент формы выработки k_f:

$$K = 1{,}1q(P)k_f^{-0{,}1}.$$

Здесь величина множителя $q(P)$ зависит от принимаемого уровня надежности расчетов P: при P = 85 % – q(0,85) = 1,44; при P = 95 % – q(0,95) = 1,96; при P = 99 % – q(0,99) = 2,66 [1]. Для инженерных расчетов рекомендуется P = 95 % – q(0,95) = 1,96. Фрактальный коэффициент формы

$$k_f = \frac{4\pi S}{P_f^2}.$$

Из формулы следует, что чем более изрезан контур выработки при постоянстве проектной площади сечения выработки в проходке S, тем больше ее периметр P_f и тем меньше фрактальный коэффициент формы. Анализ реальной геометрии выработок показывает, что линии их контура являются фрактальными объектами, которые адекватно оцениваются их фрактальной размерностью d_f. Методика ее определения рассмотрена в работе [7]. Тогда в соответствии с законом Ричардсона [8] периметр контура выработки определится как $P_f = P_0^{df}$, где P_0 – проектный периметр выработки как геометрически правильной фигуры.

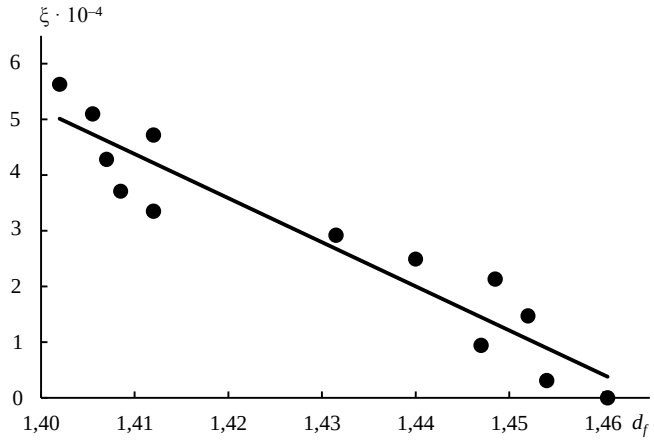


Рис. 2. Зависимость площади контактов берегов трещины от ее фрактальной размерности

Коэффициент пропорциональности μ в формуле (2) зависит от типа и трещинной структуры породного массива. Для оценки его величины авторами сформированы модели выработок в массиве и методом конечных элементов (программный комплекс Plaxis) определены смещения пород в кровле и стенах выработок для условий месторождения Юбилейное (Башкортостан) [9].

Исследованиями К. В. Руппенейта [10] показано, что все многообразие реальных массивов в расчетных схемах можно свести к трем его типам: массив с системой параллельных трещин; массив с блочным строением; массив с системой хаотично ориентированных трещин. Для задания начальных условий данных типов моделей в программы метода конечных элементов (МКЭ) вводились соответствующие деформационные характеристики.

Для массива с параллельной системой трещин соотношение между модулями упругости вмещающих пород E_0 и трещиноватого породного массива E определится формулой:

$$E = \frac{E_0}{1 + \sum_{i=1}^{n} \eta_i \left(1 - \sin^4 \theta_i\right)}. \quad (3)$$

Здесь рассматривается ситуация, когда протяженность трещин превышает размер влияния выработанного пространства X_m. На обнажениях или путем скважинного каротажа выявляются системы трещин i-го порядка с углом наклона к горизонтальной плоскости θ_i.

Для блочного массива:

$$E = \frac{E_0}{1 + \sum_{i=1}^{n} \eta_i \left(1 - \sin^4 \theta_i\right) \frac{L_i}{X_m} \cos\theta}, \quad (4)$$

где L_i – средний размер блока породного массива, определяется как наиболее вероятное значение трещин отдельности, имеющих распределение Вейбулла.

Для массива с хаотично распределенными трещинами:

$$E = E_0 \Big/ \left(1 + \frac{5}{8} n\eta\right), \quad (5)$$

где n – число систем трещин.

В формулах (3)–(5) значимым параметром является геометрическая характеристика i-й системы трещин

$$\eta = \frac{\delta}{\xi h},$$

где δ – средняя ширина раскрытия трещины; ξ – относительная площадь контактов ее берегов; h – толщина слоя ненарушенного материала, приходящегося на данную трещину, может быть принята как расстояние между трещинами.

Расстояние между трещинами отдельности l_i определится натурными замерами и их статистической обработкой. Ширина зияния δ_i и относительная площадь контактов ξ_i – показатели взаимосвязанные, и их определение не столь очевидно. Так, К. В. Руппенейтом [10] рекомендуется принимать $\xi_i = 3 \cdot 10^{-4}$ как некоторую константу. Однако совершенно очевидно, что эта величина будет различной для реальных трещин массива. Более того, она будет меняться в ходе деформирования массива. При этом следует учитывать величину дилатансии пород. Все эти факторы учтены и вводятся в модель по результатам авторских исследований динамики трещин в статистической модели [11]. Как следует из анализа результатов моделирования и из рассмотрения общего механизма деформации трещин, при сближении берегов трещины происходит разрушение зубьев ее шероховатости и, как следствие, выполаживание траекторий. Установлено, что степень шероховатости трещин достаточно точно оценивается их фрактальной размерностью. Тогда процесс деформации трещин будет сопровождаться изменением фрактальной

размерности их берегов (рис. 2). Таким образом, увеличение площади контактов берегов трещин закономерно сопровождается снижением их фрактальной размерности d_f:

$$\xi_i = kd_{f0}\left(1 - bd_{fi}\right),$$

где d_{f0} – фрактальная размерность средней линии исходной трещины; k, b – эмпирические коэффициенты, зависящие от геометрии трещины и соотношения нормальных и сдвигающих деформаций. Анализ и обобщение широкого класса трещин вмещающих пород месторождения Юбилейное и строящегося Екатеринбургского метрополитена позволил оценить значения эмпирических коэффициентов: $k = 7{,}9 \cdot 10^{-3}$; $b = 0{,}68$.

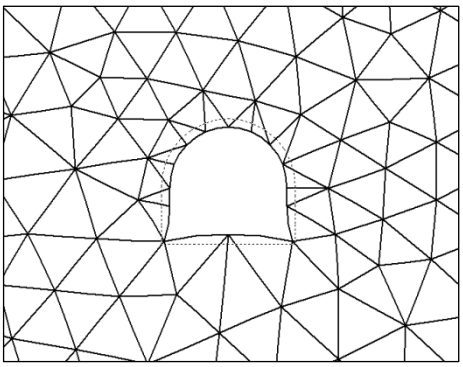


Рис. 3. Общая деформация сечения квершлага в блочном массиве

Приведенные результаты исследований явились основой задания начальных и граничных условий моделей различных типов породных массивов для условий месторождения Юбилейное. В качестве примера на рис. 3 показаны результаты моделирования смещений блочного массива.

Путем сопоставления результатов моделирования данных типов массива методом конечных элементов с результатами расчетов по формуле (2) для условий месторождения Юбилейное получены значения коэффициентов (таблица).

Значения коэффициентов μ для разных типов породного массива

Тип массива	Кровля выработки	Стены выработки
Система параллельных трещин	0,0022	0,0017
Блочное строение	0,0180	0,0160
Система хаотичных трещин	0,0044	0,0050

Таким образом, приведенные результаты теоретических и экспериментальных исследований позволяют прогнозировать смещение пород в сторону выработки с учетом трещинной структуры массива, коэффициента структурного ослабления и фрактальной размерности линии контура выработки, образованной в ходе производства буровзрывных работ. Следует отметить, что предложенные методики не противоречат рекомендациям нормативных документов, но существенно их дополняют и расширяют расчетную базу проектирования крепи подземных выработок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механика горных пород. М.: Недра, 1975. 271 с.
2. Половов Б. Д. Геомеханический анализ протяженных горных выработок. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 169 с.
3. Кацауров И. Н. Горное давление. Вып. 2. Механика горных пород. М.: Изд-во МГИ, 1972. 263 с.
4. Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. М.: Недра, 1992. 224 с.
5. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П. Механика горных пород. Киев: Новий друк, 2003. 400 с.
6. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. М.: Теплотехник, 2007. 672 с.
7. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Фрактальный коэффициент формы подземных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 8. С. 50–56.
8. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. М.: Изд-во ИКИ, 2002. 656 с.

9. Прищепа Д. В., Латышев О. Г. Использование метода конечных элементов для исследования напряженно-деформированного состояния трещиноватого породного массива // Инвестиционные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: тр. VI Междунар. науч.-техн. конф. (18–19.04.2017). Екатеринбург, 2017. С. 258–265.

10. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1975. 223 с.

11. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Прогноз деформационных характеристик трещиноватого породного массива // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 1. С. 80–86.

Поступила в редакцию 21 ноября 2017 года

THE FORECAST OF ROCK DISPLACEMENTS TO DETERMINE THE UNDERGROUND WORKING SUPPORT LOAD

Latyshev O. G., Prishchepa D. V., Kazak O. O. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

The practice of designing the support of underground workings is based on the recommendations of regulations. The rock mass displacement towards the mined-out area are is the determining parameter. For its estimation the package of nomograms and correction factors is suggested, the choice of which is rather subjective, which reduces the reliability of the calculations. In the present work, on the grounds of theoretical and experimental investigations, the methods of estimating the coefficient of rock massif structural weakening is introduced and stress concentration at the outline of the underground working, which is based on the fractal investigations of the working geometry. Calculation formulae are adapted to various types of jointed structure of rock massifs: with parallel and chaotic systems of fissures, which form the blocky structure of the massif. The methods suggested don't contradict the recommendations of regulations and significantly extend the calculation base of designing the loading on the underground workings support.

Key words: rock massif; underground working; rock displacement; forecast.

REFERENCES

1. Baklashov I. V., Kartoziia B. A. *Mekhanika gornykh porod* [The mechanics of rocks]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 271 p.

2. Polovov B. D. *Geomekhanicheskii analiz protiazhennykh gornykh vyrabotok* [Geomechanical analysis of extended mine workings]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2005. 169 p.

3. Katsaurov I. N. *Gornoe davlenie. Vyp. 2. Mekhanika gornykh porod* [Rock pressure. Issue 2. Rock mechanics]. Moscow, MMU Publ., 1972. 263 p.

4. Stavrogin A. N., Protosenia A. G. *Mekhanika deformirovaniia i razrusheniia gornykh porod* [The mechanics of rock deformation and destruction]. Moscow, Nedra Publ., 1992. 224 p.

5. Shashenko A. N., Pustovoitenko V. P. *Mekhanika gornykh porod* [Rock mechanics]. Kiev, Novii druk Publ., 2003. 400 p.

6. Latyshev O. G. *Razrushenie gornykh porod* [Rock break up]. Moscow, Teplotekhnik Publ., 2007. 672 p.

7. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [Fractal coefficient of underground workings shape]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 8, pp. 50–56. (In Russ.)

8. Mandel'brot B. *Fraktal'naia geometriia prirody: per. s nem.* [Fractal geometry of nature: translation from German]. Moscow, IKI Publ., 2002. 656 p.

9. Prishchepa D. V., Latyshev O. G. [The use of the method of finite elements to investigate the stress-strained state of the jointed rock massif]. *Investitsionnye geotekhnologii pri razrabotke rudnykh i nerudnykh mestorozhdenii: tr. VI Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf. (18–19.04.2017*) [Proc. of the 6th Int. Research and Tech.. Conf. "Investment geotechnologies under the development of ore and non-metallic fields" (18th – 19th April, 2017)]. Ekaterinburg, 2017, pp. 258–265. (In Russ.)

10. Ruppeneit K. V. *Deformiruemost' massivov treshchinovatykh gornykh porod* [Deformability of fissured rock massifs]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 223 p.

11. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [The forecast of deformational characteristics of jointed rock massif]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 1, pp. 80–86. (In Russ.)

УДК 911.5:622 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-30-39

МИГРАЦИЯ ВЕЩЕСТВА ПРИ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ИХ ПЕРВИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ

КОНОВАЛОВ В. Е., ГЕРМАНОВИЧ Ю. Г.

При разработке месторождений полезных ископаемых образуется специфическая техногенная среда, которая характеризуется следующими компонентами: горной массой, техноземами, рудничным воздухом и рудничными водами. Под воздействием компонентов техногенной среды в процессе добычи полезных ископаемых и их первичной переработки происходит миграция веществ в твердом, жидком и газообразном состоянии. В статье обобщены пути миграции веществ с учетом их влияния на окружающую среду и возможных последствий, в том числе негативного характера. Показано, что горные работы сопровождаются, как правило, перемещением горной массы с образованием пустых полостей на земной поверхности и в недрах и насыпей на земной поверхности, т. е. с образованием техногенного рельефа. Кроме этого, перемещение насыщенных вредными веществами атмосферного воздуха (рудничный воздух) и природных поверхностных и подземных вод (рудничные и промышленные воды) негативно воздействует на окружающую среду, являясь причиной ее загрязнения, в том числе почвенного слоя, вплоть до его полной деградации и превращения в техноземы. Следствием непосредственного воздействия природных и техногенных (антропогенных) факторов может быть возникновение чрезвычайных ситуаций, выражающихся в опасных, быстропротекающих, порой неконтролируемых процессах перемещения масс горных пород и грунтов в виде оползней и обрушений бортов карьеров и откосов отвалов, провалов и оседаний земной поверхности над подземными горными выработками, разрушения дамб накопителей жидких отходов и затопления территории ниже по рельефу и т. п. Предложены мероприятия, позволяющие уменьшить вредное влияние горных работ на окружающую среду.

Ключевые слова: ***баланс горной массы; горнопромышленный комплекс; массив горных пород; миграция вещества; объекты горнопромышленных ландшафтов; рудничный воздух; рудничные воды; техногенная среда; техноземы.***

При разработке месторождений полезных ископаемых (МПИ) компоненты природной среды (недра, почва, поверхностные и подземные воды, атмосферный воздух, растительный и животный мир и др.) [1] изменяются в процессе ведения горных работ и обогащения полезных ископаемых и образуются компоненты техногенной среды: горная масса (вскрышные и вмещающие породы, руды), техноземы (техногенно-измененные почвы), рудничные воздух и воды, в том числе компоненты, образуемые при первичной переработке полезных ископаемых (отходы обогащения, промышленные воздух и воды).

Монолитный массив горных пород вследствие производства горных работ превращается в несвязную горную массу различного гранулометрического состава. Это вскрышные и вмещающие породы (размер куска горной породы со-

Коновалов Владимир Ефимович – кандидат технических наук, доцент кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: vek-1951@mail.ru

Германович Юлия Геннадиевна – старший преподаватель кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: juli.ug@yandex.ru

ставляет от 1,5 м до 0,01 м), которые складируются в отвалы или в гидроотвалы при гидромеханизированном методе разработки МПИ. Если это рудная масса, то она перемещается, как правило, на склады усреднения руды, после чего поступает в первичную переработку. Твердые отходы горного производства, попадая на почву и перемешиваясь с ней, способствуют ее деградации, загрязнению и потере плодородных свойств, формируя своеобразные антропогенные почвы – техноземы.

В свою очередь, рудничный воздух – это атмосферный воздух, который, поступая в горные выработки и перемещаясь по ним, изменяет свои физические свойства (давление, температуру, скорость, влажность и т. д.) и химические свойства, насыщаясь выделениями из горных пород и руд, а также продуктами взрывных работ [2] и горения полезных ископаемых [3].

Рудничные воды образуются из природных поверхностных и подземных вод в результате промышленного производства, ливневых стоков, промышленных сбросов и дренажных вод. Рудничные воды можно разделить на поверхностные (карьерный водоотлив) и подземные (шахтный водоотлив). В отличие от природных в составе рудничных вод находятся механические взвеси, инертные и опасные химические вещества, поступающие при ведении горных работ из горных выработок в процессе растворения в водах выделяющихся газов из горных пород и руд, продуктов взрывных работ, химических реагентов при бурении скважин, результатов работы карьерного и шахтного оборудования [4]. Промышленные воды образуются в процессе ведения горных работ и обогащения полезных ископаемых в виде ливневых стоков с отвалов и промышленных площадок и промышленных сбросов из объектов обогатительных фабрик, в том числе из шламо- и хвостохранилищ.

Период строительства технологических объектов горнопромышленного комплекса (ГПК), т. е. период образования первичных объектов горнопромышленных ландшафтов (ГПЛ) [5], характеризуется значительным механическим переносом горных масс – пустых (вскрышных и вмещающих) пород (рис. 1) и незначительным изменением геохимического состава почв, взаимодействующих с образуемыми объектами ГПЛ. Загрязнения происходят в основном за счет работы технологического оборудования.

Геохимическое состояние образуемых ГПЛ, несмотря на то что почвы подвергаются постоянному загрязнению, нетоксичное, так как породы налегающей толщи не содержат токсичных химических элементов, в основном это грунты и горные породы. Воды, поступающие в горные выработки, в процессе водоотлива откачиваются на поверхность и содержат химические вещества только от работающего в горных выработках оборудования и продуктов производства взрывных работ. Кроме этого, вредные вещества поступают от ливневых стоков с территории строительных площадок (промышленные стоки) либо в очистные сооружения, либо на рельеф. Негативное воздействие рудничного воздуха ограничивается выбросами газов от работающего оборудования и производства взрывных работ, а также сносом ветром частиц грунта и пустых пород с отвалов и строительных площадок. Существенных негативных геохимических изменений в ГПЛ не происходит. В физическом смысле идет увеличение площади и накопление объемов образованных объектов ГПЛ.

Период добычи полезного ископаемого характеризуется значительно меньшими переносами горной массы в основном за счет вмещающих пород, перемещением добытого полезного ископаемого на обогатительную фабрику непосредственно или первоначально на усреднительные склады, где происходит перемешивание богатой и бедной руды, а далее со складов – на первичную пере-

работку (обогащение) полезного ископаемого. После обогащения отходы от первичной переработки полезного ископаемого в виде жидкой смеси (пульпы) или сухих отходов (хвостов) перемещаются либо в накопители жидких отходов – шламо- и хвостохранилища или прудки-отстойники, либо в отвалы сухих хвостов.

По технологии разработки МПИ предусматривается формирование отвалов бедных руд, т. е. вмещающих пород, с низким содержанием полезного компонента (некондиционные запасы полезного ископаемого). Такие руды в будущем, при усовершенствовании технологии переработки полезного ископаемого, могут быть использованы в виде техногенно-минерального сырья (вторичных МПИ).

При разработке месторождений жидких и газообразных полезных ископаемых возможно временное хранение отходов от бурения скважин (шламов) в шламовых амбарах, а добытого полезного ископаемого (нефти или газа) – в подземных хранилищах, т. е. специально подготовленных полостях в недрах.

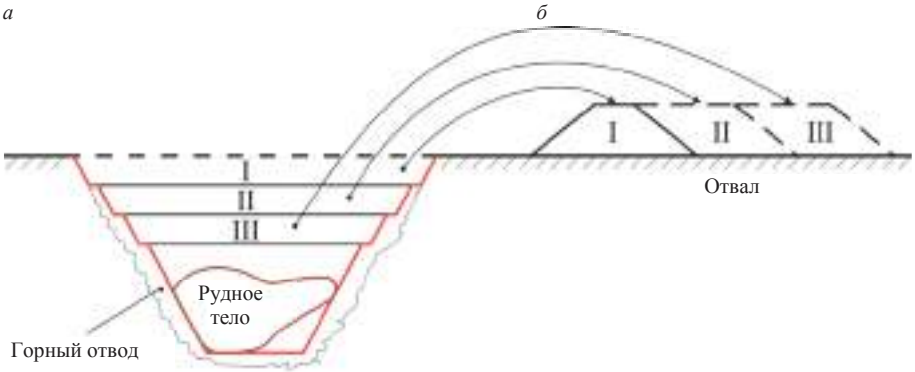


Рис. 1. Перемещение горной массы при образовании объектов ГПЛ при открытом способе разработки:
а – карьера; *б* – отвала

В этот период возможно образование новых специфических объектов ГПЛ – внутренних отвалов – с целью перемещения вынутых вскрышных или вмещающих пород в отработанную часть карьеров, а также использование отходов производства как основы для получения смеси при закладке подземных полостей отработанных камер при подземной разработке МПИ.

В период доработки МПИ объем перемещаемых горных масс уменьшается до минимума, прекращаясь с ликвидацией технологических объектов ГПК, в основном антропогенных объектов – зданий и части сооружений. Природно-антропогенные объекты (карьеры или разрезы, котлованы, отвалы, шламо- и хвостохранилища, прудки-отстойники) остаются на территории ГПК в рекультивированном или нерекультивированном виде.

Баланс перемещения горных масс в пределах горного и земельного отводов за период разработки МПИ показан на рис. 2, 3. На рис. 2: А – добыча полезного ископаемого; Б – размещение отходов горнодобывающего предприятия (отвалы, терриконы); В – первичная переработка полезного ископаемого (комплекс обогатительной фабрики); Гм – горная масса; I – расходы Гм на нужды предприятия, в том числе плодородно-растительный слой; II – отвалы вскрышных пород; III – отходы обогатительной фабрики; IV – конечный продукт (концентрат и т. п.).

Выемка горной массы и складирование ее неизмененной или измененной после обогащения части в насыпи приводит к физическим, геохимическим и биологическим изменениям не только в природных, но и в существовавших до разработки МПИ природно-антропогенных ландшафтах.

Физические изменения имеют место в прибортовом горном массиве и в толще налегающих горных пород, во вмещающих породах и непосредственно в рудном теле, в коре выветривания, т. е. в грунтах, являющихся основанием сооружений, в том числе отвалов и накопителей жидких отходов, а также в объектах ГПЛ, расположенных на поверхности.

Нарушение структуры горного массива, в том числе налегающих горных пород, приводит к изменению гидродинамического режима, сложившегося в природном объекте. Это явление выражается в увеличении водопритоков в горные выработки, ведет к понижению природного уровня подземных вод и формированию депрессионной кривой (депрессионной воронки), к гидродинамическим прорывам и затоплению горных выработок [4]. Просчеты в строительстве, неучет особенностей рельефа и свойств грунтов могут привести к чрезвычайным ситуациям, а именно к прорыву дамб гидротехнических сооружений (накопителей жидких отходов) и затоплению территории ниже по рельефу от гидротехнических сооружений.

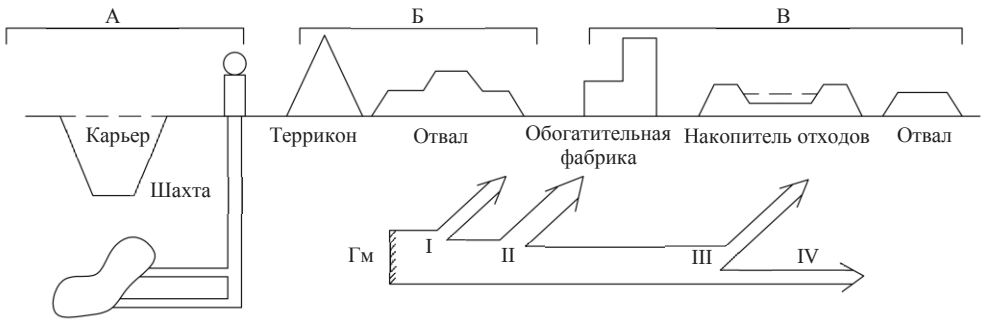


Рис. 2. Баланс перемещаемой горной массы

Ликвидация горных выработок путем «мокрой» консервации, т. е. их искусственным затоплением или прекращением водоотлива из горных выработок, приводит к подтоплению территории горного отвода или смежной с горными выработками территории. Такие явления могут спровоцировать и завалы (перекрытия) водоотливных подземных горных выработок, например лихтлог (водоотводящая подземная горная выработка) в г. Краснотурьинске, и оползни бортов отработанных карьеров (разрезов).

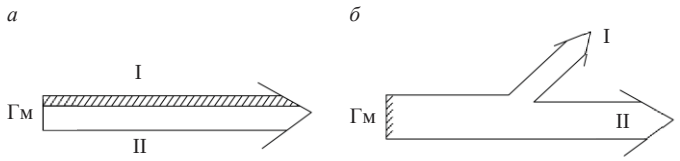


Рис. 3. Специальные случаи баланса горной массы:
а) I – почвенно-растительный слой; II – конечный продукт (торф, песок и т. п.);
б) I – конечный продукт (золото рассыпное); II – отходы (отвалы переработанных песков)

К подтоплению может привести плавное оседание земной поверхности в районе действия нефте- и газодобывающих скважин, где такое оседание обусловлено сжиманием пустых пор во вмещающих горных породах нефтяного или газового пласта после откачки полезного ископаемого.

Наиболее активным фактором изменения геохимических свойств объектов ГПЛ, формируемых на поверхности, является вода. Рудничные воды попадают на

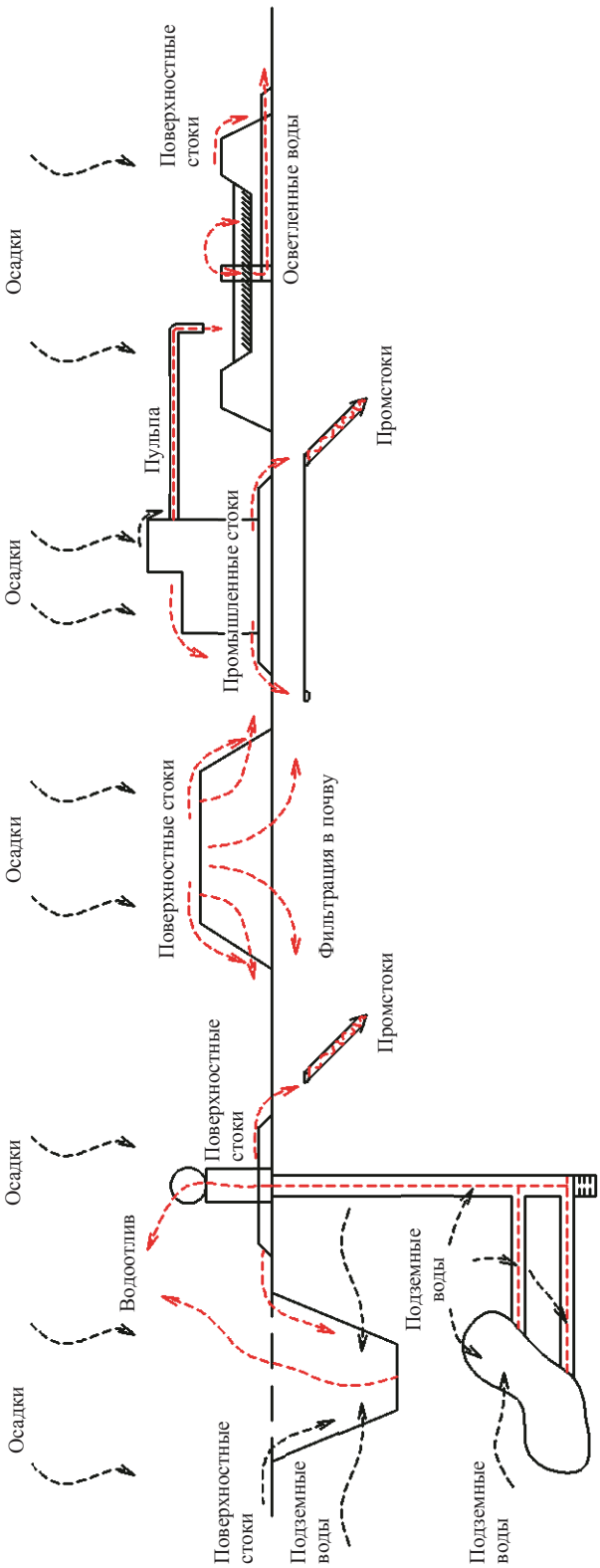


Рис. 4. Движение поверхностных и подземных вод:
черные штриховые линии – направление движения природных вод; красные штриховые линии – направление движения рудничных и промышленных вод

земную поверхность путем водоотлива из горных выработок. С поверхности антропогенных объектов вредные вещества выносятся ливневым стоком. Отработанные промышленные и бытовые воды во вспомогательных объектах горнодобывающего предприятия, а также в главных и вспомогательных цехах обогатительной фабрики либо попадают через систему водоотведения на очистные сооружения, либо сбрасываются на рельеф и(или) в водные объекты. Минерализованная вода из накопителей жидких отходов через систему шлюзов и насосных станций попадает в каналы (канавы) и обычно сбрасывается в водные объекты.

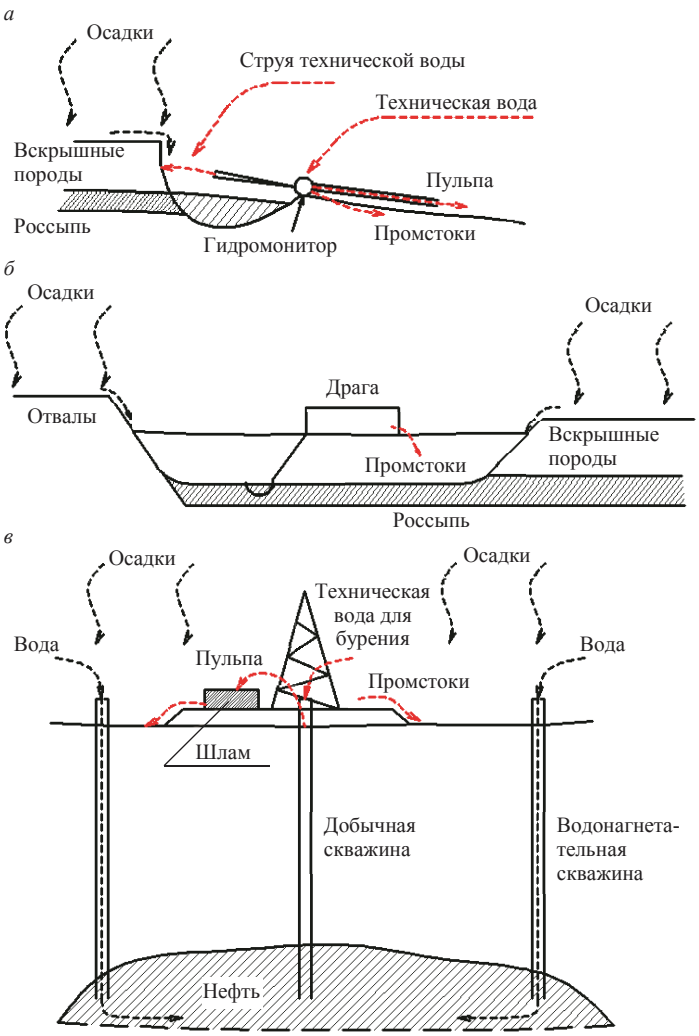


Рис. 5. Специальные случаи движения поверхностных и подземных вод:

а – разработка россыпных МПИ гидравлическим способом; *б* – разработка россыпных МПИ дражным способом; *в* – разработка МПИ скважинным способом

Немаловажное значение имеют естественные осадки в виде дождя и снега, которые, попадая на отвалы (насыпи) и соединяясь с частицами вмещающих пород, размещенных в отвалах и содержащих вредные компоненты, образуют водорастворимые минерализованные смеси, либо стекающие с откосов отвалов, либо просачивающиеся до основания отвалов (уплотненных грунтов), формируя но-

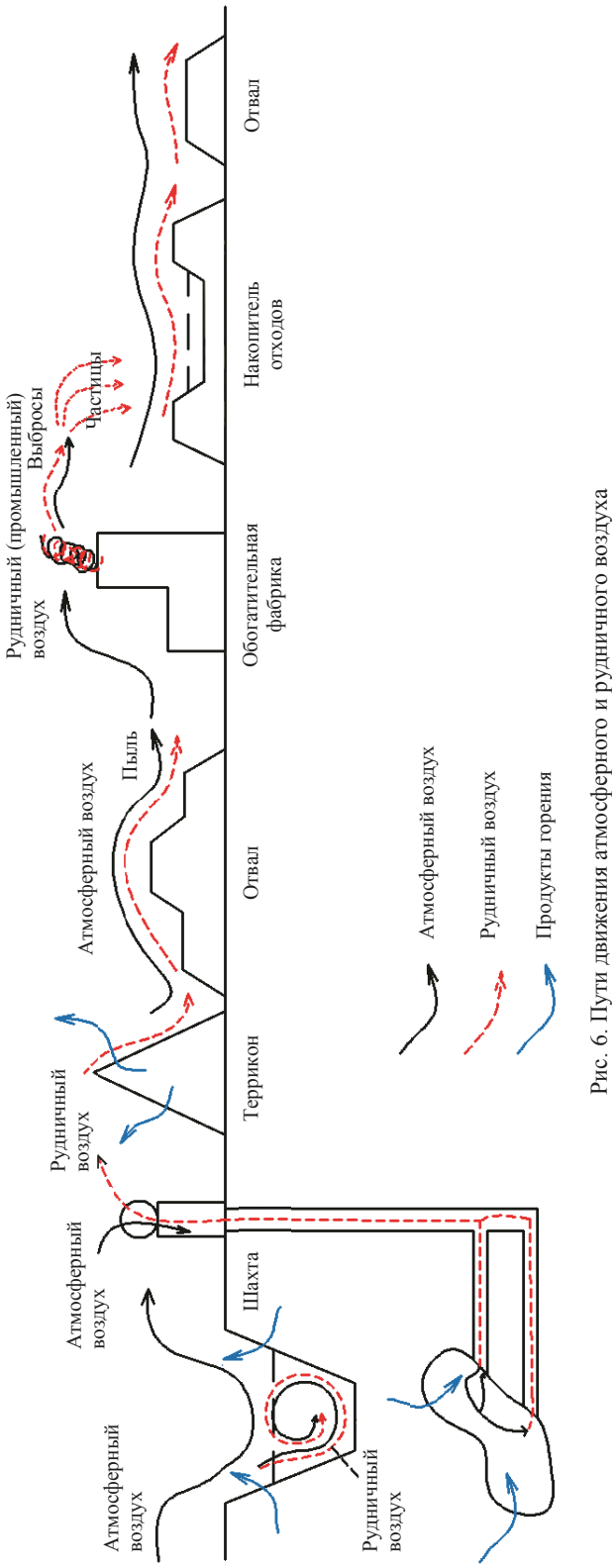


Рис. 6. Пути движения атмосферного и рудничного воздуха

вый водоносный горизонт и разгружаясь на рельеф, где с грунтовыми водами перемещаются вниз по рельефу и попадают в почву, загрязняя ее.

В процессе водной эрозии размываются слои глинистых пород, которыми закрывают заполненные шламо- и хвостохранилища, и выносятся наружу загрязненные вредными веществами и тяжелыми металлами отходы перерабатывающего производства.

Пути миграции водных стоков показаны на рис. 4, 5.

Негативное воздействие воздуха выражается в изменении свойств элементов ландшафтов, т. е. геохимии ландшафта, в двух аспектах: в виде атмосферного воздуха; в виде рудничного воздуха.

Атмосферный воздух выносит пыль и другие вредные вещества из выемок (неглубоких карьеров, разрезов), сносит пыль и другие вредные вещества с поверхности насыпей (отвалов), промплощадок, зданий и сооружений, а также перемещает выбросы из точечных источников объектов ГПК и переносит эти вещества на почву, в основном согласно розе ветров, т. е. по направлению преобладающих ветров.

Рудничный воздух формируется как в открытых горных выработках (глубоких карьерах, разрезах), так и в подземных горных выработках. В глубоких карьерах вредные вещества, содержащиеся в рудничном воздухе, осаждаются на поверхности горных выработок с атмосферными осадками и после орошения на карьерах и с рудничными водами путем водоотлива попадают на поверхность в почву и водные объекты. Из подземных горных выработок рудничный воздух попадает наружу путем проветривания, часть содержащихся в нем вредных веществ осаждается на стенках выработок и частично попадает на поверхность путем водоотлива. Кроме этого, в атмосферный воздух попадают продукты самовозгорания полезных ископаемых и вмещающих горных пород, расположенных в открытых и подземных горных выработках (в бортах карьеров и разрезов, полигонах торфоразработок, лавах шахт и камерах рудников) и отвалах вмещающих пород, формирующихся в основном при добыче угля (терриконах).

Пути движения атмосферного и рудничного воздуха показаны на рис. 6.

Разработка МПИ изменяет такие компоненты природной среды, как растительный и животный мир, оказывая влияние на жизнедеятельность человека.

Во-первых, физические источники: шум, свет, тепло и др. – изменяют образ жизни крупных и средних животных и птиц, заставляя их менять места постоянного обитания. Это является негативным фактором для мест, где охотничий промысел – средство жизнедеятельности, например на территориях традиционного природопользования общин коренных малочисленных народов России.

Вторым таким примером можно считать влияние на среду обитания водных биологических ресурсов, что присуще ландшафтам, формирующимся при разработке МПИ на дне морей, водоемов и водотоков. В жидкой среде звук разносится по-другому и очень негативно воздействует на биологические сообщества.

Нарушение почвенного покрова, вплоть до его ликвидации, приводит к нарушению растительных сообществ, усугубляют ситуацию попадающие в почву вредные вещества, а также скопление на поверхности пыли с отвалов, карьеров и других объектов ГПК. Например, магнезитовая мелкодисперсная пыль покрывает непроницаемой коркой земную поверхность, обрекая растительность на полное исчезновение [6]. Кислые рудничные воды из шахт и рудников, а также промышленные воды отходов обогащения угнетают растительность вплоть до полной деградации.

С другой стороны, при отсутствии вредных химических веществ, например подвижных химических соединений полиметаллических руд и отходов разрабо-

ток угля, объекты ГПЛ в виде отвалов, карьеров, неиспользуемых транспортных магистралей и инженерных сетей зарастают самостоятельно лесной и луговой растительностью, формируют новые растительные сообщества и новые территории для обитания представителей животного мира.

Рассмотренные пути миграции веществ, содержащихся в компонентах природной и техногенной среды, образующихся в пределах горнопромышленной территории, и их учет позволяют не только рационально сформировать объекты ГПЛ, но и уменьшить вредное влияние горных работ на окружающую среду.

С этой целью необходимо проводить следующие мероприятия:

– организационно-правовые (рациональное формирование участка недр, земельного отвода);

– технологические (оптимальное размещение промышленных зданий и сооружений, в том числе горных выработок, транспортной и инженерной инфраструктуры, объектов по первичной переработке полезных ископаемых с учетом рационального использования земель);

– информационные (формирование мониторинга ГПЛ, кадастра объектов ГПК, ГИС ГПЛ);

– экологические (природоохранная деятельность и методы утилизации (ликвидации), рекультивации и консервации накопленного экологического ущерба);

– экономические (платежи за вредное влияние горных работ на окружающую среду, расходы на рекультивацию объектов ГПЛ, формирование и использование вторичных техногенно-минеральных ресурсов, привлечение инновационных технологий, налоги на землю и недвижимое имущество).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Об охране окружающей среды [Электронный ресурс]: Закон от 10.01.2002 № 7-ФЗ (ред. от 25.06.2012). Доступ из справ.-правовой системы «КонсультантПлюс».

2. Порцевский А. К. Вентиляция шахт. Аэрология карьеров (Аэрология горных предприятий): учеб. пособие. М.: Моск. гос. открытый ун-т, 2004. 70 с.

3. Уголь и торф Урала / под ред. И. В. Дементьева. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. 705 с.

4. Елохина С. Н. Гидрогеоэкологические последствия горного техногенеза на Урале. Екатеринбург: УНПЦ, 2013. 187 с.

5. Коновалов В. Е. Кадастр объектов горнопромышленного комплекса: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. 168 с.

6. Ковалев М. Н., Чистяков Ю. Н., Староверов Б. Н. Опыт ОАО «Комбинат «Магнезит» по рекультивации нарушенных земель (к столетию начала добычи магнезита) // Земельный вестник России. 2001. № 1(15). С. 20–25.

Поступила в редакцию 19 января 2018 года

SUBSTANCE MIGRATION AT MINERALS PRODUCTION AND PRIMARY PROCESSING

Konovalov V. E., Germanovich Iu. G. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: vek-1951@mail.ru

At the exploitation of mineral deposits, specific technogenic medium is generated, which is characterized by the components which generate it: rock mass, technosol, mine air, and mine water. Under the influence of technogenic medium components in the process of minerals production and their primary processing there occurs the substances migration in solid, liquid and gaseous form. The article generalizes the ways of substances migration with the account of their impact on the environment and possible consequences, including negative ones. It has been shown that mining works, as a rule, are accompanied by the displacement of rock mass with the generation of empty spaces at the earth surface, in the subsoil, and mounds at the surface, i.e. the generation of technogenic relief. Besides, the displacement of the atmosphere air (mine air) filled with harmful substances and natural surface and subsoil water (mine and industrial water) negatively affect the environment being the reason for its pollution, including the soil layer, up to its total degradation and turning into technosol. The result of the direct impact of natural and technogenic (anthropogenic) factors may be the occurrence of emergency situations, consisting in hazardous, fast, and sometimes uncontrolled processes of rock masses and grounds displacement in the shape of landslides and pit edge and dump slopes downfalls, depression and subsidence of surface over the mine workings, destruction of liquid wastes accumulator dams and flooding

of the lower territory, etc. The activities are suggested, which make it possible to reduce the harmful effect of mining on the environment.

Key words: rock mass balance; mining complex; rock massif; substance migration; mining landscapes units; mine air; mine water; technogenic medium; technosol.

REFERENCES

1. On the protection of the environment [electronic source]: the Federal law of January 10, 2002, no. 7-FZ (with the amendments and additions of December 29, 2015). Access from the legal reference system ConsultantPlus. (In Russ.)

2. Portsevskii A. K. *Ventiliatsiia shakht. Aerologiia kar'erov (Aerologiia gornykh predpriiatii): ucheb. posobie* [School book“Shaft ventilation. Open pit aerology (mining enterprises aerology)”]. Moscow, MSOU Publ., 2004. 70 p.

3. Ugol' i torf Urala. Pod red. I. V. Dement'eva [Coal and peat of the Urals. Edited by I. V. Dement'ev]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2007. 705 p.

4. Elokhina S. N. *Gidrogeoekologicheskie posledstviia gornogo tekhnogeneza na Urale* [Hydrogeoecological consequences of mining technogenesis in the Urals]. Ekaterinburg, UNPTs Publ., 2013. 187 p.

5. Konovalov V. E. *Kadastr ob''ektov gornopromyshlennogo kompleksa: nauch. monografiia* [Scientific monograph “Mining complex units cadaster”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2012. 168 p.

6. Kovalev M. N., Chistiakov Iu. N., Staroverov B. N. [Experience of OAO Kombinat Magnezit on the mined land reclamation (to the hundreds anniversary of the beginning of magnesite production)]. *Zemel'nyi vestnik Rossii – Russian Land Gazette*, 2001, no. 1(15), pp. 20–25. (In Russ.)

УДК 622.271.45 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-40-47

МЕТОД ДИНАМИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОТВАЛОВ ПРИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ СИМУЛЯЦИИ ВОЗДУШНОГО ПОТОКА

БАШИРОВ Н. Р.

Для оптимизации формирования отвалов произведена компьютерная симуляция движения воздуха при разной геометрии прикарьерного пространства и различных температурах воздуха. Поставлена цель обеспечить концентрацию и направление движения воздушного потока непосредственно в чашу карьера в условиях естественного проветривания путем формирования контуров отвалов. В процессе компьютерной симуляции реализована динамическая трансформация части поверхности. Проведено сравнение показателей и проанализированы результаты. Процесс компьютерной симуляции определен как вычисления с целью понимания поведения частиц (флюидов) под действием разных сил (гравитация, трение, давление, ускорение и т. д.). При симуляции учитывались: одна смесь газов – воздух, движение воздушных масс под влиянием энергии ветра, также рассматривался теплообмен холодных и теплых потоков. Для упрощения проводимого эксперимента и получения линий тока воздушных масс и связанных с ними показателей такие оказывающие определенное влияние на воздухообмен факторы, как повышение концентрации углекислого и прочих газов, выделение тепла карьерными механизмами, окислительные процессы и естественное тепло обнаженных горных пород, в симуляции не рассматривались.

Ключевые слова: отвал; карьер; симуляция; ретопология; система частиц; эмиттер; проран; трансформация каркаса; румб; роза ветров; температурная инверсия.

На большинстве глубоких карьеров наблюдаются простои производства по причине сильной запыленности и загазованности атмосферы. Одной из основных причин простоя является ухудшение условий естественного воздухообмена из-за увеличения глубины карьера, а также возможных штилей и температурных инверсий, когда практически отсутствует вертикальный воздухообмен из-за разности температур смешиваемых сред (потоков). Немаловажным фактором, который может оказать как позитивное, так и негативное влияние на естественный воздухообмен, является расположение отвалов. Один из основных критериев формирования отвалов и рудных складов при проектировании – это возможная интенсификация воздушных потоков, направленных в карьер, созданная за счет формирования отвалов по розе ветров. Формируя форму отвалов, необходимо создавать между ними направляющие воздухозаборные щели-прораны для струйных течений (прямоточных, возвратных, сложных) потоков воздуха [1].

В настоящее время существует множество экспериментальных методов, с помощью которых можно определить эффективность проветривания карьеров при разных вариантах формирования отвалов. Однако использование экспериментальных методов и технических средств сопряжено с принципиальными ограничениями, связанными в первую очередь со сложностью, уникальностью и высокой стоимостью современных установок и собственно эксперимента по

Баширов Наиль Рашидович – ведущий инженер-технолог отдела проектирования открытых горных разработок. 678170, Республика Саха (Якутия), г. Мирный, ул. Ленина, 39, АК «АЛРОСА» (ПАО). E-mail: bashirov_n.r@mail.ru

воспроизведению гидро- и аэродинамических процессов во всем их разнообразии. Возможной альтернативой является технология, основанная на вычислительных методах с использованием наукоемких пакетов прикладных программ. Сочетание адекватного количественного описания и визуального воспроизведения разнообразных гидро- и аэродинамических процессов, в том числе и обтекание предметов воздушным потоком, позволяет в максимально наглядном виде и условиях, приближенных к лабораторному эксперименту, изучить явление (процесс) и провести сопоставление с соответствующими теоретическими положениями [2].

Для достижения поставленной цели необходим программный продукт, способный трансформировать твердое тело-каркас во время симуляции движения воздушного потока для получения оптимальной (удовлетворяющей поставленным условиям) формы обдуваемой поверхности.

Выбрано нестандартное программное решение, позволяющее во время симуляции производить трансформацию каркаса в реальном времени, в ручном режиме, с определением потенциальных площадей к преобразованию. Положительной стороной данного выбора также является развитая система частиц и возможность симуляции потоков [3, 4]. При этом выбранный программный продукт является условно бесплатным.

Таким решением стала межплатформенная среда разработки компьютерных игр Unity. Это инструмент для разработки двух- и трехмерных приложений и игр, работающий с операционными системами Windows, Linux и OS X. Unity позволяет имитировать поверхности и текстуры твердых тел, а также поведение систем частиц с большим количеством настроек. Система частиц состоит из двух типов объектов: источника частиц (эмиттер) и самих частиц. Частицы – это небольшие объекты с ограниченным временем существования, выпускаемые эмиттером. Системами частиц могут быть реализованы различные эффекты: клубы дыма, капли жидкости, порывы ветра и пр.

Следует отметить, что данное программное обеспечение позволило произвести предварительную симуляцию, результаты которой проверялись посредством повторной симуляции в научном программном комплексе FlowVision. Работа данной связки программ создала предпосылки к появлению оптимального (с субъективной точки зрения) каркаса расположения и форм отвалов. Весь процесс симуляции необходимо поделить на два этапа:

– предварительная симуляция в Unity и получение каркаса отвалов;

– симуляция во FlowVision с применением полученного каркаса, последующая проверка интенсификации воздушных потоков, регистрация прогресса/регресса, сопоставление результатов.

В качестве расчетной и анализируемой области принимался правильный восьмиугольник фактически существующей земной поверхности с карьером в центре. Карьер представлен в конечном положении. Диаметр расчетной области – около 9,7 км. Каркасная поверхность создана на основании аэротопографии в форме восьмиугольника для удобства продувки по ветровым румбам. Параметры рассматриваемого карьера: длина – 2,1 км; ширина – 1,4 км; глубина – 0,7 км.

Полученный первоначальный каркас имел 100 000 треугольников-фасеток. Общая площадь каркаса – 8 452 Га. Каркас получился детальным и весьма громоздким. При работе Unity с ним затрачивалось значительное количество времени. В связи с этим возникла необходимость в ретопологии – уменьшении количества треугольников за счет оптимизации сетки каркаса, при этом требовалось, чтобы изменения поверхности были минимальными. После проведения ретопологии полученный каркас повторял все основные формы рельефа и карьера, что

привело к снижению количества треугольников до 27 000. Сходимость каркасов до и после ретопологии приемлема для проведения макроанализа движения воздушных масс по такой большой анализируемой площади.

Таким образом, имея в наличии топографический сеточный каркас в среде Unity, можно изменять его структуру и параметры в соответствии с поставленной целью, например регулировать высоту отсыпки отвалов, сооружать щели-прораны. Динамическое моделирование топографической поверхности может происходить при непрерывном резонансе с симулируемыми воздушными процессами моделируемого субъекта [5]. Одним из решающих факторов контроля симулируемых потоков частиц является фиксация эмиттеров по определенным направлениям-румбам. В настройках системы частиц можно установить зависимость от скорости ветра и коэффициента турбулентности. Испускание частиц происходит при помощи непрерывного импульсного фона. Эти же возможности позволяют синхронизировать испускание частиц у нескольких эмиттеров, результат при этом может быть идентичен эффекту концентрации.

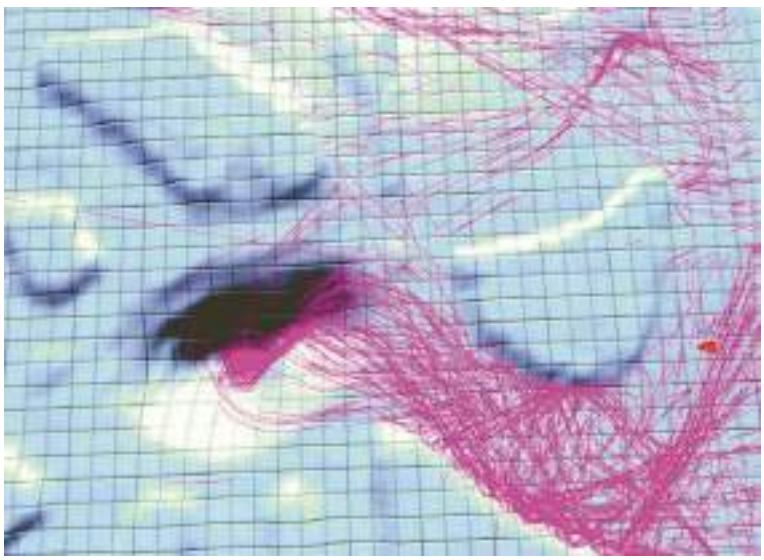


Рис. 1. Поток частиц в динамически формируемой поверхности

Первый этап симуляции. После импорта каркаса топоповерхности с карьером в Unity расставляются эмиттеры по анализируемым румбовым направлениям и распределяются ветровые зоны. После расстановки для каждого направления запускается свой процесс симуляции. Затем производится анализ полученных результатов.

Проведенный анализ показал неплохую сходимость теоретических данных [6, 7] и показателей отрыва имитируемого потока частиц, что позволило определить концентрационные зоны движения прирельефных воздушных потоков и приступить к динамическому проектированию.

Перед началом трансформации поверхности необходимо задать границы, в контурах которых отсыпка отвалов производиться не должна (площади с уже имеющимися строениями, сооружениями, озерно-речной сетью либо не предназначенные для отсыпки с целью снижения нагрузок на борта карьера).

Трансформация каркаса рельефа на проектную высотную отметку осуществлялась плагином редактором MTE, разработанным для трансформирования кар-

касных тел в среде Unity. За счет попеременного включения и отключения эмиттеров по каждому из румбов во время симуляции потока частиц производился процесс вытягивания рельефа в отвальные формы, обеспечивающие концентрацию потоков частиц непосредственно в чашу карьера. Рельеф можно вытягивать и опускать, регулируя высоту, а также сглаживать, придавая откосам отвалов более естественный угол. Частицы при этом взаимодействуют с изменяемой в реальном времени земной поверхностью и меняют свою траекторию движения, образуя направленные концентрационные струи.

На рис. 1 приведен пример сформированных отвалов, образующих прораны, в которых концентрируются потоки частиц по одному из румбов.

На рис. 2 приведены результаты первого этапа симуляции. Высота сформированных отвалов составляет не более 70–80 м. Заштрихованные контуры – это отвалы с малой мощностью отсыпки (около 10 м), которые играют приоритетную роль в формировании потоков, так как они направляют приземные потоки в сторону проранов и карьера.

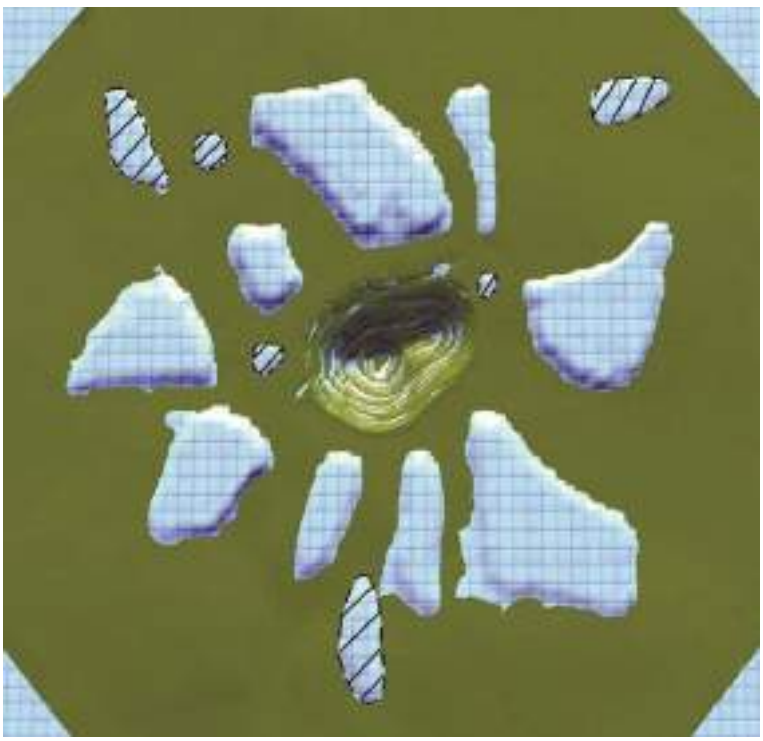


Рис. 2. Результаты первого этапа симуляции

Второй этап симуляции производился во FlowVision. Программный комплекс FlowVision компании ТЕСИС решает трехмерные уравнения динамики жидкости и газа: уравнения Навье–Стокса (законы сохранения массы и импульса) и уравнение переноса энтальпии (закон сохранения энергии). В поставленной задаче программой решались уравнения энергии (температуры), турбулентности и скорости, при этом характеристики и изменяющиеся значения этих переменных записывались и сохранялись в отдельных файлах [8, 9].

После назначения ключевых настроек программы также создаются слои визуализации вывода полученной информации и характеристик. Для каждого румба-направления истечения потока произведен свой расчет [10].

В ходе симуляции было показано хорошее качественное согласие динамики распределения температуры с естественной физикой процесса [11]. В случае поступления холодного воздуха происходит постепенное заполнение им чаши карьера, при этом более теплый воздух располагается в верхней части области моделирования с постепенным смещением вниз по потоку (рис. 3). Полное заполнение холодным воздухом чаши карьера (при средней скорости ветра 3 м/с) происходит за 70–200 мин.

В случае поступления теплого воздуха наблюдается его продвижение в верхней области моделирования. В результате в самой чаше карьера достаточно продолжительное время сохраняется охлажденный воздух. Полное заполнение теплым воздухом чаши карьера происходит примерно за 360 мин.

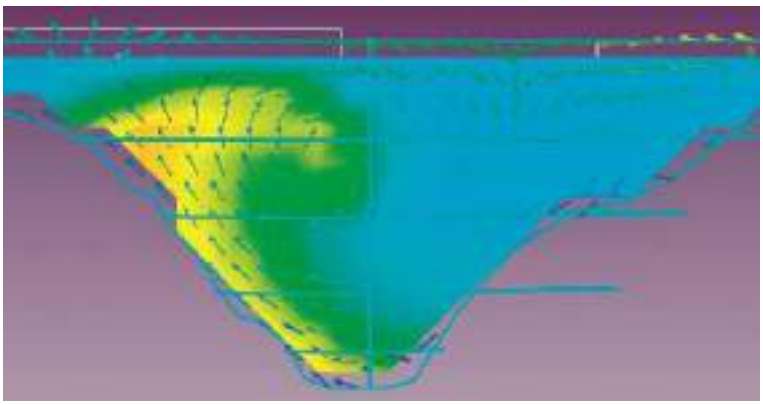


Рис. 3. Поступление холодного воздуха в карьер (t = –5…0° С)

Для достижения объективности в программном комплексе FlowVision сравнивались три поверхности:

– без отвалов с карьером;

– базовый (исходный) вариант расположения отвалов;

– с отвалами, полученными на первом этапе симуляции в процессе динамического воздействия.

Расчеты производились до стабилизации температуры и профиля ветровых потоков непосредственно в чаше карьера.

Получены и проанализированы данные проверочной симуляции второго этапа во FlowVision по румбам северного, западного и южного направлений. Восточное направление не рассматривалось ввиду его низкой приоритетности, согласно розе ветров.

По каждой поверхности формировалась база данных скорости движения воздушных масс в пределах плоскостей горизонтов: +550; +350; +150; 0 м, которым соответствует глубина карьера от поверхности 70; 270; 470; 620 м (таблица, рис. 4).

Как следует из таблицы, данные базового варианта наиболее близки к показателям варианта поверхности без отвалов, это дает основание считать, что расположение отвалов базового варианта оказывает минимальное воздействие на скорость ветра в карьере. При анализе линий тока воздушных масс в вариантах базовом и без отвалов зафиксированы значительные рециркуляционные потоки, тогда как в динамически созданной поверхности они меньше за счет точечной концентрации линий тока в чаше карьера.

Анализ численных экспериментов свидетельствует о достаточно объективной физической картине распределения пространственно-временных аэродинамических параметров: температуры и скорости. Также симуляция, в соответствии с теорией, воспроизводит такие эффекты ветровых струй, как инверсия и циркуляция потоков в карьере, угол срыва потока с края карьера, теплообмен сред и пр.

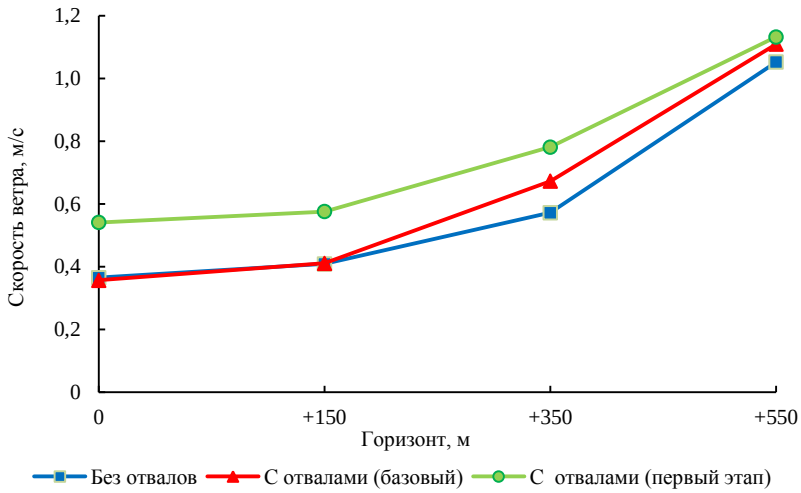


Рис. 4. Сравнительный график по данным проверочной симуляции во FlowVision

Таким образом, выявлено увеличение скорости потоков воздуха (в среднем на 40 %) в карьере на глубоких горизонтах динамически созданной поверхности относительно базового варианта. Также отмечено увеличение скорости ветра (на 10 %) на горизонте +550 м.

На базе реализованных компьютерных симуляций движения воздуха сделан вывод о потенциальной возможности применения в карьерах предварительной симуляции воздушных потоков при динамическом проектировании отвалов, что позволит обеспечить:

– сокращение расстояния транспортирования горной массы за счет оптимизации расположения отвалов на коротких плечах;

– оптимальную схему воздухозабора;

Показатели средней скорости ветра в пределах плоскости, м/с

Горизонт, м	Без отвалов			С отвалами (базовый)			С отвалами (первый этап)		
	Направление потока ветра								
	Север	Запад	Юг	Север	Запад	Юг	Север	Запад	Юг
0	0,43	0,23	0,43	0,35	0,23	0,49	0,57	0,37	0,68
+150	0,50	0,23	0,49	0,50	0,23	0,50	0,69	0,39	0,65
+350	0,65	0,47	0,60	0,74	0,48	0,79	0,91	0,71	0,73
+550	0,94	1,05	1,17	0,90	1,22	1,21	1,02	1,16	1,22

– интенсивность потоков в прикарьерных участках;

– улучшение экологической ситуации в карьере;

– сокращение простоев карьеров по причине загазованности;

– эффективность рассматриваемых технологических и технических сооружений воздухозабора.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Акишев А. Н., Забелин В. В. Пылегазоподавление и естественное проветривание карьеров: метод. указания по разделу // Разработка алмазорудных месторождений открытым способом в криолитозоне. Требования к проектированию: разрабатываемый национальный стандарт РФ. Мирный: Якутнипроалмаз, 2015. 69 с.

2. Применение пакетов прикладных программ при изучении курсов механики жидкости и газа: учеб. пособие / Т. В. Кондранин [и др.]. М.: МФТИ, 2005. 104 с.

3. О возможности редактирования (скульптурирования) 3d-модели в процессе симуляции. URL: http://cccp3d.ru/topic/85139-o-возможности-редактирования-скульптурирования-3d-модели-в-процессе-симуляции/#comment-818216 (дата обращения: 15.11.2017).

4. Игровой дизайн. Горный инженер спрашивает совета. Холмы и ветер. URL: http://www.gamedev.ru/gamedesign/forum/?id=226326&page=1 (дата обращения: 15.11.2017).

5. Жаркова В. В., Щеляев А. Е., Фишер Ю. В. Численное моделирование внешнего обтекания спортсмена. М.: ТЕСИС, 2017. 14 с.

6. Трофимов В. А., Кавера А. Л. Аэрология горных предприятий: конспект лекций. Донецк: Изд-во ДонНТУ, 2016. 122 с.

7. Левицкий Ж. Г. Основы аэрологии горных предприятий. Караганда: Изд-во КарГТУ, 2009. 172 с.

8. Система моделирования движения жидкости и газа FlowVision. Версия 2.5.4. Руководство пользователя. М.: ТЕСИС, 2008. 285 с.

9. Омельчук М. В. Научное обоснование методики оценки безопасности объектов хранения легких углеводородов в нештатных ситуациях: дис. ... канд. техн. наук. Тюмень, 2017. 177 с.

10. Федосов А. В., Журавлева Е. В. Моделирование воздушных потоков на нефтеперевалочном комплексе с целью определения оптимального расположения зданий и сооружений. Уфа: Изд-во УГНТУ, 2014. 18 с.

11. Разработка методологии комплексного решения задач освоения месторождений твердых полезных ископаемых арктической зоны / Н. Н. Мельников [и др.]. Апатиты: Изд-во ГоИ КНЦ РАН, 2016. 10 с.

Поступила в редакцию 1 декабря 2017 года

METHOD FOR DYNAMIC DESIGN OF DUMPS IN PRELIMINARY SIMULATION OF AIRFLOW

Bashirov N. R. — ALROSA, PJSC, Mirny, Republic Sakha (Yakutia), the Russian Federation. E-mail: bashirov_n.r@mail.ru

The following goal was set to optimize formation of dumps: concentration and direction of airflow to the pit bowl in conditions of natural ventilation by forming dump contours in the course of computer simulation of the movement of air masses. The process of computer simulation is characterized as a calculation to understand the behavior of particles (fluids) under the action of different forces (gravity, friction, pressure, acceleration, etc.). A computer simulation of air movement is carried out for different geometry of the near-pit space and various air temperatures. Dynamic transformation of a part of the surface in the process of computer simulation is performed. The indicators are compared and the results are analyzed. Only one mixture of gases – air and air masses movement under the influence of wind energy was taken into account during simulation, and heat exchange was also considered when simulating cold and hot flows. In order to simplify the current experiment and to obtain precisely airflow lines and the associated parameters, such factors that have a certain influence on air exchange, such as increasing the concentration of carbon dioxide and other gases, heat release by open-pit machines, oxidation processes and natural heat of exposed rocks were not considered in the simulation.

Key words: dumps; open pit; simulation; retopology; particle system; emitters; channels; frame transformation; rhumbs; wind rose; temperature inversion.

REFERENCES

1. Akishev A. N., Zabelin V. V. *Metodicheskie ukazaniia po razdelu "Pylegazopodavlenie i estestvennoe provetrivanie kar'erov" v sostave razrabatyvaemogo natsional'nogo standarta RF "Razrabotka almazorudnykh mestorozhdenii otkrytym sposobom v kriolitozone. Trebovaniia k proektirovaniiu"* [Methodological guidelines on the section "Dust and gas suppression and natural ventilation of pits" as part of developing national standard of the Russian Federation "Open-pit mining of diamond ore deposits in the cryolitozone. Design requirements"], Mirny, 2015, 69 p.

2. Kondranin T. V., and others. *Primenenie paketov prikladnykh programm pri izuchenii kursov mekhaniki zhidkosti i gaza: ucheb. posobie* [Training manual "Use of application software packages in the study of fluid mechanics courses"]. Moscow, MIPT Publ., 2005, 104 p.

3. *O vozmozhnosti redaktirovaniia (skul'pturirovaniia) 3d-modeli v protsesse simuliatsii* [On the possibility of modification (sculpture) of 3D model in the process of simulation]. Available at http://cccp3d.ru/topic/85139-o-возможности-редактирования-скульптурирования-3d-модели-в-процессе-симуляции/#comment-818216 (Access date 15th November, 2017).

4. *Igrovoi dizain. Gornyi inzhener sprashivaet soveta. Kholmy i veter* [Game design. Mining engineer is asking for advice. Hills and wind]. Available at http://www.gamedev.ru/gamedesign/forum/?id=226326&page=1 (Access date 15th November, 2017).

5. Zharkova V. V., Shcheliaev A. E., Fisher Iu. V. *Chislennoe modelirovanie vneshnego obtekaniia sportsmena* [Numerical simulation of sportsman's external flow]. Moscow, OOO TESIS Publ., 2017. 14 p.
6. Trofimov V.A., Kavera A. L. *Aerologiia gornykh predpriiatii. konspekt lektsii* [Aerology of mining enterprises. Lecture notes]. Donetsk, Donetsk National Technical University Publ., 2016, p. 122.
7. Levitskii Zh. G. *Osnovy aerologii gornykh predpriiatii* [Fundamentals of aerology of mining enterprises]. Karaganda, KarSTU Publ., 2009. 172 p.
8. Fluid motion modeling system FlowVision. Version 2.5.4. User guide. Moscow, TESIS Publ. 285 p. (In Russ.)
9. Omel'chuk M. V. *Nauchnoe obosnovanie metodiki otsenki bezopasnosti ob"ektov khraneniia legkikh uglevodorodov v neshtatnykh situatsiiakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Scientific substantiation of a safety assessment methodology of light hydrocarbons storage facilities in contingency situations. Cand. eng. sci. diss.]. Tyumen, 2017. 177 p.
10. Fedosov A. V., Zhuravleva E. V. *Modelirovanie vozdushnykh potokov na nefteperevalochnom komplekse s tsel'iu opredeleniia optimal'nogo raspolozheniia zdanii i sooruzhenii* [Modeling of airflows at the oil transshipment complex in order to determine optimal location of buildings and structures]. Ufa, USPTU Publ., 2014. 18 p.
11. Mel'nikov N. N., and others. *Razrabotka metodologii kompleksnogo resheniia zadach osvoeniia mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh arkticheskoi zony* [Development of a methodology for the comprehensive solution of issues of solid mineral deposits development in the Arctic zone]. Apatity, MI KSC RAS Publ., 2016. 10 p.

УДК 622.235.62 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-48-53

ИЗУЧЕНИЕ СЕЙСМОУСТОЙЧИВОСТИ ГОРНОГО МАССИВА НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЗАОТКОСНЫХ РАБОТ

ЖАРИКОВ С. Н.

В статье изложен принцип разработки специальной технологии буровзрывных работ на предельном контуре карьера, который заключается в изучении воздействия взрыва на законтурный массив, установлении закономерностей протекания в массиве волновых процессов, определении взаимодействия зарядов контурной ленты в зависимости от прочностных характеристик массива, проведении опытно-промышленных испытаний способов заоткоски, определении этапности подхода технологических взрывов к охраняемому участку, а также установлении критериев оценки эффективности производства буровзрывных работ. Изучение распространения сейсмических волн в горном массиве при динамическом воздействии взрывов и инициировании образования волн напряжений позволяет установить параметры разрушающего воздействия технологических взрывов выемочных блоков. Вместе с определением сейсмоустойчивости горных пород выделяют зоны деформаций от взрывов, что позволяет выбрать наиболее щадящие приемы производства буровзрывных работ и сохранить устойчивость откосов. В настоящее время и в ближайшей перспективе изучение закономерностей протекания волновых процессов в массиве горных пород под воздействием взрывных работ актуально и будет востребовано, так как определяет безопасность ведения горных работ в целом и ведение работ на значительной глубине в частности.

Ключевые слова: буровзрывные работы; специальная технология БВР; динамическое воздействие; контурное взрывание; предельный контур карьера.

Увеличение угла откоса бортов карьера ведет к снижению объемов разноски и повышает экономическую эффективность разработки месторождения. Однако при этом повышается риск обрушения откосных сооружений в карьере в результате геодинамических движений, связанных с горным давлением и влиянием кратковременных импульсных нагрузок, вызванных ведением взрывных работ. Оценка устойчивого состояния откосного сооружения при определенной величине угла основывается на измерениях сдвижения массива в том или ином направлении в рамках достаточно продолжительных периодов наблюдений, при этом короткопериодные деформации, приводящие к локальным межблочным подвижкам [1], при обосновании устойчивых углов не учитываются. Поэтому недостаточно аккуратное ведение буровзрывных работ (БВР) вблизи откосных сооружений может вызвать нарушение их устойчивости и привести к катастрофическим оползневым явлениям.

В последнее время горные предприятия проявляют особый интерес к заоткосным работам при подходе буровзрывных работ к предельному контуру карьера. Очевидно, что увеличение затрат на БВР в приконтурной зоне при повышении

Жариков Сергей Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 333vista@mail.ru

качества исполнения и контроля ведет к повышению безопасности горных работ, сохранению устойчивого состояния откосов, а следовательно, повышению экономической эффективности разработки месторождения в целом, потому что ликвидация, например, оползня связана с частичной остановкой добычных работ, а в некоторых случаях – с полной остановкой и соответствующим ущербом, иногда с человеческими жертвами. Таким образом, повышение безопасности на опасном производственном объекте – это не просто статья затрат, а весомый вклад в развитие предприятия, который существенно определяет экономическую эффективность добычи будущих периодов.

Институт горного дела УрО РАН выполняет научно-исследовательские работы по внедрению специальной технологии БВР на предельных контурах карьеров. Для снижения динамического воздействия технологических взрывов на устойчивость откосных сооружений карьера проводится комплекс исследований сейсмической устойчивости горного массива. По результатам исследований сейсмоустойчивости горных пород разрабатывается специальная технология производства БВР на предельном контуре карьера. Технологические приемы проходят промышленные испытания в рамках соответствующей программы, которая утверждается руководством горного предприятия, включает этапы выполнения, перечень необходимых ресурсов, порядок контроля за выполнением пунктов программы. После реализации программы и опытно-промышленных испытаний полученные результаты анализируются и составляется внутренний нормативный документ предприятия по производству БВР на предельном контуре карьера (технологический регламент). Ожидаемые результаты от внедрения – это обеспечение минимального влияния буровзрывных работ на устойчивость бортов карьера, повышение безопасности при производстве работ под высокими уступами, снижение себестоимости производства товарной продукции. Основным конкурентным преимуществом данной разработки является возможность ее применения при увеличении интенсивности горных работ. При этом за счет регламентирования производства работ повышается промышленная безопасность на предельных контурах карьера. Область применения – карьеры с цикличной технологией добычи, разрабатывающие крутопадающие месторождения полезных ископаемых.

В рамках таких НИР проводятся исследования сейсмического действия взрывов с целью, во-первых, установить соответствие фактических колебаний и расчетных допустимых колебаний, определенных для исследуемых грунтов на основании данных геологической документации. Во-вторых, по деформационным проявлениям от технологических взрывов в приближении устанавливаются свойства грунтов и определяются примерные зоны развития трещин, межблочных подвижек и остаточных деформаций. Указанная информация служит критерием выбора тех или иных параметров БВР для включения в программу опытно-промышленных испытаний. Также в зависимости от свойств грунтов и свойств применяемых ВВ определяются параметры зарядов контурных лент при осуществлении экранирования.

Допустимый динамический предел прочности находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости горного массива:

$$\left[\sigma_{ст}\right] + \left[\sigma_{дин}\right] \le \sigma_{дин},$$

где $[\sigma_{ст}]$ – статическое напряжение в массиве, окружающем выработку; $[\sigma_{дин}]$ – динамическое напряжение в массиве (около выработки); $\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности породы.

Согласно [2], допустимая скорость смещения массива, м/с, определяется по выражению:

$$v_д = \frac{\sigma_{дин}}{\gamma C} 2604{,}1,$$

где γ – плотность пород, т/м^3;C – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний, м/с, в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта можно определить согласно следующему выражению [3, 4]:

$$v = K\sqrt{Q/R^3},$$

где Q – масса одновременно взрываемых зарядов (масса ВВ в ступени замедления), кг; R – расстояние до объекта, м; K – коэффициент, зависящий от грунтовых условий (скальные, полускальные грунты K = 200–300; песчано-глинистые K = 300–450; рыхлые, обводненные и насыпные грунты K = 450–600 *(Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ. Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984. 12 с.)*.

Полученные расчетным путем данные сравниваются с фактическими замерами сейсмических колебаний от технологических взрывов, и устанавливается степень соответствия значений. Схема оценки сейсмического действия технологических взрывов показана на рис. 1.

Для повышения точности определения зоны влияния взрыва на состояние массива следует уточнять скорость прохождения по массиву продольных и поперечных волн. Особенно это необходимо при значительном превышении фактических колебаний над расчетными. Согласно значениям прохождения продольных и поперечных волн в грунте определяются зоны распространения деформационных процессов [3]:

$$R_{уп} = \frac{C_p}{10}\sqrt[3]{Q}; \qquad R_{сд} = \frac{\sqrt{C_s}}{10}\sqrt[3]{Q}; \qquad R_{тр} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}}\sqrt[3]{Q},$$

где $R_{уп}$ – радиус упругой зоны, за пределами которой исключено формирование остаточных деформаций среды, м; $R_{сд}$ – радиус зоны наибольших сдвиговых деформаций, м; $R_{тр}$ – радиус зоны трещинообразования, м; C_p – скорость продольной волны, м/с; C_s – скорость поперечной волны, м/с.

Таким образом, сравнение расчетных и экспериментальных данных позволяет вести наблюдение за сейсмоустойчивостью горного массива при ведении взрывных работ и, соответственно, определять в тех или иных условиях степень воздействия технологических взрывов на борта карьера.

Расчетная скорость продольных волн в породах, м/с, может быть определена согласно [5] по выражению:

$$C_p = \sqrt{\frac{E_{дин}}{\gamma} \cdot \frac{(1-\nu)}{(1-2\nu)(1-\nu)}},$$

где $E_{дин}$ – динамический модуль упругости, Па; γ – плотность породы, кг/м^3; ν – коэффициент Пуассона, ед.

Динамический модуль упругости при исследовании образцов, как правило, больше статического в 2–4 раза. В массиве картина иная. Сопротивление массива динамическим нагрузкам меньше, чем у слагающих его пород, а значит, соотно-

шение динамического и статического модуля упругости может быть выражено согласно [6] следующей зависимостью:

$$E_{\text{дин}} = 1{,}15E_{\text{ст}} + 0{,}5 \cdot 10^5,$$

где $E_{\text{ст}}$ – статический модуль упругости, Па.

Рис. 1. Схема оценки сейсмического действия технологических взрывов

Свойства пород в естественном залегании можно определить косвенным способом на основе определенных характеристик волновых процессов. Как отмечалось ранее, скорость продольных волн и скорость колебаний связаны с прочностью горных пород. Следовательно, на основе измерений можно вычислить значения пределов прочности на растяжение в массиве, МПа, тем самым уточнив коэффициент структурного ослабления:

$$\sigma_{\text{р}} = \frac{\gamma C_p}{2604{,}1k},$$

где k – поправочный коэффициент, $k = 1{,}1–1{,}3$.

Скорость продольных волн, м/с, определяется по следующим выражениям:

$$C_p = \sqrt[3]{\frac{56{,}25 \cdot 10^8 Qg\left[1+(1-2\nu)\varepsilon\right]^8}{\gamma R^3\left(37{,}5\left(1-\frac{4}{3}k_{sp}^2\right)\left[\left(1+(1-2\nu)\varepsilon\right)^{8/3}-1\right]\right)^2}},$$

$$C_p = \left\{\frac{7{,}5 \cdot 10^4\sqrt{2g}\cdot 10^3 Q^{0{,}75}\left[1+(1-2\nu)\varepsilon\right]^4}{\sqrt{d_{\text{скв}}}\gamma^{0{,}75}R^{2{,}375}37{,}5\left(1-\frac{4}{3}k_{sp}^2\right)\left[\left(1+(1-2\nu)\varepsilon\right)^{8/3}-1\right]}\right\}^{1/1{,}75},$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2; ε – суммарная деформация; k_{sp} – коэффициент, характеризующий соотношение поперечной и продольной волн для горной породы; R – расстояние от края блока до точки измерения скорости колебаний, м; $d_{скв}$ – диаметр скважины, мм.

Согласно [7], соотношение поперечной и продольной волн можно определить по следующему выражению:

$$k_{sp} = \frac{C_s}{C_p} = \sqrt{\frac{1-2\nu}{2(1-\nu)}}.$$

Таким образом, внедрение специальной технологии БВР на заоткосных работах сопровождается изучением распространения волновых процессов в горных породах разрабатываемого месторождения, что в результате отражается на выборе соответствующих параметров. Важным элементом таких исследований является уточнение свойств грунта [8] под кратковременными динамическими нагрузками.

Представленные методические приемы позволяют предварительно определить расчетную сейсмоустойчивость массива, сравнить с данными экспериментальных измерений, по которым в то же время можно уточнить состояние горного массива и определить зоны возможных нарушений, что позволяет иметь наиболее полную картину распространения волновых процессов в конкретных горных породах и, соответственно, рационально управлять ими. В первую очередь это касается производства буровзрывных работ на заоткосных работах, а также при последующем производстве технологических взрывов.

Исследования выполнены в рамках Госзадания 007-01398-17-00, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств и финансирования по конкурсному проекту № 15-11-57.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Князев Д. Ю., Жариков С. Н. Изучение сейсмического действия взрывов в подземных горных выработках // Взрывное дело. 2014. № 112/69. С. 251–261.

2. Жариков С. Н., Шеменев В. Г. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 2. С. 80–83.

3. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.

4. Жариков С. Н., Шеменев В. Г. О влиянии взрывных работ на напряженное состояние горного массива и геодинамические явления // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 90–97.

5. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984. 359 с.

6. Юревич Г. Г., Беляков В. Д., Севастьянов Б. Н. Охрана горных выработок от воздействия взрывов. М.: Недра, 1972. 136 с.

7. Фокин В. А., Тарасов Г. Е., Тогунов М. Б., Данилкин А. А., Шитов Ю. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на предельном контуре карьеров. Апатиты: Изд-во КНЦ РАН. 2008. 224 с.

8. Жариков С. Н., Шеменев В. Г., Кутуев В. А. Способы уточнения свойств горных пород при производстве буровзрывных работ // Устойчивое развитие горных территорий. 2017. Т. 9. № 1. С. 74–80.

Поступила в редакцию 3 июля 2017 года

THE STUDY OF SEISMIC SUSTAINABILITY OF ROCK MASSIF AT THE LIMITING CONTOUR OF AN OPEN PIT TO PRODUCE SLOPE WORKS

Zharikov S. N. – Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: 333vista@mail.ru

The article describes the principle of developing special technology for drilling and blasting at the open pit limiting contour, which consists in the study of the explosion impact on the marginal massif, the establishment of regularities the array

of wave processes, determining the interaction of the charge tape contour depending on the strength characteristics of an open pit, conducting pilot tests of the methods of setting the limit position, the determination of the phasing of the approach of technological explosions to the protected area, as well as defining criteria to assess the efficiency of drilling and blasting operations. The study of seismic waves propagation in rick massif under the dynamic influence of explosions and the initiation of strain waves generation makes it possible to establish the parameters of devastating effect of technological explosions of mining blocks. Together with the determination of seismic sustainability of rocks, the zones of deformation caused by the explosions are distinguished, which makes it possible to choose the most sparing techniques of drilling and blasting and keep the slopes sustainability. At present time and in the short term the study of the regularities of wave processes within the rock massif under the influence of blasting operations is up to date and will be required, because it determines the safety of mine works as a whole and work production at significant depth in particular.

Key words: drilling and blasting operations; special blasting technology of drilling and blasting; dynamic effect; contour blasting; open pit limiting contour.

REFERENCES

1. Kniazev D. Iu., Zharikov S. N. [The study of seismic activity of explosions in underground workings]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology,* 2014, no. 112/69, pp. 251–261. (In Russ.)
2. Zharikov S. N., Shemenev V. G. [On the effect of blasting on stability of pit barriers]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 2, pp. 80–83. (In Russ.)
3. Mosinets V. N. *Drobiashchee i seismicheskoe deistvie vzryva v gornykh porodakh* [Crushing and seismic effect of an explosion in rocks]. Moscow, Nedra Publ., 1976. 271 p.
4. Zharikov S. N., Shemenev V. G. [On the influence of blasting on the stress state of rock mass and geodynamic phenomena]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 3, pp. 90–97. (In Russ.)
5. Rzhevskii V. V., Novik G. Ia. *Osnovy fiziki gornykh porod* [The fundamentals of rock physics]. Moscow, Nedra Publ., 1984. 359 p.
6. Iurevich G. G., Beliakov V. D., Sevast'ianov B. N. *Okhrana gornykh vyrabotok ot vozdeistviia vzryvov* [Mine workings protection from the explosions effect]. Moscow, Nedra Publ., 1972. 136 p.
7. Fokin V. A., Tarasov G. E., Togunov M. B., Danilkin A. A., Shitov Iu. A. *Sovershenstvovanie tekhnologii burovzryvnykh rabot na predel'nom konture kar'erov* [The development of the technology of drilling and blasting operations at the limiting contour of open pit]. Apatity, KSC RAS Publ., 2008. 224 p.
8. Zharikov S. N., Shemenev V. G., Kutuev V. A. [The methods of specifying the properties of rocks under the production of drilling and blasting operations]. *Ustoichivoe razvitie gornykh territorii – Sustainable Development of Mountain Territories*, 2017, vol. 9, no. 1, pp. 74–80. (In Russ.)

УДК 622.235 (043.3) DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-54-60

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗМЕРОВ ЗОН РАЗДАВЛИВАНИЯ И ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ВЗРЫВНОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

НАСИРОВ У. Ф., УМАРОВ Ф. Я., МАХМУДОВ Д. Р., ЗАИРОВ Ш. Ш.

В статье рассмотрена физическая картина и определены зоны взрывного разрушения массива горных пород. Разработана формула определения зоны раздавливания горных пород скважинными зарядами взрывчатого вещества (ВВ). Установлено, что величина зоны раздавливания горных пород при взрыве зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород. Предложена созданная авторами схема исследования зоны трещинообразования при дроблении горных пород взрывом. Составлена формула определения радиуса зоны радиальных трещин. Установлено, что размер зоны радиальных трещин зависит от трещиноватости, физико-механических и горнотехнологических свойств горного массива, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на массив.

Ключевые слова: *буровзрывные работы; твердая среда; продукты взрыва; зона раздавливания; зона трещинообразования; зона упругих деформаций; радиус заряда; энергетические показатели промышленных ВВ; критическая скорость разлета частиц; скорость продольных волн; растягивающие напряжения; тангенциальные напряжения; коэффициент поглощения.*

Рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива горных пород по классической схеме действия взрыва. Согласно данной схеме, после практически одновременной детонации заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с высоким давлением. В результате этого в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте *продукты взрыва–среда*. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Согласно представлению о действии взрыва в твердой среде [1–6] регулируемая зона дробления включает две зоны: зону раздавливания и зону трещинообразования (рис. 1).

Величина кинетической энергии, Дж, выделившейся при взрыве заряда ВВ, определяется по выражению

$$E = \pi r_{\text{раз}}^2 l_{\text{скв}} \gamma_{\text{ВВ}} Q,$$

где $r_{\text{раз}}$ – радиус зоны раздавливания, м; $l_{\text{скв}}$ – длина заряда ВВ, м; $\gamma_{\text{ВВ}}$ – объемный вес ВВ, кг/м^3; Q – удельная энергия взрыва, кгм/кг.

Насиров Уткир Фатидинович – доктор технических наук, доцент, декан факультета инженерной геологии и горного дела. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: unasirov@yandex.ru

Умаров Фарходбек Яркулович – доктор технических наук, заместитель директора по учебной и научной работе. 100125, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Дурмон Йули, 34, филиал Российского государственного университета нефти и газа. E-mail: info@gubkin.uz

Махмудов Дилмурод Рахматжонович – заведующий кафедрой геотехнологии угольных и пластовых месторождений. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: dmahmudov@yandex.ru

Заиров Шерзод Шарипович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sher-z@mail.ru

Принимая, что кинетическая энергия массы горной породы равна энергии, выделяющейся при взрыве заряда ВВ, получим

$$0{,}5\pi l_{\text{скв}}\rho_{\text{гр}}\upsilon_0^2 r_{\text{раз}}^2 = \pi r_{\text{раз}}^2 l_{\text{скв}}\gamma_{\text{ВВ}}Q,$$

где $\rho_{\text{гр}}$ – плотность горных пород в зоне радиальных трещин, кг/м^3; υ_0 – скорость частиц горной породы на поверхности заряда, м/с.

Отсюда

$$\upsilon_0 = \sqrt{\frac{2Q\gamma_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{гр}}}}.$$

Исходя из положений кинетической теории, через любую сферическую поверхность вокруг заряда в единицу времени проходит объем материала, равный объему газов, вышедших за пределы начальных границ заряда, т. е.

$$4\pi r^2\upsilon = 4\pi r_{\text{раз}}^2\upsilon_0,$$

или

$$\upsilon = \upsilon_0\left(\frac{r_{\text{раз}}}{r}\right)^2, \qquad (1)$$

где r – радиус заряда ВВ, м; υ – скорость частиц горных пород на расстоянии, м/с.

С учетом выражения (1) получим

$$\upsilon = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{ВВ}}Q}{\rho}}\left(\frac{r_{\text{раз}}}{r}\right)^2,$$

где ρ – плотность горных пород, кг/м^3.

Поскольку $\rho = \Delta/g$, Δ – объемный вес породы в естественном состоянии, кг/м^3; g – ускорение свободного падения, м/с^2, формула для определения значения υ может быть представлена в виде

$$\upsilon = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{ВВ}}Qg}{\Delta}}\left(\frac{r_{\text{раз}}}{r}\right)^2.$$

Принимая, что $\upsilon = \upsilon_{\text{кр}}$, $\upsilon_{\text{кр}}$ – критическая скорость частиц горных пород, м/с, определим радиус зоны раздавливания горных пород скважинными зарядами ВВ

$$r_{\text{раз}} = \frac{r\sqrt[4]{\gamma_{BB}Q/\Delta}}{0{,}476\sqrt{\upsilon_{\text{кр}}}}.$$

Таким образом, установлено, что величина зоны раздавливания горных пород при взрыве зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород.

По данным работ [7, 8], размер образовавшейся зоны раздавливания также зависит от давления продуктов взрыва, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы. Радиус этой зоны предлагается оценивать с помощью зависимости:

$$r_{раз} = rC_p \frac{\sqrt{\rho}}{5\sigma_{сж}},$$

где C_p – скорость продольных волн в массиве, м/с; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа.

Таким образом, установлено, что радиус зоны раздавливания при взрывном разрушении массива горных пород прямо пропорционально зависит от радиуса заряда ВВ, скорости распространения продольных волн напряжений, плотности взрываемых пород и обратно пропорционально – от предела прочности горных пород на сжатие.

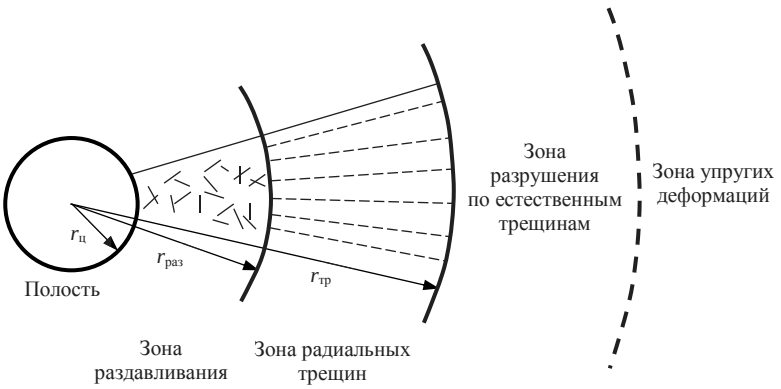


Рис. 1. Зоны взрывного разрушения массива горных пород

Зона трещинообразования (зона образования радиальных трещин) обусловлена наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности породы на разрыв. Исследованиями установлено [7, 8], что при удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается, и процесс разрушения горных пород носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих от центра взрыва. В результате каждый элементарный цилиндрический слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Нарушение сплошности горного массива в зоне происходит путем образования микротрещин, направленных по нормалям к поверхности заряда. Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, повышающих предел прочности горного массива на разрыв. При дальнейшем удалении от центра взрыва заряда деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются, и новые трещины не образуются. Однако возникающие ранее трещины могут распространятся еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий.

При рассмотрении двумерной задачи в полярной системе координат, согласно работе [9], напряженное состояние в окрестности скважины с внутренним давлением P описывается радиальной σ_r и азимутальной σ_θ компонентами напряжений

(рис. 2). При переходе к прямоугольной системе координат необходимо учитывать соотношения:

$$\sigma_x = \sigma_r \cos^2\theta + \sigma_\theta \sin^2\theta;$$
$$\sigma_y = \sigma_r \sin^2\theta + \sigma_\theta \cos^2\theta; \quad (2)$$
$$\tau_{xy} = (\sigma_r - \sigma_\theta)\cos\theta\sin\theta.$$

В случае одновременного взрывания зарядов ВВ напряженное состояние массива по линии зарядов в наименьшей степени возникает в середине между ними. В связи с этим при выборе параметров зарядов необходимо учитывать условия обеспечения разрушения породы в слое с заданной шириной Δ напротив середины расстояния между зарядами.

При оценке напряженного состояния в точке *B* следует считать $\sigma_0^B = 0$, так как при одновременном взрыве соседних зарядов ВВ смещение массива в точках, лежащих на линии *AB* в радиальном от заряда направлении, невозможно.

В точке *B* тангенциальные напряжения τ_{xy}^B от взрыва соседних зарядов равны по величине, но обратны по направлению. Поэтому результирующее значение $\tau_{xy}^B = 0$. При этом, учитывая суммирование радиальных напряжений, уравнения (2) для точки *B* примут вид:

$$\sigma_x^B = 2\sigma_r \cos^2\theta;$$
$$\sigma_y^B = 2\sigma_r \sin^2\theta;$$
$$\tau_{xy} = 0.$$

Здесь

$$\cos^2\theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \qquad \sin^2\theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2},$$

где *a* – расстояние между скважинами, м.

Растягивающие напряжения в точке *B* и радиальное напряжение от взрыва одиночного скважинного заряда рассчитываются по формулам [10]:

$$\sigma_{\text{р}}^B = \sigma_y^B - \mu\sigma_x^B; \quad (3)$$

$$\sigma_r(r) = P f_{\text{р}}(r) f_3(r),$$

где μ – коэффициент Пуассона, характеризующий деформационные свойства горных пород; *P* – давление продуктов детонации на стенки скважины, Па; $f_{\text{р}}(r)$ – функция геометрического расхождения цилиндрических волн с расстоянием, $f_3(r) = (r_{\text{с}} / r)^{0,5}$; $f_3(r)$ – функция поглощения, учитывающая диссипативные потери, $f_3(r) = e^{-\infty r/r_{\text{с}}}$, $r_{\text{с}}$ – радиус скважинного заряда ВВ, м, *r* – расстояние до скважинного заряда ВВ, м.

Коэффициент поглощения α определяется с учетом акустической жесткости пород

$$\alpha = -0,155 \cdot 10^{-8} \rho V + 0,773,$$

где ρ – плотность горных пород, кг/м^3; *V* – скорость распространения продольных волн в массиве горных пород, м/с.

При

$$r = 0,5\left(a^2 + \Delta^2\right)^{0,5}$$

путем перестановки в формуле (3) значений σ_y^B, σ_x^B и σ_r получим

$$\sigma_{\text{р}}^B = 2Pd_{\text{с}}^{0,5}\left(\mu a^2 - \Delta^2\right)\left(a^2 + \Delta^2\right)^{-1,25}\exp\left(-\alpha\left(a^2 + \Delta^2\right)^{0,5} d_c^{-1}\right),$$

где $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м.

Дробление породы в слое шириной Δ возможно при условии

$$\sigma_{\text{р}}^B \geq \left[\sigma_{\text{р}}\right] k_{\text{тр}}\psi,$$

где $[\sigma_{\text{р}}]$ – прочность породы на разрыв при динамическом режиме нагружения, Па; $k_{\text{тр}}$ – коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива; ψ – коэффициент, учитывающий предварительное ослабление породы динамической составляющей волны напряжений.

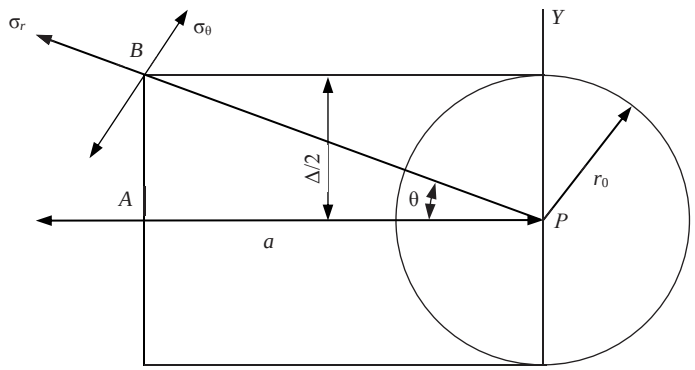


Рис. 2. Схема исследования зоны трещинообразования при дроблении горных пород взрывом:
r_0 – радиус заряда ВВ, м

Если плотность заряда в скважинах малая, то давление продуктов детонации на стенки скважин можно рассчитать по формуле [11]:

$$P = Q\omega\left(\gamma - 1\right)\left(\vartheta_{\text{с}} - \alpha_k\right)^{-1},$$

где Q – масса заряда ВВ в скважине, кг; ω – удельная энергия ВВ, Дж/кг; γ – показатель изоэнтропы; $\vartheta_{\text{с}}$ – объем скважины, м^3; α_k – коволюм; поскольку давление в скважине не превышает 200 МПа, величиной α_k можно пренебречь.

С учетом соотношения

$$Q/\vartheta_{\text{с}} = 4q/\left(\pi d_{\text{с}}^2\right)$$

давление продуктов детонации на стенки скважин примет вид:

$$P = 4q\omega\left(\gamma - 1\right)\eta\left(\pi d_{\text{с}}^2\right)^{-1},$$

где q – линейная масса заряда, кг/м; $4\omega(\gamma - 1)\eta$ – коэффициент, учитывающий потери энергии.

Исследованиями [12] установлено, что размер зоны радиальных трещин зависит от трещиноватости, физико-механических и горнотехнологических свойств горного массива, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на массив.

Радиус зоны радиального трещинообразования $r_{тр}$ определяется по формуле:

$$r_{тр} = \frac{\mu}{1+\mu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_р}, \quad (4)$$

где $\sigma_р$ – предел прочности пород на растяжение, МПа; μ – коэффициент Пуассона, характеризующий деформационные свойств горных пород,

$$\mu = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2\left(C_p^2 - 2C_s^2\right)}, \quad (5)$$

C_p, C_s – скорость распространения продольных и поперечных волн соответственно, м/с.

Преобразовав формулы (4) и (5), получим окончательную формулу расчета радиуса зоны трещинообразования при дроблении горных пород взрывом:

$$r_{тр} = \frac{r_0 C_p}{\sigma_р} \cdot \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{3C_p^2 - 4C_s^2} \sqrt{\frac{\gamma\sigma_{сж}}{5}}.$$

Таким образом, исследованиями установлено, что радиус зоны трещинообразования прямо пропорционально зависит от радиуса заряда ВВ, скорости распространения продольных волн напряжений, предела прочности горных пород на сжатие и обратно пропорционально – от скорости распространения поперечных волн напряжений и предела прочности горных пород на растяжение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Справочник взрывника / Б. Н. Кутузов [и др.] М.: Недра, 1988. 511 с.

2. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М.: Недра, 1964. 164 с.

3. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действия взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.

4. Норов Ю. Д., Бибик И. П., Заиров Ш. Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 34–39.

5. Управление параметрами буровзрывных работ и устойчивостью бортов на карьерах / Н. П. Снитка [и др.] Ташкент: Фан, 2017. 288 с.

6. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. Scientific and technical fundamentals for explosive destruction of the mass composed of rocks with different hardness // Mining of Mineral Deposits. 2017. No. 11(2). P. 46–51.

7. Ракишев Б. Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.

8. Лукьянов А. Н. Разработка научных основ, исследование и внедрение методов и средств интенсификации технологических процессов при открытой разработке скальных сложноструктурных месторождений отрасли: дис. … д-ра техн. наук. М., 1983. 452 с.

9. Тимошенко С. П., Гудьер Дж. Теория упругости. М.: Наука, 1999. 560 с.

10. Миронов П. С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. М.: Недра, 1995. 168 с.

11. Кузнецов Г. В. Взрывные работы. М.: Недра, 1993. 368 с.

12. Ракишев Б. Р., Винокуров Л. В. Пеленгация источников возмущения в массиве горных пород. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2002. 236 с.

Поступила в редакцию 17 ноября 2017 года

THE STUDY OF THE MEASUREMENTS OF THE ZONES OF CRUSHING AND FISSURING UNDER THE BLASTING DESTRUCTION OF ROCKS

Nasirov U. F. – Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan. E-mail: unasirov@yandex.ru
Umarov F. Ia. – Russian State University of Oil and Gas, Tashkent, Republic of Uzbekistan. E-mail: info@gubkin.uz
Makhmudov D. R. – Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan. E-mail: dmahmudov@yandex.ru
Zairov Sh. Sh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan. E-mail: sher-z@mail.ru

The article considers the physics and determines the zones of blasting destruction of the massif of rocks. The formula has been worked out to determine the zone of rocks crushing with downhole charges of explosive. It has been stated that the value of the zone of crushing of rocks under the blast of explosive charges changes directly proportional to the charge radius, energetic indices of industrial explosives, and it changes in inverse proportion to critical speed of rock particles projection. The scheme of investigating the zone of fissuring at rock crushing with a blast created by the authors has been suggested. The formula to determine the radius of the zone of radial fractures has been worked out. It has been stated that the measure of the zone the radial fractures depends on the rock jointing, physical-mechanical and mining-technological properties of rock massif, the transfer of explosives energy into the strain wave, and the period of their influence on the massif.

Key words: drilling and blasting operations; solid medium; products of a blast; zone of crushing; zone of rock jointing; zone of elastic deformations; charge radius; energy indicators of industrial explosives; critical speed of rock particles projection; speed of longitudinal waves; tensile stresses; tangential stresses; absorption coefficient.

REFERENCES

1. Kutuzov B. N., and others. *Spravochnik vzryvnika* [The reference book of a blaster]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 511 p.
2. Mel'nikov N. V., Marchenko L. N. *Energiia vzryva i konstruktsiia zariada* [The energy of a blast and the construction of a charge]. Moscow, Nedra Publ., 1964. 164 p.
3. Mosinets V. N. *Drobiashchee i seismicheskoe deistviia vzryva v gornykh porodakh* [Crushing and seismic action of a blast in rocks]. Moscow, Nedra Publ., 1976. 271 p.
4. Norov Iu. D., Bibik I. P., Zairov Sh. Sh. [Control over the efficient parameters of drilling and blasting operations by the criterion of the quality of blasted rock mass]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 34–39. (In Russ.)
5. Snitka N. P., and others. *Upravlenie parametrami burovzryvnykh rabot i ustoichivost'iu bortov na kar'erakh* [Control over the efficient parameters of drilling and blasting operations and the sustainability of the edges of open pits]. Tashkent, Fan Publ., 2017. 288 p.
6. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. [Scientific and technical fundamentals for explosive destruction of the mass composed of rocks with different hardness]. *Mining of Mineral Deposits*, 2017, no. 11(2), pp. 46–51.
7. Rakishev B. R. *Energoemkost' mekhanicheskogo razrusheniia gornykh porod* [Energy content of rock mechanical destruction]. Almaty, Baspager Publ., 1998. 210 p.
8. Luk'ianov A. N. *Razrabotka nauchnykh osnov, issledovanie i vnedrenie metodov i sredstv intensifikatsii tekhnologicheskikh protsessov pri otkrytoi razrabotke skal'nykh slozhnostrukturnykh mestorozhdenii otrasli: dis. ... d-ra tekhn. nauk* [The development of scientific fundamentals, investigation and implementation of the methods and means of technological processes intensification under opencast exploitation of hard rock complex structures deposits of a branch. Dr. eng. sci. diss.]. Moscow, 1983. 452 p.
9. Timoshenko S. P., Gud'er Dzh. *Teoriia uprugosti* [Elasticity theory]. Moscow, Nauka Publ., 1999. 560 p.
10. Mironov P. S. *Vzryvy i seismobezopasnost' sooruzhenii* [Blasts and seismic safety of facilities]. Moscow, Nedra Publ., 1995. 168 p.
11. Kuznetsov G. V. *Vzryvnye raboty* [Blasting operations]. Moscow, Nedra Publ., 1993. 368 p.
12. Rakishev B. R., Vinokurov L. V. *Pelengatsiia istochnikov vozmushcheniia v massive gornykh porod* [Direction finding of perturbation sources in rock massif]. Almaty, NITs Fylym Publ., 2002. 236 p.

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

УДК 622.002 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-61-67

РЕЗЕРВЫ РЕМОНТНОГО ПРОИЗВОДСТВА: СТАНДАРТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ

АНДРЕЕВА Л. И., КРАСНИКОВА Т. И., ЛАШМАНОВ В. А.

Достижение уровня высокой эффективности технического обслуживания и ремонта горной техники и оборудования невозможно без выполнения в установленные сроки и с надлежащим качеством намеченных планов и принятых решений по обеспечению работоспособности горной техники. Важное значение приобретает разработка стандартов (регламентов), применение которых в ремонтной службе позволяет регулировать наличие и эффективность использования материально-технических ресурсов и обеспечивать работоспособность машин. Определено, что стандарт обеспечивает прозрачность выполняемых ремонтных операций, позволяет осуществить корректировку процессов ремонта на основе проведения хронометража ремонтных работ. Важным при стандартизации технологического процесса является организация рабочего места ремонтника для его безопасной и эффективной работы. Стандарт рабочего процесса включает требования не только к технологическому процессу, но и к рациональному использованию рабочего времени – трудозатратам. На основе этих требований для горнорудных и угольных предприятий России были разработаны технологические и организационные регламенты (стандарты) для выполнения операций демонтажа-монтажа, сборки–разборки узлов и агрегатов технического устройства. Стандарты описывают определенную последовательность операций; рекомендуемый инструмент, оснастку и приспособления; количественный и качественный состав ремонтной бригады; трудозатраты на выполнение ремонтосложных операций. При разработке стандартов особое внимание уделяется методам защиты персонала от негативных событий производства – опасных производственных ситуаций. Описание каждой операции содержит нормы безопасности труда, включающие экипировку персонала, применение строповочной привязи при выполнении работ на высоте и т. д. Использование стандартов, иллюстрированных фотографиями, схемами, чертежами, позволит повысить уровень технологической, организационной дисциплины, изменить отношение персонала к потребляемым в ремонтном производстве ресурсам и на этой основе обеспечить рост эффективности их использования.

Ключевые слова: стандарт; процесс ремонта; технологический процесс; организационный регламент; трудозатраты; безопасность труда персонала; планирование ремонтов; ремонтная операция; система технического обслуживания и ремонта; стандартизация процессов ремонта; эффективность.

Дальнейший рост производительности труда в угольной и горнорудной промышленности возможен за счет более эффективной эксплуатации горнотранспортного оборудования. В связи с этим большая ответственность ложится

Андреева Людмила Ивановна – доктор технических наук, главный научный сотрудник. 454048, г. Челябинск, ул. Энтузиастов, 30, Челябинский филиал Института горного дела УрО РАН. E-mail: tehnorem74@list.ru

Красникова Татьяна Ивановна – кандидат технических наук, младший научный сотрудник. 454048, г. Челябинск, ул. Энтузиастов, 30, Научно-исследовательский институт эффективности и безопасности горного производства.

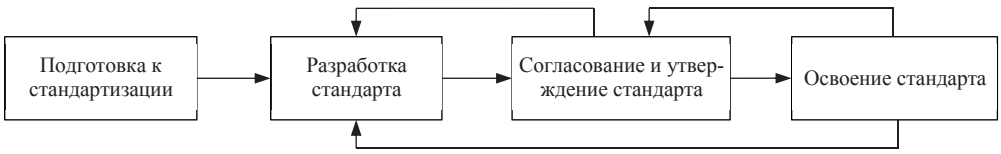
Лашманов Владимир Алексеевич – студент кафедры автомобильного транспорта. 454080, г. Челябинск, просп. Ленина, 76, Южно-Уральский государственный университет.

на ремонтные службы горных предприятий, которые должны обеспечить качественное обслуживание и ремонт техники в минимальные сроки, с наименьшими трудозатратами и приемлемой стоимостью.

Прежде всего следует устранить недостатки в планировании ремонтов. Здесь еще часто наблюдается поверхностный учет отработанных часов и объемов горной массы оборудованием, не ведется тщательное наблюдение за износом узлов и деталей машин, вследствие чего имеются значительные погрешности в намеченных сроках ремонтов. Медленно разрабатываются и внедряются ремонтные нормативы, отсутствуют реальные ценники на запасные части и основные ремонтные операции. Допускается брак в ремонте – в основном из-за низкой квалификации ремонтных рабочих и устаревшего оборудования ремонтных предприятий [1, 2].

Выявить резервы ремонтного производства помогает анализ трудоемкости, стоимости, продолжительности и периодичности фактически выполненных ремонтных работ. Необходимо определить возможности для улучшения использования рабочего времени ремонтных бригад и лучшей загрузки оборудования ремонтных цехов, совершенствования структуры кадров, экономии материалов и энергии.

Процесс стандартизации



Характеристика этапов стандартизации процессов в системе ТОиР

Этапы стандартизации	Содержание	Результат
Подготовка	Определение предназначения стандартов, их роли в процессе ТОиР	Программа стандартизации, механизм мотивации труда персонала
Разработка	Взаимоувязка технологических процессов во времени	Проект рациональной (целесообразной) организации технологического процесса ТОиР, нормативы труда
Согласование и утверждение	Согласование интересов менеджмента и ремонтного персонала	Формализованная технология ТОиР, нормирование труда, утвержденный стандарт
Освоение	Включение стандартов в систему ТОиР	Требуемый уровень качества и процессов ремонта горнотранспортного оборудования

Рис. 1. Стандартизация процессов в системе ТОиР

В случае устранения недостатков в планировании ремонтов необходимо четко организовать исполнение графиков ремонта. Многое зависит от материально-технической подготовки ремонтов – обеспечения запасными частями, покупными изделиями и материалами в полном объеме и необходимой номенклатуре.

Опыт успешных горнодобывающих предприятий показывает, что достижение высокой эффективности невозможно без наведения порядка в сфере эксплуатации и ремонтного обслуживания горной техники и оборудования. Необходим определенный уровень системы технического обслуживания и ремонта (ТОиР), чтобы принятые решения и намеченные планы выполнялись в установленные сроки, с надлежащим качеством. Для этого должны быть разработаны и приняты

стандарты, позволяющие в ремонтной службе регулировать наличие и эффективность использования материально-технических ресурсов и показателей машиночаса и человеко-часа [3].

Актуальность стандартизации процессов ремонта дробильного оборудования вызвана рядом причин:

– несовершенством организационной структуры системы ТОиР, связанным с выполнением практически всех процессов по обслуживанию дробильного оборудования;

– низким технологическим уровнем ремонтной базы;

– существенным отставанием в области методического обеспечения выполняемых процессов (переработки, ремонта и материально-технического снабжения);

– низкой квалификацией и нехваткой ремонтного персонала;

– слабым уровнем информационного обеспечения функций управления ремонтным производством.

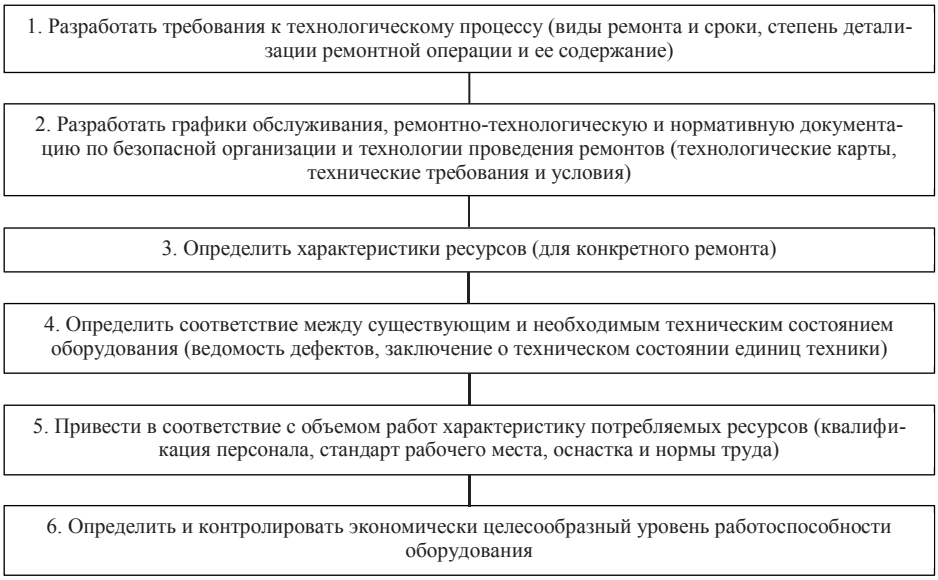


Рис. 2. Рекомендуемый стандарт ремонтного обслуживания горного оборудования

Стандарт обеспечивает прозрачность выполняемых ремонтных операций, позволяет осуществлять изменения в процессах ремонта на основе проведения хронометражных работ (фотография рабочего времени). Со временем предприятие, цех, участок нарабатывает достоверную норму времени, необходимую для выполнения конкретной операции, которая становится ключевым инструментом и критерием эффективности использования труда рабочих (рис. 1).

Объектом стандартизации рабочих процессов является деятельность ремонтного подразделения горнодобывающего предприятия, включающая технологические операции технического обслуживания и ремонта горных машин, а также потребляемые ресурсы. В соответствии с этим стандарт рабочего процесса включает не только требования к показателям воспроизводства процесса (устанавливает верхние и нижние пороговые значения показателя, выход за рамки которых влечет за собой определенные санкции), но и требования к его безопасности, качеству и экономичности.

В зависимости от ритмичности функционирования рабочего процесса определяется уровень его стандартизации. Стандарты задаются по уровню производи-

тельного использования оборудования, инструмента, оснастки; рабочего времени ремонтного персонала и уровню производительного использования ресурсов, вовлекаемых в процесс ТО и ремонта, и являются основанием для определения эффективности функционирования ремонтной службы [4].

Для каждого вида работ составляется регламент технологических операций, включающий затраты труда на их выполнение, параметры технологического процесса и особые условия выполнения работ; за каждой технологической операцией закрепляется ответственный за ее выполнение на требуемом уровне.

Номер п/п	Наименование операции и содержание работы	Оборудование, приспособления, инструмент	Профессия	Количество исполнителей	Разряд	Трудозатраты, чел.-час	Примечания и указания по технике безопасности
2. Подтяжка крепежа дробящих плит подвижной и неподвижной щеки							
2.1	Обстучать шпильки крепления дробящих плит неподвижной щеки М48 (32 шт.) и подвижной щеки М48 (28 шт.), выявить ослабленные. Отвернуть корончатую контргайку, произвести обтяжку ослабленных шпилек. Законтрить	Кувалда 4–6 кг; Ключ накидной S = 75	Слесарь	1 1	IV III	1,7	Не находиться позади работающего ударным инструментом. Работать в защитных очках и рукавицах. Беречь пальцы рук от травм
	Примечание: при необходимости произвести замену пружин, имеющих дефект						

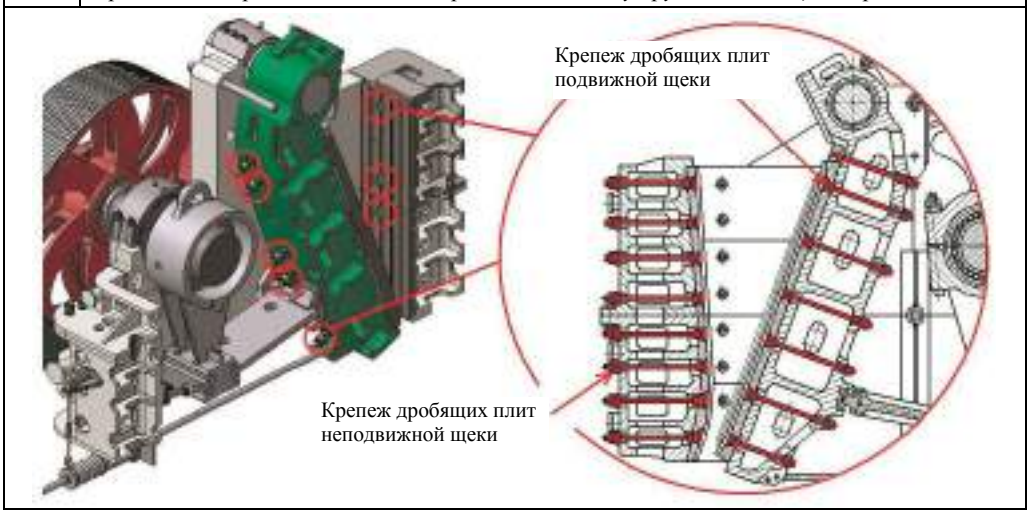


Рис. 3. Фрагмент технологического регламента на ремонт дробилки СМД-117

При стандартизации условий работы ремонтного персонала учитываются возможности повышения безопасности труда посредством освоения установленных для рабочего места стандартов безопасной и эффективной работы (рис. 2).

Определение нормативов продолжительности и затрат труда на ТО и ремонт горных машин базируется на исследовании технологии проведения ремонтных работ, где прежде всего необходимо регламентировать рациональную последова-

тельность разборочно-сборочных работ, которая зависит от вида ремонта и может значительно различаться даже для однотипного оборудования [5].

Установлено, что одной из причин низкого качества обслуживания горной техники является отсутствие обоснованного состава и регламента ремонтных воздействий. Регламентированный состав работ определяется в целях предотвращения прогрессивного нарастания износа, исключения преждевременного появления отказов узлов и агрегатов горных машин и скомплектован в соответствии с требуемой вероятностью его выполнения [6, 7].

Работа по уточнению норм трудоемкости необходима, так как позволяет улучшить показатель надежности – ремонтопригодность, т. е. трудоемкость восстановления ресурса узла, которая может быть непостоянной в силу изменения уровня механизации, применения агрегатно-узлового метода.

Результаты проверки знаний технологического и ремонтного персонала горнодобывающего предприятия, 2017 г.

Проведение проверки знаний технологического и ремонтного персонала	Выявление категорий персонала относительно выполнения трудовой функции (технологической операции)	Определение категорий персонала, по которым необходимо принятие управленческих решений
Оценка знаний эксплуатационного персонала	Определение знаний технологического процесса	46 % – знания хорошие, необходима периодическая проверка знаний 43 % – знания удовлетворительные, необходима повторная проверка знаний 11 % – знания слабые, необходимы подготовка и обучение персонала
Оценка знаний ремонтного персонала	Определение знаний технических устройств и методов ремонта	24 % – знания хорошие, необходима периодическая проверка знаний 58 % – знания удовлетворительные, необходима повторная проверка знаний 18 % – знания слабые, необходимы подготовка и обучение персонала
Оценка категорий работников относительно выполнения трудовой функции	Определение способности персонала обеспечивать приемлемый уровень безопасности и эффективности	14 % – не нуждаются в контроле производственной деятельности 71 % – нуждаются в периодическом контроле 15 % – нуждаются в постоянном контроле 2 % – не допускать до работы

Учитывая отсутствие в перспективе новых отраслевых норм и недостатки, присущие старым отраслевым нормам, разработка новых или уточнение действующих норм должно основываться на анализе выполняемых процессов и операций ремонта, состояния существующей ремонтной базы и конструктивной сложности машин, сопоставления имеющегося фонда рабочего времени (по численности персонала) и фактических трудозатрат ремонтного персонала.

Трудоемкость ремонта и обслуживания оборудования в пределах предприятия для каждого цеха можно определить как функцию от ремонтной сложности, срока службы и загрузки оборудования, т. е.

$$\mathrm{T_р} = f\left(R, \gamma, R_{\mathrm{м}}\right),$$

где R – ремонтная сложность оборудования; γ – коэффициент, учитывающий срок службы оборудования; $R_{\mathrm{м}}$ – показатель времени (отношение времени машинной работы к общему фонду времени использования оборудования) [8, 9].

На основе предложенного подхода к стандартизации процессов ремонта техники были разработаны технологические регламенты (стандарты) на ремонтное обслуживание дробильно-размольного оборудования АО «Ковдорский ГОК».

Стандарты содержат требования к последовательности операций демонтажа-разборки, сборки-монтажа узлов и агрегатов оборудования, рекомендуемому инструменту, количественному и качественному составу ремонтной бригады, трудозатратам на выполнение операций и, что немаловажно, методы защиты персонала от негативных событий производства – пооперационные меры безопасности труда [10]. Стандарты иллюстрированы фотографиями, схемами и чертежами (рис. 3).

Неотъемлемой частью разработки и освоения технологических регламентов является периодическая проверка знаний ремонтного и эксплуатационного персонала предприятий (таблица).

Таким образом:

– значительная часть ремонтно-технологической документации (РТД) должна быть изменена и типизирована, дополнена с учетом совершенствования процессов ремонта оборудования;

– изменениям (корректировке) подлежат не только форма и состав РТД, но и методика формирования информационных массивов, вносимых в документ, исключающая произвольное толкование процесса ремонта;

– разработка или уточнение действующих норм труда должны основываться на анализе выполняемых процессов и операций ремонта, состоянии существующей ремонтной базы и конструктивной сложности оборудования, а также на сопоставлении имеющегося фонда рабочего времени (по численности персонала) и фактических трудозатрат ремонтников.

Это позволит:

– повысить уровень технологической, организационной дисциплины;

– обеспечить взаимовыгодное и эффективное взаимодействие менеджмента и персонала структурных подразделений;

– изменить отношение персонала к потребляемым в ремонтном производстве ресурсам и на этой основе обеспечить рост эффективности их использования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Горовой А. И. Ремонт роторных экскаваторов и комплексов. М.: Недра, 1978. 243 с.

2. Андреева Л. И., Мартынов В. Ю., Ушаков Ю. Ю. К вопросу о повышении эффективности ремонтной службы горнодобывающего предприятия // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности. Чтения памяти В. Р. Кубачека: сб. тр. XIV Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. С. 427–434.

3. Андреева Л. И., Брайло Д. П., Гитнер С. И., Лунев С. Н. Экономика ремонтного производства // Уголь. 2016. № 1. С. 45–46.

4. Андреева Л. И., Озерский В. В. Информационные технологии в процессе ремонта горнодобывающей техники // Обозрение прикладной и промышленной математики. 2001. Т. 8. Вып. 2. 525 с.

5. Андреева Л. И. Методология формирования технического сервиса горнотранспортного оборудования на угледобывающем предприятии: дис. … д-ра техн. наук. Екатеринбург, 2004. 297 с.

6. Андреева Л. И. Возможности повышения эффективности использования ресурсов в ремонтном производстве // Проблемы недропользования. 2015. Вып. 1(4). С. 134–141.

7. Козярук А. Е., Жуковский Ю. Л. Система обслуживания электромеханического оборудования машин и механизмов по фактическому состоянию // Горное оборудование и электромеханика. 2014. №10(107). С. 8–14.

8. Кравченко В. М., Русихин В. Л. Ремонтная технологичность карьерных механических лопат. М.: Изд-во МГГУ, 2002. 231 с.

9. Schoen R. R., Lin B. K., Habetter F. G., Shlog H. G., Farag S. An unsupervised on-line system for induction motor faulth detection using stator current monitoring // IEEE-IAS Transaction. 1995. Vol. 31. No. 6. P. 1280–1286.

10. Андреева Л. И., Ушаков Ю. Ю. Детализация процессов ремонтного обслуживания горной техники с использованием структурных схем // Чтения памяти В. Р. Кубачека: сб. тр. XV Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. 395 с.

Поступила в редакцию 8 декабря 2017 года

RESERVES OF REPAIR SERVICE. STANDARDIZATION OF PROCESSES

Andreeva L. I. – Chelyabinsk Subsidiary of the Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Chelyabinsk, the Russian Federation. E-mail: tehnorem74@list.ru
Krasnikova T. I. – Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety, Chelyabinsk, the Russian Federation.
Lashmanov V. A. – South Ural State University, Chelyabinsk, the Russian Federation.

Achievement of high performance level of mining equipment maintenance and repair is possible by means of an execution at the scheduled dates an appropriate quality of the drawn-up plans and solutions that are applying to support mining technique operability. The development of standards (regulations) gains in a particular importance because their application in a repair service allows regulating availability and efficiency of material resources employment and operability. It is discovered that a standard provides transparency and clearness of repair operations and allows correcting repair processes on basis of their timekeeping. To organize a workplace for safety and efficiency of repairmen's work is very important for technological process standardization. A standard of working process includes requirements not only to technological process, but also to rational use of working hours, in other words, to labor expenditures. On the basis of these requirements were developed technological and organizational standards (regulations) for mining and coal-mining enterprises of Russia – to execute operations of assembling and disassembling of nodes and aggregates of technical equipment. The standards contain a certain sequence of operations, recommended tools, equipment, gear and attachments; they also include the quantitative and qualitative composition of repair crew and labor expenditures for difficult repair operations. During standards development special attention is paid to protection methods of personnel from negative events – hazardous production situations. Every operation contains measures of safety, including the equipping of staff, for example, strappings for working at height, etc. Standards for repair operations are illustrated with drawings, photographs and diagrams for better visualization of the processes. This will improve the level of process and labor discipline and help to change the staff attitude to resources for repair process and to provide increase of efficiency of their use.

Key words: standard; repair process; technological process; organizational regulations; labor expenditures; occupational safety; repair planning; repair operation; maintenance and repair system; standardization of repair processes; efficiency.

REFERENCES

1. Gorovoi A. I. *Remont rotornykh ekskavatorov i kompleksov* [Repair of rotor excavators and complexes]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 243 p.
2. Andreeva L. I., Martynov V. Iu., Ushakov Iu. Iu. [To a question of increase an efficiency of repair service at a mining enterprise]. *Tekhnologicheskoe oborudovanie dlia gornoi i neftegazovoi promyshlennosti. Chteniia pamiati V. R. Kubacheka: sb. tr. XIV Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. 14th Int. Sci. and Tech. Conf. "Technological equipment for the mining and oil and gas industry"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2016. pp. 427–434. (In Russ.)
3. Andreeva L. I., Brailo D. P., Gitner S. I., Lunev S. N. [Economics of repair service]. *Ugol' – Coal*, 2016, no. 1, pp. 45–46. (In Russ.)
4. Andreeva L. I., Ozerskii V. V. [Information technologies in a repair process of mining equipment]. *Obozrenie prikladnoi i promyshlennoi matematiki – Review of Applied and Industrial Mathematics*, 2001, vol. 8, issue 2, pp. 525. (In Russ.)
5. Andreeva L. I. *Metodologiia formirovaniia tekhnicheskogo servisa gorno-transportnogo oborudovaniia na ugledobyvaiushchem predpriiatii: dis. ... d-ra tekhn. nauk* [Methodology of formation of technical service of mining-transport equipment at a coal-mining enterprise. Dr. eng. sci. diss.]. Ekaterinburg, 2004. 297 p.
6. Andreeva L. I. [Possibilities for improving the efficiency of resources utilization in a repair service]. *Problemy nedropol'zovaniia – Problems of Subsoil Use*, 2015, issue 1(4), pp. 134–141. (In Russ.)
7. Koziaruk A. E., Zhukovskii Iu. L. [System of a condition-monitored maintenance of an electromechanical equipment of machines and mechanisms]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2014, no. 10 (107), pp. 8–14. (In Russ.)
8. Kravchenko V. M., Rusikhin V. L. *Remontnaia tekhnologichnost' kar'ernykh mekhanicheskikh lopat* [Maintainability of quarry mechanical power shovels]. Moscow, MSMU Publ., 1996. 231 p.
9. Schoen R.R., Lin B.K., Habetter F.G., Shlog H.G., Farag S. An unsupervised on-line system for induction motor fault detection using stator current monitoring. *IEEE-IAS Transaction*, 1995, vol. 31, no. 6, pp. 1280–1286.
10. Andreeva L. I., Ushakov Iu. Iu. [Detailing of mining equipment maintenance and repair processes by using structure charts]. *Chteniia pamiati V. R. Kubacheka: sb. tr. XV Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf* [Proc. 15th Int. Sci. and Tech. Conf.]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017, pp. 395–399. (In Russ.)

УДК 622.231 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-68-75

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЕЙ РЕЗОНАНСНЫХ ВИБРОТРАНСПОРТНЫХ МАШИН

АФАНАСЬЕВ А. И., СУСЛОВ Д. Н., ЧИРКОВА А. А.

Рассмотрены основные конструкции вибровозбудителей в резонансных вибротранспортных горных машинах. Показано, что основным недостатком инерционных, эксцентриковых и кривошипно-шатунных вибровозбудителей является затруднение поддержания частоты вынуждающей силы в области резонанса. Недостатком электромагнитных резонансных вибровозбудителей является небольшая (0,6–2,2 мм) амплитуда колебаний, а относительно большая частота колебаний не позволяет использовать их в низкочастотных (до 6–7 Гц) вибротранспортных машинах. Согласно своему функциональному назначению вибровозбудитель должен создавать определенную по величине амплитуду колебаний и обеспечивать поддержание резонансного режима работы при изменении технологической нагрузки и параметров динамической системы. Энергопотребление вибровозбудителя должно быть минимальным, а температура обмотки – в допустимых пределах. Предложен показатель оценки степени совершенства конструкции электромагнитного вибровозбудителя постоянного тока для вибротранспортной резонансной машины – отношение движущего импульса к тепловым потерям в обмотке. Установлено, что наиболее эффективным для относительно низкочастотных резонансных вибротранспортных машин является электромагнитный линейный двигатель постоянного тока с векторным управлением.

Ключевые слова: вибротранспортные резонансные машины; движущий импульс силы; частота колебаний; амплитуда колебаний; электромагнитные вибровозбудители; энергетическая эффективность.

Вибрационные машины – грохоты, питатели, транспортеры, вибровыпуски руды – нашли применение в начале XX в., о чем свидетельствуют довоенные [1–5], а также послевоенные [6–10] публикации, посвященные вибротранспортированию сыпучих материалов. Вибротранспортные машины (ВТМ) имеют массу рабочего органа от 200 кг до 40 т [11, 12] и мощность двигателя до 80 кВт. Колебания рабочего органа (РО) в этих ВТМ осуществляются вибровозбудителями кинематического, силового или смешанного типа возбуждения колебаний.

По количеству составляющих систем вибровозбудители можно разделить на два класса. *Первый класс* – это вибровозбудители, которые состоят из двигателя и трансмиссии. *Второй класс* включает вибровозбудители, подвижная часть двигателя которых непосредственно или через упругий элемент соединяется с РО и сообщает ему возвратно-поступательное периодическое движение. В этот же класс входят вибровозбудители типа мотор-вибраторы, содержащие двигатель, на ротор которого с двух сторон закрепляются дебалансы.

Афанасьев Анатолий Ильич – доктор технических наук, профессор кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru

Суслов Дмитрий Николаевич – кандидат технических наук, ведущий инженер-программист. 620012, г. Екатеринбург, пл. Первой Пятилетки, АО «Завод № 9». E-mail: susdmitry@yandex.ru

Чиркова Алена Анатольевна – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru

А. О. Спиваковский [8] по конструктивному признаку выделил четыре группы вибраторов: инерционные; эксцентриковые и кривошипно-шатунные; поршневые пневматические и гидравлические; электромагнитные. Рекомендации по выбору типа вибратора достаточно полно приведены в работах [9, 13]. Частоты колебаний рабочих органов с электромагнитными вибраторами кратны частоте тока, т. е. 50 Гц.

Инерционные вибровозбудители используются в относительно быстроходных зарезонансных и резонансных ВТМ, могут быть выполнены по разным схемам. Наиболее простая конструктивная схема – с одним дебалансом (грохоты ГВЛ-500, ГВЛ-750 и др.). Эти вибровозбудители могут эффективно использоваться на ВТМ, работающих в зарезонансном режиме с частотой 10–25 Гц, что является их основным недостатком. При их применении на высокочастотных ВТМ существенно увеличиваются опорные реакции, что значительно снижает ресурс подшипников. В резонансных машинах инерционные вибровозбудители используются редко, так как при изменении технологической нагрузки динамическая система «выходит» из резонанса, что приводит к снижению производительности ВТМ. Одним из путей решения этой проблемы является разработка автоматической системы для поддержания резонансного режима [14–17]. Однако вследствие инерционности двигателя эта проблема решается не в полной мере. Кроме того, такие системы управления эффективны на средних и высоких частотах работы двигателя (больше 25 Гц). Инерционные мотор-вибраторы ИВ-104–ИВ-111 серийно выпускаются в РФ. Конструктивно они выполнены по одной схеме, но отличаются друг от друга массой (20–80 кг), мощностью двигателя (0,25–2,20 кВт), величиной возмущающей силы (3,1–40,0 кН), частотой колебаний (25–95 Гц). Дебалансы устанавливаются с обеих сторон ротора. Корпус двигателя жестко закрепляется на рабочем органе. Так как обычно жесткости упругих опор в вертикальной и горизонтальной плоскости не равны, то рабочий орган совершает эллиптические, близкие к круговым колебания. Амплитуда колебаний РО может регулироваться изменением величины массы дебалансов, что требует остановки машины и разборки вибровозбудителя. Частоту колебаний возможно изменять за счет применения частотных преобразователей и соответствующих систем управления [14]. Однако относительно низкие частоты получить с этим типом вибровозбудителя практически невозможно, так как возмущающая сила прямо пропорциональна квадрату угловой частоты. Поэтому для получения необходимой по величине возмущающей силы приходится увеличивать массу дебалансов. Кроме того, снижение частоты вращения ротора при постоянной нагрузке приводит к значительному повышению температуры обмотки из-за ухудшения охлаждения, что может вызвать ее отказ.

Эксцентриковые вибровозбудители выполняются по различным схемам и бывают уравновешенного и неуравновешенного типа. Наибольшее распространение получили эксцентриковые вибровозбудители с упругим шатуном. Максимальная величина возмущающей силы определяется деформацией упругих элементов и их жесткостью, а амплитуда колебаний – массой рабочего органа и жесткостью опор. Главным недостатком эксцентрикового вибровозбудителя с упругим шатуном является зависимость амплитуды колебаний от величины технологической нагрузки и сил сопротивления (силы трения в опорах, силы трения груза и т. д.). Эксцентриковые вибровозбудители с жестким шатуном применяются в резонансных виброконвейерах ВР-80, ВУР-1, ВУР-80 [18]. Они сообщают рабочему органу кинематически определенное движение. Их основными недостатками являются затрудненный пуск и повышенные нагрузки при пусковом режиме. Для обеспечения стабильного пуска в трансмиссию устанавливается махо-

вик или эксцентрик с регулируемой величиной эксцентриситета. С целью повышения производительности ВТМ разработаны эксцентриковые вибровозбудители с переменной амплитудой колебаний рабочего органа [19–20].

Эксцентриковые вибровозбудители целесообразно использовать в относительно низкочастотных вибрационных машинах для создания больших возмущающих усилий и амплитуд. При использовании эксцентрикового вибровозбудителя в относительно быстроходных машинах его габариты становятся неприемлемо большими.

Поршневые вибровозбудители реактивного и активного типов просты по конструкции, но имеют относительно низкий КПД за счет работы энергоносителя (воздуха) в открытом цикле.

Гидравлические вибровозбудители с замкнутыми циклами энергоносителя могут быть с нерегулируемыми [21], а также регулируемыми частотой и амплитудой.

Электромагнитные вибровозбудители выпускаются трех типов: реактивные с выпрямителем; реактивные с подмагничиванием; реактивные с постоянными магнитами. По характеру воздействия электромагнитные вибровозбудители делятся на две группы: с гармонической возмущающей силой; с гармонической возмущающей силой и ударным импульсом.

В горной промышленности нашли применение резонансные питатели с силовым вибровозбуждением ПЭВ-1-0,5, ПЭВ-1-2 и др. с вибровозбудителями ВЭМ1-0,5; ВЭМ1-2, а также виброконвейеры типа 79-ТС; 95-ТС. Эти ВТМ работают с частотой, кратной частоте промышленной сети (50 Гц), и амплитудой от 1,2 до 2,2 мм, а в качестве вибровозбудителя в них используют электромагнитные линейные двигатели-вибраторы.

Патентный поиск показал, что совершенствование конструкций электромагнитных вибраторов идет в направлении повышения при прочих равных условиях их мощности [22–24] и приспособляемости к изменению резонансной частоты.

Анализ конструкций отечественных и зарубежных электромагнитных вибраторов показывает, что они выполнены практически по одинаковым схемам.

Основным недостатком рассмотренных электромагнитных резонансных вибровозбудителей является относительно небольшой ход якоря. Это обусловлено тем, что по закону Максвелла магнитодвижущая сила уменьшается с увеличением рабочего зазора. Соответственно, уменьшаются величина возмущающей силы и амплитуда колебаний рабочего органа. Кроме того, относительно большая частота колебаний не позволяет использовать такие вибровозбудители в низкочастотных (до 6–7 Гц) вибротранспортных машинах.

Электромагнитные вибровозбудители по конструктивному исполнению представляют собой линейные двигатели. Их общими недостатками являются относительно низкий КПД, что обуславливается работой вибровозбудителей в переходном режиме, а также большая масса. Электромагнитный вибратор ВЭМ1-1 мощностью 2 кВт имеет массу 550 кг, а рабочий орган (лоток) – 300 кг.

Одним из основных требований, которые предъявляются к вибровозбудителям резонансных машин, является регулирование частоты и амплитуды колебаний РО при изменении технологической нагрузки и параметров динамической системы.

Исходя из функционального назначения вибровозбудитель должен реализовать создание определенной по величине амплитуды колебаний и обеспечить поддержание резонансного режима работы при изменении технологической нагрузки. При этом энергопотребление вибровозбудителя должно быть минимальным, а температура обмотки сохраняться в допустимых пределах [25].

Амплитуда колебаний рабочего органа (РО) связана с величиной усилия, развиваемого двигателем, и следовательно, с его мощностью. В резонансных маши-

нах амплитуда колебаний значительно больше, чем в зарезонансных. Поэтому существует возможность использования потенциальной энергии упругих опор для уменьшения энергопотребления.

Авторами статьи предложены опытно-промышленные линейные электромагнитные двигатели (вибровозбудители) различного приципа действия для низкочастотных питателей-грохотов [25].

Первый тип представляет собой индукционный импульсный двигатель с конденсаторным накопителем энергии. Второй тип – электромагнитный (без индукционных колец) с конденсаторным накопителем энергии. Длительность движущего импульса при прочих равных условиях определялась величиной емкости конденсаторной батареи. В третьем – электромагнитном двигателе – в качестве источника питания использован трехфазный управляемый сенсорами выпрямитель. Фактически это линейный векторный электромагнитный двигатель. Эти вибровозбудители были установлены на опытно-промышленный резонансный питатель-грохот, и проведены соответствующие исследования, целью которых было определение рациональных параметров вибровозбудителя.

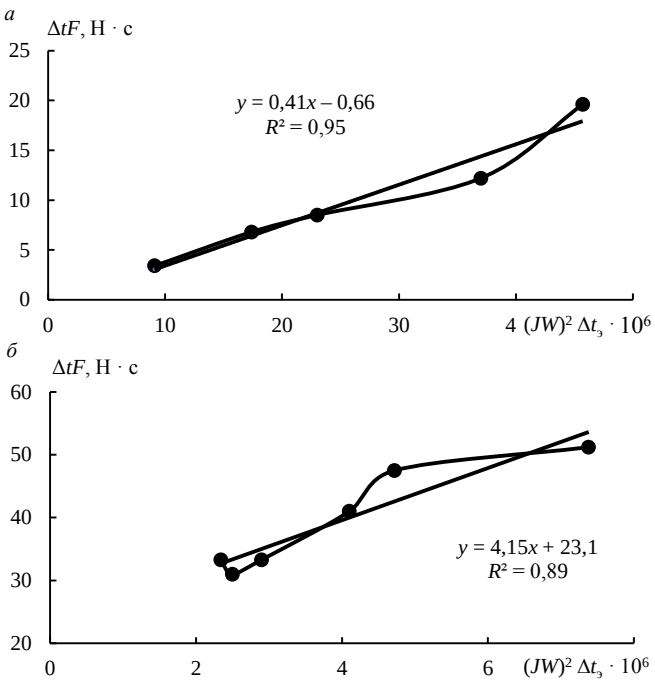


Рис. 1. Зависимость движущего импульса от квадрата магнитодвижущей силы, умноженной на время импульса:
а – двигатель индукционный; $W = 930$; $D_я = 50$ мм; *б* – двигатель электромагнитный; $W = 270$; $D_я = 100$ мм

В резонансных машинах для поддержания стабильной амплитуды колебаний движущее усилие целесообразно прилагать во время движения рабочего органа вперед (по ходу движения горной массы), а возврат назад РО осуществлять за счет силы тяжести, действующей на него, и потенциальной энергии упругих опор. Таким образом, двигатель будет работать не весь цикл колебаний, а только часть времени. Такой режим работы позволит существенно сократить энергозатраты на рабочий процесс.

Задача поддержания резонансной частоты вынуждающей силы решалась при помощи сенсорных датчиков, которые отслеживали положение РО и подавали

сигнал в систему управления, включая и выключая оптотиристоры выпрямителя.

Методика экспериментальных исследований заключалась в следующем. По известной массе m рабочего органа и измеренному периоду собственных колебаний находилась жесткость упругих опор C, а затем по закону Гука определялась статическая деформация упругих элементов от силы тяжести A_0. Сенсорами включался источник питания, и в обмотку двигателя подавалась электрическая энергия. Замерялась амплитуда отклонения рабочего органа A_1 и записывался ток I в обмотке, а также фиксировалось время его протекания $\Delta t_и$. С использованием закона сохранения энергии определялась энергия $E_u = 0{,}5C(A_1^2 \pm 2A_1A_0) \pm mg\cos\alpha$. Знак «+» или «–» выбирался в зависимости от направления движущего усилия. Первый знак ставится «+», а второй «–», если движущее усилие направлено вниз и опускает РО. С использованием закона сохранения количества движения определялся движущий импульс $\Delta tF = (2m\,E_и)^{0,5}$.

В таблице приведены результаты экспериментов с разными типами линейных управляемых двигателей.

Результаты экспериментов с линейными управляемыми двигателями

Номер	$E_к$, Дж	$E_и$, Дж	A_1, мм	ΔtF, Н · с	I, А	$\Delta t_и$, мс	$(IW)^2\Delta t_э$, (А^2 · с) · 10^6	E_R, Дж	$\Delta tF/E_R$, Н · с/Дж	Примечание
1	29,6	0,85	3,7	3,4	17,7	34	9,10	21,4	0,159	Двигатель индукционный.
2	52,4	2,13	7,5	6,8	20,0	50	17,40	40,0	0,170	
3	70,0	3,13	9,6	8,5	21,0	60	23,00	53,0	0,160	Число витков W = 930; $D_я$ = 50 мм; $m_{РО}$ = 28 кг
4	87,6	4,97	13,6	12,2	25,0	68	37,00	85,0	0,143	
5	105,0	10,70	22,0	19,6	27,2	70	45,70	96,0	0,203	
6	29,6	2,60	8,7	7,8	9,4	45	3,80	29,0	0,268	Двигатель электромагнитный. W = 930; $D_я$ = 50 мм; $m_{РО}$ = 28 кг
7	52,4	4,90	13,3	11,8	14,0	55	4,70	21,5	0,545	
8	29,6	1,39	5,4	2,8	11,2	37	2,00	9,1	0,308	
9	52,4	3,05	9,8	8,7	15,2	50	4,95	23,0	0,376	
10		5,20	12,0	32,3	9,0	175	12,30	32,3	1,000*	Двигатель электромагнитный. W = 270; $D_я$ = 100 мм; $m_{РО}$ = 140 кг
11		9,40	16,0	51,2	26,0	150	7,38	56,0	0,910	
12		8,10	14,0	47,5	18,0	200	4,72	33,0	1,430	
13		3,70	10,0	31,0	19,5	90	2,50	20,5	1,520	
14		4,10	12,0	41,0	25,0	90	4,10	33,8	1,730**	** $m_{РО}$ = 205 кг
15		3,20	9,0	33,3	23,0	75	2,90	23,8	1,400***	*** $m_{РО}$ = 173 кг
16		2,00	7,0	33,3	20,0	80	2,34	19,2	1,520****	**** $m_{РО}$ = 150 кг

* W = 930; $D_я$ = 50 мм; $m_{РО}$ = 100; опыты 1–9 – двигатель с конденсаторным накопителем энергии; $E_к$ – энергия конденсаторной батареи; E_R – тепловые потери энергии в обмотке двигателя; $\Delta t_э$ – эквивалентное время протекания тока по обмотке.

Поскольку амплитуда колебаний РО зависит от величины движущего импульса, а тепловые потери – от величины тока, времени его протекания и электрического сопротивления обмотки, то, по мнению авторов, энергетическую эффективность данного двигателя целесообразно оценивать отношением движущего импульса силы к потерям в обмотке. Величина импульса силы, при прочих равных условиях, указывает на эффективность преобразования двигателем электромагнитной энергии в механическую. Чем больше этот показатель, тем лучше двигатель. Величина потерь энергии на нагрев указывает на совершенство его конструкции: чем меньше потери, тем эффективнее работа двигателя (т. е. выше КПД). Следует отметить, что при массе РО 205 кг масса линейного двигателя 30 кг, потребляемая мощность до 630 Вт, амплитуда колебаний 18–24 мм, угол

наклона РО к горизонту 2°, производительность 20 т/час. Серийно выпускаемый вибропитатель ВЭМ1-1 имеет мощность двигателя 1000 Вт, массу РО 160 кг, массу вибровозбудителя 195 кг, угол наклона РО к горизонту 12°, производительность до 60 т/час. При такой величине угла наклона производительность испытываемой машины возрастет до 100 т/час. Таким образом, эффективность разработанного авторами управляемого линейного двигателя существенно больше, чем серийного.

На рис. 1 приведены зависимости движущего импульса от квадрата магнитодвижущей силы, умноженной на время импульса.

Относительно большое значение корреляционного отношения свидетельствует о линейной связи движущего импульса с магнитодвижущей силой и временем, что не противоречит закону Максвелла. Уравнения регрессии показывают, что импульс силы увеличивается с ростом площади поперечного сечения якоря, что также следует из закона Максвелла.

Таким образом, выбрав напряжение источника питания, число витков обмотки и ее сопротивление, можно определить максимальный ток и по заданному времени его протекания (связанному с частотой колебаний РО) рассчитать величину движущего импульса. Далее можно определить амплитуду колебаний РО и другие режимные параметры резонансной ВТМ.

Экспериментальные исследования показали, что одним из эффективных вибровозбудителей для резонансных ВТМ является линейный электромагнитный двигатель постоянного тока с сенсорным управлением. Величина импульса силы линейно зависит от квадрата магнитодвижущей силы и времени, что не противоречит закону Максвелла.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Левенсон Л. Б. Машины для обогащения полезных ископаемых. М.-Л.: Госмашметиздат, 1933. 323 с.

2. Левенсон Л. Б., Прейгерзон Б. И. Дробление, грохочение полезных ископаемых. М.-Л.: Гостоптехиздат, 1940. 771 с.

3. Терсков Г. Д. Движение тела на наклонной плоскости с продольными колебаниями // Изв. Томского индустриального института. 1937. Т. 56. Вып. IV. С. 18–26.

4. Бауман В. А. Исследование вибрационного питателя // Сб. тр. Ленинградского института механизации строительства (ЛИМС). М.-Л.: Стройиздат, 1939. С. 38–44.

5. Lindner G., Forderrinnen. Die Fordertechnick. 1912. Heft 2. 120 s.

6. Левенсон Л. Б., Цигельный П. М. Дробильно-сортировочные машины и установки. М.: Госстройиздат, 1952. 562 с.

7. Блехман И. И. О выборе основных параметров вибрационных конвейеров // Обогащение руд. 1959. № 2. С. 16–20.

8. Спиваковский А. О., Гончаревич И. Ф. Горнотранспортные вибрационные машины. М.: Углетехиздат, 1959. 219 с.

9. Блехман И. И., Джанелидзе Г. Ю. Вибрационное перемещение. М.: Наука, 1964. 410 с.

10. Блехман И. И. Синхронизация динамических систем. М.: Наука, 1971. 896 с.

11. Юдин А. В. Тяжелые вибрационные питатели и питатели-грохоты для горных перегрузочных систем. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1996. 188 с.

12. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / под ред. О. С. Богданова. М.: Недра, 1982. 365 с.

13. Спиваковский А. О., Гончаревич И. Ф. Вибрационные конвейеры, питатели и вспомогательные устройства. М.: Машиностроение. 1972. 326 с.

14. Дмитриев В. Н., Горбунов А. А. Резонансный вибрационный электропривод машин и установок с автоматическим управлением // Известия Самарского научного центра РАН. 2009. Т. 11. № 3. С. 56–62.

15. Асташев В. К. Системы возбуждения авторезонансных вибротехнических устройств // Вестник научно-технического развития. 2007. № 1. С. 12–19.

16. Антипов В. И., Руин А. А. Динамика резонансной низкочастотной параметрически возбуждаемой вибрационной машины // Проблемы машиностроения и надежности машин. 2007. № 5. С. 7–13.

17. Антипов В. И., Ефременков Е. Е., Руин А. А., Субботин К. Ю. Повышение эффективности работы вибрационных механизмов за счет возбуждения низкочастотного резонансного режима колебаний // Стекло и керамика. 2007. № 5. С. 13–16.

18. Вибрационные транспортирующие машины / В. Н. Потураев [и др.]. М.: Машиностроение, 1964. 214 с.
19. Инерционный конвейер: а. с. 1787883 СССР. МКИ[3] В 07 В1/46, F 02 В75/32; опубл. 21.02.93. Бюл. № 2. 4 с.
20. Инерционный конвейер: а. с. 1645215 СССР. МКИ[3] В 07 В1/46, F 02 В75/32; опубл. 11.06.91. Бюл. № 16. 3 с.
21. Гончаревич И. Ф. Вибрационные конвейеры для угольной промышленности // Экспресс информация НИИформтяжмаш. М., 1965. 23 с.
22. Электромагнитный привод резонансного вибратора: пат. 2146412 Рос. Федерация. № 98100524/09; заявл. 05.01.98; опубл. 10.03.00. Бюл. № 5. 3 с.
23. Вибратор резонансного действия с электромагнитным приводом: пат. 2356646 Рос. Федерация. № 2006103967/28; заявл. 10.02.06; опубл. 20.08.07. Бюл. № 25. 3 с.
24. Вибратор резонансного действия с электромагнитным приводом: пат. 2356640 Рос. Федерация. № 2006102778/28; заявл. 01.02.06; опубл. 20.08.07. Бюл. № 25. 4 с.
25. Суслов Д. Н., Афанасьев А. И., Косенко Е. А. Результаты и методика тепловых испытаний линейного двигателя грохота // Изв. вузов. Горный журнал. 2011. № 5. С. 106–109.

Поступила в редакцию 16 октября 2017 года

THE ANALYSIS OF EFFECTIVENESS OF WORK OF VIBRATION-GENERATORS OF RESONANT VIBRATION-TRANSPORT MACHINES

Afanas'ev A. I. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru
Suslov D. N. – AO Zavod no. 9, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: susdmitry@yandex.ru
Chirkova A. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru

This article considers basic types of vibration-generators that are used in resonant vibration-transport mining machines. It has been shown that the main disadvantage of inertial, eccentric and crank gear vibration-generators is the complexity of maintaining regulating compelling frequency of oscillations in resonant zone. The disadvantage of electromagnetic resonant vibration-generators is small amplitude of oscillations (0.6–2.2mm) and relatively big frequency of oscillations doesn't allow using them in low-frequent (up to 6–7 Hz) vibration-transport machines. According to its functional purpose a vibration-generator must create the oscillations of certain amplitude, and maintain the resonant mode when the workload or the parameters of dynamic system are changing. The power consumption of vibration-generator must be minimal and the temperature of winding must be in the allowed range. The article proposes the perfection degree estimation criterion of the structure of electromagnetic direct-current vibration-generator for a vibration-transport resonant machine – the ratio of driving impulse to thermal loss in winding. The article substantiates that an electromagnetic linear engine of direct current with vector controlling is the most effective for relatively low-frequency resonant vibration-transport machines.

Key words: vibration-transport resonant machines; driving impulse of force; frequency and amplitude of oscillations; electromagnetic vibration-generators; power-consumption effectiveness.

REFERENCES

1. Levenson L. B. *Mashiny dlia obogashcheniia poleznykh iskopaemykh* [Machines for mineral concentration]. Moscow, Leningrad, Gosmashmetizdat Publ., 1933. 323 p.
2. Levenson L. B., Preigerzon G. I. *Droblenie i grokhochenie poleznykh iskopaemykh* [Mineral crushing and screening]. Leningrad, Gostekhizdat Publ., 1940. 771 p.
3. Terskov G. D. [Motion of body at the inclined surface with longitudinal oscillations]. *Izv. Tomskogo industrial'nogo institute – Bulletin of the Tomsk Industrial Institute*, 1937, vol. 56, issue IV, pp. 18–26. (In Russ.)
4. Bauman V. A. [The study of a vibrofeeder]. *Sb. tr. Leningradskogo instituta mekhanizatsii stroitel'stva* [Collected works of Leningrad Institute of Mechanization of Construction]. Moscow, Leningrad, Stroiizdat Publ., 1939, pp. 38–44. (In Russ.)
5. Lindner G., Forderrinnen. Die Fordertechnick. 1912. Heft 2. 120 s.
6. Levenson L. B., Tsigel'nyi P. M. *Drobil'no-sortirovochnye mashiny i ustanovki* [Screening and crushing machines and plants]. Moscow, Gosstroiizdat Publ., 1952. 562 p.
7. Blekhman I. I. [On the choice of vibrating conveyers basic parameters]. *Obogashchenie Rud – Mineral Processing*, 1959, no. 2, pp. 16–20. (In Russ.)
8. Spivakovskii A. O., Goncharevich I. F. *Gornotransportnye vibratsionnye mashiny* [Mining and conveyor vibrating machines]. Moscow, Ugletekhizdat Publ., 1959. 219 p.
9. Blekhman I. I., Dzhanelidze G. Iu. *Vibratsionnoe peremeshchenie* [Vibratory displacement]. Moscow, Nauka Publ., 1964. 410 p.
10. Blekhman I. I. *Sinkhronizatsiia dinamicheskikh system* [Synchronization of dynamic systems]. Moscow, Nauka Publ., 1971. 896 p.
11. Iudin A. V. *Tiazhelye vibratsionnye pitateli i pitateli-grokhoty dlia gornykh peregruzochnykh system* [Heavy vibrofeeders and screen feeders for mining transfer systems]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 1996. 188 p.
12. *Spravochnik po obogashcheniiu rud. Podgotovitel'nye protsessy. Pod red. O. S. Bogdanova* [Reference book on mineral concentration. Development processes. Edited by Bogdanov O.S]. Moscow, Nedra Publ., 1982. 365 c.

13. Spivakovskii A. O., Goncharevich I. F. *Vibratsionnye konveiery, pitateli i vspomogatel'nye ustroistva* [Vibrating conveyers, feeders, and auxiliary devices]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1972. 326 p.
14. Dmitriev V. N., Gorbunov A. A. [Resonant vibrating electric drive of machines and plants with automated control]. *Izvestiia Samarskogo nauchnogo tsentra RAN – News of the Samara Scientific Center of RAS*, 2009, vol. 11, no. 3, pp. 56–62. (In Russ.)
15. Astashev V. K. [Excitation systems of autoresonant vibration engineering devices]. *Vestnik nauchno-tekhnicheskogo razvitiia – Bulletin of Science and Technical Development*, 2007, no. 1, pp. 12–19. (In Russ.)
16. Antipov V. I., Ruin A. A. [Dynamics of resonant low frequency parametrically generated vibrating machine]. *Problemy mashinostroeniia i nadezhnosti mashin – Journal of Machinery Manufacture and Reliability*, 2007, no. 5, pp. 7–13. (In Russ.)
17. Antipov V. I., Efremenkov E. E., Ruin A. A., Subbotin K. Iu. [Improving the efficiency of vibrating mechanisms operation by means of generating low frequency resonant mode of oscillations]. *Steklo i keramika – Glass and Ceramics*, 2007, no. 5, pp. 13–16. (In Russ.)
18. Poturaev V. N., and other. *Vibratsionnye transportiruiushchie mashiny* [Vibrating-transport machines]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1964. 214 p.
19. *Inertsionnyi konveier* [Inertial conveyer]. Certificate of authorship, no. 1787883, 1993.
20. *Inertsionnyi konveier* [Inertial conveyer]. Certificate of authorship, no. 1645215, 1991.
21. Goncharevich I. F. [Vibrating conveyers for coal industry]. *Ekspress informatsiia NIIiformtiazhmash – Express Information from the Research and Development Institute of Information on Heavy Power and Transport Engineering*. Moscow, 1965. 23 p. (In Russ.)
22. Ivashin V. V., Medvedev V. A., Pchelkin D. V. *Elektromagnitnyi privod rezonansnogo vibratora* [Electromagnetic drive of resonant vibrator]. Patent RF, no. 2146412, 2000.
23. Kostiuk A. I. *Vibrator rezonansnogo deistviia s elektromagnitnym privodom* [Vibrator of resonant action with electromagnetic drive]. Patent RF, no. 2356646, 2007.
24. Kostiuk A. I. *Vibrator rezonansnogo deistviia s elektromagnitnym privodom* [Vibrator of resonant action with electromagnetic drive]. Patent RF, no. 2356640, 2007.
25. Suslov D. N., Afanas'ev A. I., Kosenko E. A. [Results and methodology of thermal tests of linear motor of a screen]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2011, no. 5, pp. 106–109. (In Russ.)

УДК 622.063 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-76-82

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАССОГАБАРИТНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЕМКОСТЕЙ ДЛЯ ДОСТАВКИ СОРТОВОГО УГЛЯ ИЗ ЗАБОЯ РАЗРЕЗА ПОТРЕБИТЕЛЮ

МУЛЕНКОВА А. О., ДРОЗДОВА Н. А., ДЕМЧЕНКО И. И.

Доставка сортового угля в специализированных угольных контейнерах (КСУ) имеет ряд обоснованных преимуществ: сохранение качества и количества топлива, улучшение экологии, обеспечение высокого КПД топочного оборудования за счет использования сортового угля, повышение механизации и экономичности процесса доставки за счет снижения площади складов. Погрузка сортового угля в КСУ в забое разреза сокращает трудоемкость технологического процесса, уменьшает эксплуатационные затраты карьерного транспорта и количество перевалок сортового угля. Получение сортового угля в забое разреза предполагает введение в технологию добычи горнотранспортного комплекса и технологического автотранспортного средства с находящимися на нем КСУ. Массовые параметры КСУ являются значимыми для определения грузоподъемности автотранспортного средства. В работе определены значения массогабаритных характеристик КСУ – рассчитаны масса тары, брутто и нетто КСУ с унифицированными габаритными размерами. Определены нагрузки на силовой каркас КСУ. На основе прочностных расчетов произведен выбор конструктивных элементов КСУ, способных выдерживать повышенные нагрузки. Обоснована эффективность конструкции КСУ за счет его низкой металлоемкости.

Ключевые слова: сортовой уголь; специализированный контейнер; прочностный расчет; напряжение; нагрузка; коэффициент тары; масса брутто; масса нетто.

Технология получения сортового угля в забойных условиях, позволяя сократить количество операций и оборудования, повышает конкурентоспособность продукции. Размещение перерабатывающего оборудования в забое разреза предусматривает погрузку полученного в забое сортового угля в специализированные угольные контейнеры (КСУ), расположенные на технологическом автотранспортном средстве (ТАТС).

Предлагаемые промышленностью универсальные и специализированные контейнеры непригодны для перевозки и хранения сортового угля в силу особенностей их эксплуатации в структуре горнотранспортного комплекса и специфических свойств угля как груза. Главным требованием к конструкции КСУ является удобство верхней погрузки и разгрузки: для частного сектора – порционная, для средних и крупных потребителей – опрокидывание. На рис. 1 показана модель малотоннажного КСУ с разборной передней стенкой для порционной разгрузки, разработанная в Сибирском федеральном университете [1].

Транспортирование сортового угля в КСУ на пути его доставки из забоя до потребителя выполняют разными видами транспорта, поэтому габаритные раз-

Муленкова Анастасия Олеговна – ассистент кафедры горных машин и комплексов Института горного дела, геологии и геотехнологий. 660041, г. Красноярск, просп. Свободный, 79, Сибирский федеральный университет. E-mail: 15anastasiya@mail.ru

Дроздова Нина Аркадьевна – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики Института горного дела, геологии и геотехнологий. 660041, г. Красноярск, просп. Свободный, 79, Сибирский федеральный университет. E-mail: zinjak@yandex.ru

Демченко Игорь Иванович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры горных машин и комплексов Института горного дела, геологии и геотехнологий. 660041, г. Красноярск, просп. Свободный, 79, Сибирский федеральный университет. E-mail: demtchenkoii@yandex.ru

меры КСУ должны соответствовать размерам универсальных контейнеров [2]. В связи с этим определение массовых параметров КСУ является важной задачей, так как оказывает влияние на грузоподъемность средств транспорта.

Рис. 1. Модель малотоннажного специализированного контейнера для сортового угля:
1 – съемные панели передней стенки; *2* – боковая стенка; *3* – ступенька для отбора сортового угля (половина крышки контейнера, установленная в пазы откидывающихся опор); *4* – откидывающиеся опоры; *5* – элемент строповки

Сортовой уголь является насыпным грузом, значение насыпной плотности которого изменяется в пределах от 0,58 до 1 т/м^3. Поэтому КСУ с определенными габаритными размерами и внутренним объемом V вместит массу угля $m'_н$, которая будет больше максимальной загрузки $m_н$ универсального контейнера, конструктивно предназначенного для доставки тарно-штучных грузов с аналогичными объемом и габаритами (табл. 1).

Таблица 1

Масса нетто специализированных контейнеров для сортового угля

Внутренний объем контейнера V, м^3	Типоразмер универсального контейнера	Максимальная масса нетто универсального контейнера $m_н$, т	Типоразмер КСУ	Максимальная масса нетто КСУ, $m'_н$, т
61,3	1A	24,0	КСУ-67,9	62,0
45,7	1B	22,0	КСУ-50,4	46,2
30,0	1C	21,9	КСУ-32,7	30,4
14,3	1D	8,2	КСУ-16,3	14,5
10,4	УУК-5	4,0	КСУ-11,6	10,5
5,1	УУК-3	2,5	КСУ-5,7	5,2
3,7	АУК-1,25	1,0	КСУ-3,3	3,0
1,9	АУК-0,625	0,4	КСУ-1,5	1,4

Увеличение максимальной загрузки КСУ приводит к увеличению нагрузок, действующих на силовой каркас и, как следствие, к необходимости усиления конструкции КСУ. Усиление конструкции происходит за счет изменения параметров

основных конструктивных элементов силового каркаса, что влечет за собой изменение массы тары m_0 КСУ.

Определены действующие на конструкцию КСУ нагрузки, вызванные максимальной массой вмещаемого груза и внешними силами (рис. 2). При штабелировании КСУ на несущую конструкцию нижнего контейнера действуют силы P_1 (верхняя нагрузка на стойку) и P_2 (нижняя нагрузка на стойку). Конструкция пола при этом испытывает равномерно распределенную нагрузку P_3. В результате подъема КСУ за четыре верхних строповочных элемента на несущую конструкцию действует сила P_4. В этом случае на пол контейнера за счет ускорений и замедлений, возникающих при вертикальном подъеме контейнера, действует максимальная нагрузка P_5. В связи с увеличением максимальной загрузки КСУ изменяются нагрузки на боковые P_6 и на торцевые стенки P_7 от массы угля, находящегося в контейнере.

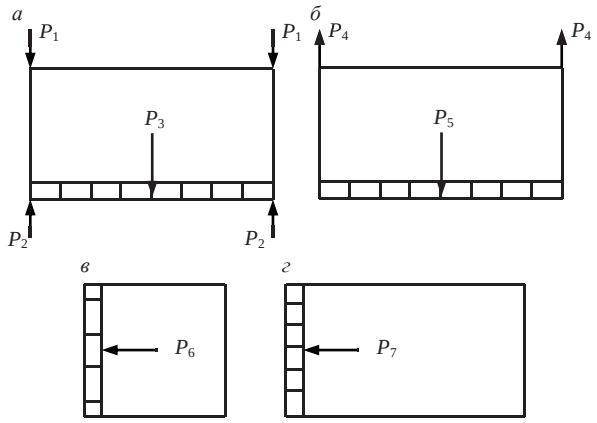


Рис. 2. Схема воздействия сил на КСУ:
а – при штабелировании, вид с торца; *б* – при подъеме за верхние строповочные элементы, вид с торца; *в* – нагрузка на боковую стенку; *г* – нагрузка на торцевую стенку

Численные значения основных нагрузок P, кН, действующих на КСУ, определены по формулам:

$$P_1 = \frac{m_{\text{бр}} n \cdot 1{,}8g}{4}; \qquad P_2 = P_1 + \frac{1{,}8 m_{\text{бр}} g}{4}; \qquad P_3 = 1{,}8 m_{\text{бр}} - m_0; \qquad P_4 = \frac{m_{\text{бр}} g}{2};$$

$$P_5 = 2m_{\text{бр}} - m_0; \qquad P_6 = 0{,}6 q_{\max} g; \qquad P_7 = 0{,}4 q_{\max} g,$$

где $m_{\text{бр}}$ – максимальная масса брутто контейнера, т; n – количество ярусов установки КСУ, ед., $n_{\max} = 6$; g – ускорение свободного падения, м/с^2; $q_{\max}$ – максимальная грузоподъемность КСУ, кг *(ГОСТ Р51876–2008. Контейнеры грузовые серии 1. Технические испытания. Ч. 1. Контейнеры общего назначения. М.: Стандартинформ, 2008. 37 с.)*.

Максимальная вертикальная нагрузка на силовой каркас КСУ возникает при штабелировании. На нижний контейнер своей массой брутто $m_{\text{бр}}$ давят расположенные выше КСУ. Вся нагрузка P_1 распределяется на несущие элементы: стойки и стенки контейнера (выполнены гофрированными).

Величина критической нагрузки $P_{кpi}$, кН, для каждого несущего элемента [3] вычисляется по формуле

$$P_{кpi} = \frac{\pi^2 EI_{min}}{(\mu l)^2},$$

где E – модуль продольной упругости, для стали $E = 2 \cdot 10^5$ МПа; I_{min} – наименьший из главных центральных моментов инерции, м^4, для гофрированной стенки определяется произведением количества шагов гофров и центрального момента инерции одного шага, для стойки является справочной величиной в зависимости от типа и параметров элемента, из которого выполнена стойка; μ – коэффициент приведения длины элемента, зависящий от способа закрепления, при жестком закреплении с двух сторон μ = 1; l – высота стойки и стенки, равная габаритной высоте КСУ.

Нагрузки в конструкции контейнера должны быть значительно меньше критических для предупреждения потери устойчивости. Поэтому при расчете максимальной нагрузки, воспринимаемой элементом конструкции КСУ, учитывается коэффициент запаса устойчивости ny; для стальных элементов рекомендуют принимать n_y = 1,5–3,0.

Таблица 2

Масса нетто специализированных контейнеров для сортового угля

Типоразмер КСУ	Параметры стойки, выполненной из гнутого швеллера						Толщина стенки, мм
	Площадь поперечного сечения F, см^2	Наименьший радиус инерции сечения i, см	Расчетное напряжение σ, МПа	Основные размеры (рис. 3), мм			
				b	h	s	
КСУ-67,9	84,20	4,12	159,47	120	105	8	3,0
КСУ-50,4	71,10	3,49	158,40	120	105	8	3,0
КСУ-32,7	46,50	2,97	158,30	120	105	8	3,0
КСУ-16,3	23,47	3,35	154,89	120	105	8	2,0
КСУ-11,6	16,07	5,18	159,65	100	160	4	2,0
КСУ-5,7	8,87	2,59	154,36	80	80	4	1,5
КСУ-3,3	6,47	1,92	154,21	60	60	4	1,5
КСУ-1,5	3,50	1,28	152,17	50	40	3	1,5

b – ширина полки, мм; h – высота стенки, мм; s – толщина гнутого профиля, мм.

Суммарная максимальная нагрузка P_1, кН, которую способна воспринимать конструкция КСУ, распределяется на стойки и гофрированные стенки:

$$P_1 = 4P_{кр.ст} + 3P_{кр.гофр},$$

где $P_{кр.ст}$ – критическая нагрузка на одну стойку, кН; $P_{кр.гофр}$ – критическая нагрузка на одну гофрированную стенку, кН. В конструкции малотоннажного КСУ нагрузку воспринимают четыре стойки и только три стенки, так как одна выполнена разборной, состоящей из пластин (рис. 1).

Составляющая $P_{кр.гофр}$ суммарной максимальной загрузки P_1 – численно одинаковая величина для однотипных универсальных и специализированных кон-

тейнеров. Изменение массы КСУ достигается за счет рационального подбора поперечного сечения стоек, осуществляемого по формуле:

$$F \geq \frac{P_{\text{расч}}}{\varphi[\sigma]}, \tag{1}$$

где F – площадь поперечного сечения, м^2; $P_{\text{расч}}$ – критическая сила, приходящаяся на одну стойку с учетом коэффициента запаса устойчивости $n_{\text{у}}$, $P_{\text{расч}} = \left(\left(P_1 - 3P_{\text{гофр}}\right)/4\right)n_{\text{у}}$; φ – коэффициент понижения основного напряжения в зависимости от гибкости стержня ([3], табл. 22); $[\sigma]$ – допустимое напряжение на простое сжатие, $[\sigma]$ =160 МПа.

Подбор подходящих вариантов площадей поперечных сечений стоек производят по формуле (1) методом последовательных приближений. Представленный прочностной расчет приводит к выбору нормированного типоразмера элемента стойки по расчетному значению площади поперечного сечения.

Предпочтительно в качестве стойки использовать гнутые профили в виде швеллера, так как они при достаточной гибкости, прочности и жесткости имеют минимальную массу (по сравнению с прокатными швеллерами и уголками). Поэтому в первую очередь идет подбор элементов из гнутого профиля. По результатам расчетов силового каркаса контейнера и его стенок выбраны основные элементы для использования в конструкции КСУ (табл. 2).

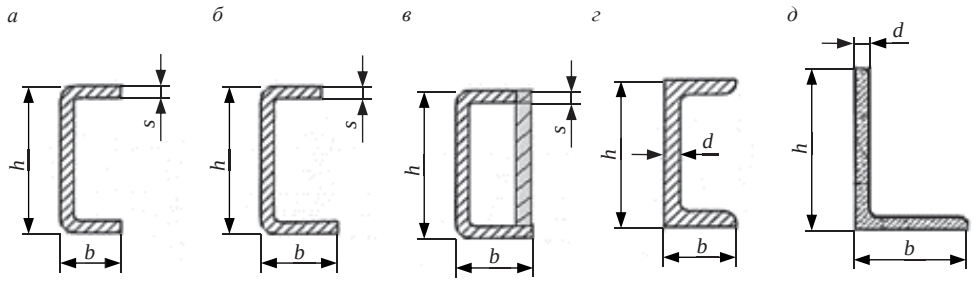


Рис. 3. Формы поперечного сечения стойки КСУ:
а – гнутый профиль, равнополочный швеллер; *б* – гнутый профиль, неравнополочный швеллер; *в* – коробчатое сечение; *г* – прокатный швеллер; *д* – прокатный неравнополочный уголок; *h* – высота стенки, мм; *b* – ширина полки, мм; *s* – толщина гнутого профиля, мм; *d* – толщина прокатных швеллера и уголка

На рис. 3 представлены варианты исполнения стоек из профилей различной формы. Стойки КСУ-32,7 и большего типоразмера из гнутого профиля 120 × 105 × 8 (рис. 3, *а*) могут быть усилены посредством использования гнутого профиля в виде неравнополочного швеллера (рис. 3, *б*) или добавления пластины и преобразования гнутого профиля в коробчатое сечение. При этом увеличивается площадь поперечного сечения F (рис. 3, *в*). Возможно исполнение стоек КСУ из прокатных элементов: швеллеров (рис. 3, *г*), уголков (рис. 3, *д*), однако это приведет к увеличению массы конструкции в 1,5 раза.

Технические характеристики основных элементов и материалов, из которых изготовлены КСУ, соответствуют данным, полученным в результате прочностного расчета и анализа нормативной документации. Несущие элементы конструкции малотоннажных контейнеров (рис. 1) должны быть изготовлены из холодногнутых профилей, стенки – из гофрированного листа толщиной 1,5 мм, крыша – из тонколистового прокатного листа толщиной 1,5 мм, пол – из рифленого листа толщиной 3 мм.

В результате проведенных расчетов можно сделать вывод об эффективности конструкции КСУ, основываясь на ее низкой металлоемкости. На рис. 4 показаны значения коэффициента тары $K_т = m_0/m_{бр}$, оценивающего металлоемкость конструкции грузового контейнера.

Как видно из рис. 4, коэффициент тары КСУ ниже коэффициента тары универсальных контейнеров на 17–68 % для разных типоразмеров, что говорит об эффективности предлагаемых конструкций КСУ и высоком уровне его полезной загрузки. Разброс значений объясняется особенностью конструктивного исполнения малотоннажных КСУ, у которых наблюдается максимально низкая металлоемкость, и недостаточной линейкой стандартизированных профилей, которая не позволяет осуществить более точный выбор конструктивного элемента по расчетным параметрам.

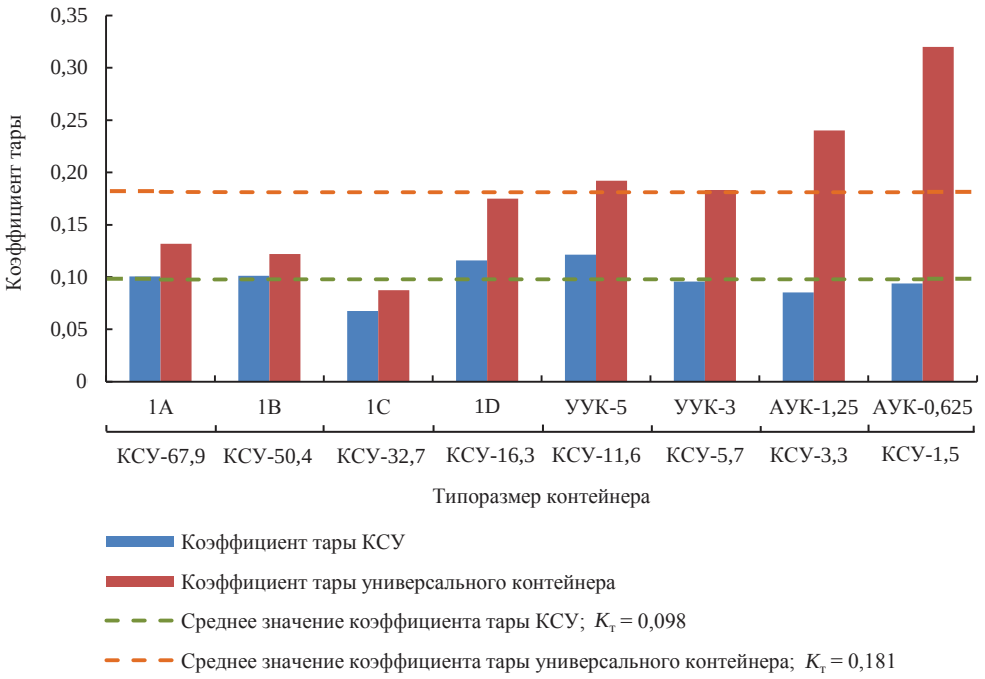


Рис. 4. Коэффициент тары КСУ и универсальных контейнеров

Итак, в представленной работе рассмотрены и определены массогабаритные параметры КСУ. Габаритные размеры КСУ соответствуют размерам универсальных контейнеров и унифицированы. Параметры массы нетто, брутто и тары изменяются за счет увеличения максимальной загрузки контейнера, нагрузок, действующих на его силовой каркас, и конструктивных изменений. Для определения массы тары КСУ проведены прочностные расчеты, на основании которых выбраны основные параметры его конструктивных элементов. Конструкция КСУ обладает меньшей металлоемкостью по сравнению с конструкцией универсальных контейнеров, коэффициент тары КСУ в среднем ниже на 17–68 %.

Рассчитанные массогабаритные параметры специализированных угольных контейнеров в дальнейшем определят грузоподъемность и параметры грузовой платформы технологических автотранспортных средств при доставке сортового угля на дневную поверхность.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Контейнер для сыпучих грузов: пат. Рос. Федерация. № 2544983 МПК B65D 88/54; заявл. 18.07.13; опубл. 20.03.15. Бюл. № 8. 10 с.

2. Демченко И. И., Буткин В. Д., Косолапов А. И. Ресурсосберегающие и экологичные технологии обеспечения качества углепродукции: монография. М: МАКС Пресс, 2006. 344 с.
3. Писаренко Г. С., Агарев В. А., Квитка А. Л. Сопротивление материалов. Киев: Высшая школа, 1986. 775 с.

Поступила в редакцию 27 ноября 2017 года

DETERMINATION OF WEIGHT AND SIZE PARAMETERS OF CONTAINERS FOR HIGH-QUALITY COAL DELIVERY FROM THE FACE OF AN OPEN PIT TO THE CONSUMER

Mulenkova A. O., Demchenko I. I., Drozdova N. A. – Siberian Federal University, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: demtchenkoii@yandex.ru

Delivery of high-quality coal in specialized containers of coal (SCC) has a number of reasonable advantages, among which: safety of quality and quantity of fuel, improvement of ecology, maintenance of high coefficient of efficiency of furnace equipment due to the use of high-quality coal, increased mechanization and cost-effectiveness of the delivery process due to reduction of warehouse space. Loading of graded coal in the SCC at the face of an open pit reduces the labor input of the technological process, reduces the operating costs of the quarry transport and the amount of transshipment of the high-quality coal. The production of high-quality coal in the face of an open pit assumes the introduction of a mining and transportation complex and a technological vehicle with the SCC on it. The weight parameters of the SCC are significant for determining the technological vehicle load capacity. The values of the weight and size parameters of the SCC are determined in the paper. The masses of tare, gross and net SCC with unified overall dimensions are calculated. Loads on the power frame of the SCC are determined. On the basis of strength calculations, a choice is made of structural elements of the SCC, capable of withstanding high loads. The efficiency of the design of the SCC due to its low metal capacity is substantiated

Key words: high-quality coal; specialized container; strength calculation; voltage; load; tare-load ratio; gross mass; net mass.

1. Demchenko I. I., Kovalev V. A., Serebrennikov V. L., Mulenkova A. O., Demchenko A. I. *Konteiner dlia sypuchikh gruzov* [Containers for bulk goods]. Patent RF, no. 2544983, 2013.
2. Demchenko I. I., Butkin V. D., Kosolapov A. I. *Resursosberegaiushchie i ekologichnye tekhnologii obespecheniia kachestva ugleproduktsii: monografiia* [Monograph “Resource-saving and environmental technologies to provide the quality of coal production”]. Moscow, MAKS Press Publ., 2006, 344 p.
3. Pisarenko G. S., Agarev V. A., Kvitka A. L. *Soprotivlenie materialov.* [Resistance of materials]. Kiev, Vysshaia shkola Publ., 1986. 775 p.

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.74 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-83-90

ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ИХ МЕДЛЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ И УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

МАМОНОВ С. В., ГАЗАЛЕЕВА Г. И., ДРЕСВЯНКИНА Т. П., ВОЛКОВА С. В., ВАСИЛЬЕВ И. Д.

В статье приводятся результаты исследований инновационных направлений повышения технологических показателей обогащения шлаков медеплавильных заводов, основанных на медленном их охлаждении и ультратонком измельчении в бисерных мельницах. Установлено, что в процессе медленного охлаждения отвального шлака особую роль играют температурный режим и скорость охлаждения. Отмечено, что наилучшие структурные превращения шлака происходят в температурном интервале от 1080 до 880 °С и при скорости охлаждения 5–10 °С/ч. Показано, что медленное охлаждение приводит к увеличению крупности сульфидных частиц, перераспределению меди по минеральным формам. Установлено оптимальное значение pH пульпы, равное 7–8, при котором содержание меди в медном концентрате возрастает до 27 % при одновременном повышении извлечения на 16 %. Показано, что технология медленного охлаждения шлака с последующей его переработкой на действующей обогатительной фабрике позволила повысить: извлечение меди в медный концентрат на 15–22 %; производительность измельчительного оборудования на 25 %; степень раскрытия минералов меди на 25–30 %. Показана возможность повышения технологических показателей обогащения отвальных шлаков печи Ванюкова и шахтных печей с применением ультратонкого измельчения. Установлено, что полное раскрытие сульфидов меди происходит только при ультратонком измельчении в бисерных мельницах до крупности 10–20 мкм. Установлено, что при флотации шлака, измельченного в шаровой мельнице до содержания 85 %, в медный концентрат можно извлечь 48,8 % меди. Увеличение содержания свободных зерен медных минералов до 100 % при бисерном измельчении позволяет увеличить извлечение меди в медный концентрат до 62,3 %.

Ключевые слова: *шлак печи Ванюкова; шлак шахтных печей; свободные зерна; степень раскрытия; тонина помола; сульфиды меди; ультратонкое измельчение; медленное охлаждение шлака; бисерная мельница; медный концентрат.*

Мамонов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, заведующий лабораторией обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья ОАО «Уралмеханобр»; заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Газалеева Галина Ивановна – доктор технических наук, заведующая отделом рудоподготовки и специальных методов исследований ОАО «Уралмеханобр»; профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Gazaleeva_GI@umbr.ru

Дресвянкина Татьяна Павловна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Dresvyankina_TP@umbr.ru

Волкова Светлана Владимировна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Volkova_SV@umbr.ru

Васильев Игорь Дмитриевич – студент кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Интенсивное развитие медеплавильной промышленности в России привело к накоплению большого количества техногенных отходов, по объему практически сопоставимого с запасами медных месторождений, поставленных на баланс. Основными переработчиками вторичного медьсодержащего сырья на Урале являются обогатительные фабрики металлургических заводов ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» (СУМЗ), ЗАО «Карабашмедь», ОАО «Святогор», филиал «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь». Известны случаи переработки шлаков на Гайской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках. Эти предприятия перерабатывают как богатый конвертерный, так и бедный отвальный шлаки. При обогащении конвертерного шлака с содержанием меди 2–5 % на обогатительных фабриках стабильно получают высокие технологические показатели: содержание меди в концентрате 25–35 % при извлечении более 85 %. При обогащении отвального шлака практически на всех обогатительных фабриках получают низкие технологические показатели.

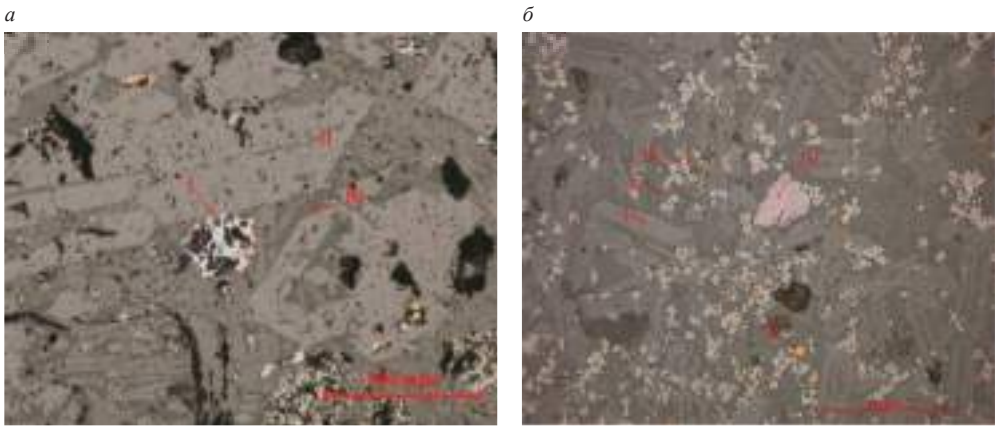


Рис. 1. Структура медленно – *а* и быстро – *б* охлажденного шлака

Анализ литературных данных [1, 2, 4, 8] показал, что при обогащении отвального шлака, содержащего от 0,6 до 1,2 % меди, получают концентраты с содержанием меди до 18 % при ее извлечении 45–60 %. При этом прослеживается закономерность снижения извлечения меди в медный концентрат при снижении ее содержания в исходных шлаках.

Инновационными способами повышения технологических показателей обогащения отвальных шлаков медеплавильных заводов являются медленное охлаждение шлака и его ультратонкое измельчение в процессе обогащения [1–12].

Медленное охлаждение. В процессе медленного охлаждения отвального шлака особую роль играют температурный режим и скорость охлаждения.

В работах [5–7] показано, что в температурном интервале от 1080 до 880 °С наблюдаются структурные превращения шлака. При охлаждении шлака, начиная с температуры 1200 °С, происходят процессы осаждения, коалесценции и кристаллизации. В температурном интервале от 1200 до 1080 °С протекают в основном процессы осаждения и коалесценции, а в интервале температур от 1080 до 880 °С – процесс кристаллизации. Скорость охлаждения в температурном интервале 1200–880 °С должна составлять 5–10 °С/ч. Начиная с температуры 800 °С скорость охлаждения уже не влияет на структуру шлака. Медленное охлаждение приводит к качественным и количественным изменениям структуры шлака – крупность сульфидных частиц увеличивается в несколько раз. В работе [6] при изучении под микроскопом структуры медленно охлажденных шлаков

было установлено, что средний диаметр медных минералов в них составляет 80–90 мкм, в то время как при традиционном быстром охлаждении этот размер составляет 40 мкм.

Данный факт подтвержден исследованиями института Уралмеханобр. На рис. 1 представлена структура медленно и быстро охлажденного шлака ОАО «СУМЗ».

Исследованиями установлено [1, 3, 5–7], что процесс медленного охлаждения текущего шлака не только позволяет увеличить размер медьсодержащих минералов до 3 раз за счет их перекристаллизации, но и перераспределить медь по минеральным формам. В результате этого происходит повышение содержания меди в извлекаемых ассоциациях за счет перехода первичной минеральной формы меди во вторичную, окисления железа и выноса (замещения) его из кристаллической решетки халькопирита в отдельную фазу. При этом в медленно охлажденном шлаке, по сравнению с текущим шлаком, отсутствуют сульфатные и окисленные формы соединений меди.

Технологические показатели обогащения МОШ при разных значениях pH пульпы, %

Продукт	Выход	Массовая доля меди	Извлечение меди
Флотация шлака при pH = 9–12			
Медный концентрат	3,58	10,13	51,80
Отвальные хвосты	96,42	0,35	48,20
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00
Флотация шлака при pH = 7–8			
Медный концентрат	1,77	27,35	68,18
Отвальные хвосты	98,23	0,23	31,82
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00

Известна технология обогащения медленно охлажденного шлака (МОШ) печи Flash furnace на предприятии Ronnskar Smelter New Boliden (Швейцария), содержащего 1,5–2,0 % меди. Технология обогащения предусматривает двухстадиальное измельчение шлака, винтовую сепарацию, концентрирование на столе и флотацию. На концентрационном столе получают золотосодержащий концентрат с массовой долей золота 500 г/т. После флотации получается медный концентрат с массовой долей меди 18 % при ее извлечении 35–40 %. Надо отметить, что показатели обогащения медленно охлажденных шлаков на фабрике Boliden значительно ниже, чем при переработке аналогичного сырья на заводе «Хитати» (Япония). На последнем при обогащении шлака, содержащего 2,47 % меди, получают медный концентрат с содержанием меди 24 % при извлечении 89–91 %.

В 2013 г. ОАО «СУМЗ» совместно с ОАО «Уралмеханобр» выполнили работы по медленному охлаждению отвального шлака печи Ванюкова с последующей его флотацией. В процессе лабораторных исследований по флотационному обогащению МОШ установлена закономерность, заключающаяся в снижении технологических показателей обогащения при повышении pH пульпы. Из приведенных в таблице данных следует, что при снижении pH пульпы с 9–12 до 7–8 качество медного концентрата улучшается в 1,5–2,5 раза – содержание меди возрастает с 10 до 27 % при одновременном повышении извлечения на 16 %. Повышение качества медного концентрата при pH пульпы 7–8 обусловлено снижением флотационной активности фаялита и кварца за счет уменьшения адсорбции ионов Ca^{2+}, содержащихся в жидкой фазе пульпы, на их поверхности.

Разработаны реагентный и технологический режимы обогащения МОШ применительно к условиям обогатительной фабрики ОАО «СУМЗ». По результатам лабораторных исследований установлено, что по действующей на фабрике схеме из медленно охлажденного шлака с содержанием меди 0,9–1,1 % можно получить медный концентрат с массовой долей меди 16–20 % при извлечении меди 65–74 %.

В промышленных условиях ОАО «СУМЗ» проведено медленное охлаждение текущего отвального шлака печи Ванюкова. За время испытаний охлаждены 104 шлаковозные чаши и получено 2600 т медленно охлажденного шлака, который был направлен на обогатительную фабрику. Содержание меди в МОШ составило 0,9–1,1 %. Опытно-промышленные испытания по флотационному обогащению МОШ

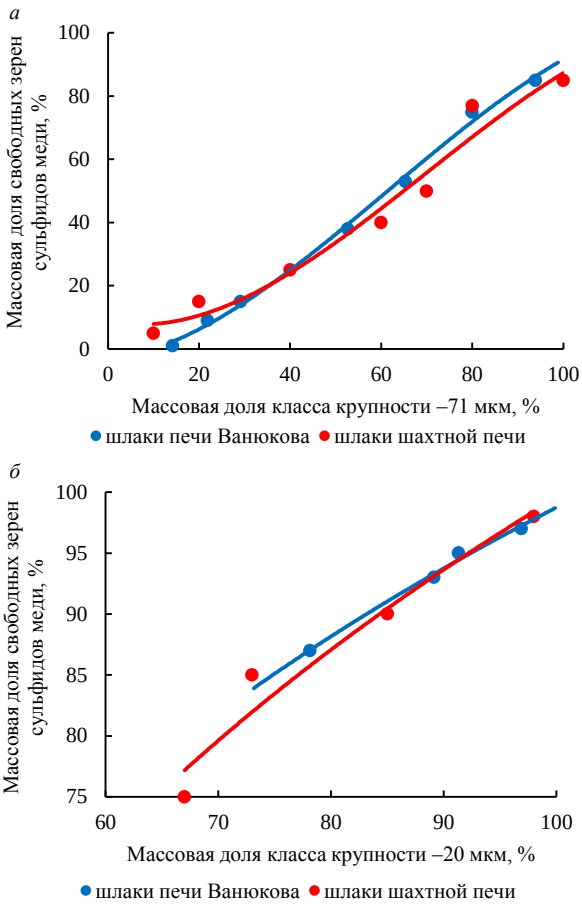


Рис. 2. Зависимость массовой доли свободных зерен сульфидов меди:
а – от массовой доли класса –71 мкм в измельченном продукте при шаровом измельчении; *б* – от массовой доли класса –20 мкм при бисерном измельчении

проведены на первой технологической секции фабрики по действующей схеме, включающей операции основной, контрольной и двух перечистных флотаций. В результате промышленных испытаний на обогатительной фабрике получен медный концентрат с содержанием меди 20 % при ее извлечении 65–74 %.

Таким образом, технология медленного охлаждения шлака с последующей его переработкой на действующей обогатительной фабрике позволила повысить:

– извлечение меди в медный концентрат на 15–22 %;

– производительность измельчительного оборудования на 25 %;

– степень раскрытия минералов меди на 25–30 %.

Ультратонкое измельчение. Исследования влияния ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения проведены в ОАО «Уралмеханобр» на пробе текущего отвального шлака печи Ванюкова (ПВ) ОАО «СУМЗ», содержащего 0,85 % меди. В ходе исследований изучено раскрытие сульфидных минералов меди в процессе измельчения в шаровой лабораторной мельнице МШЛ 300 × 200 и вертикальной лабораторной бисерной мельнице. Результаты исследований шарового измельчения (рис. 2, *а*) показали, что даже при измельчении шлака до крупности 100 % класса –71 мкм массовая доля свободных зерен сульфидов меди составляет всего 83 %.

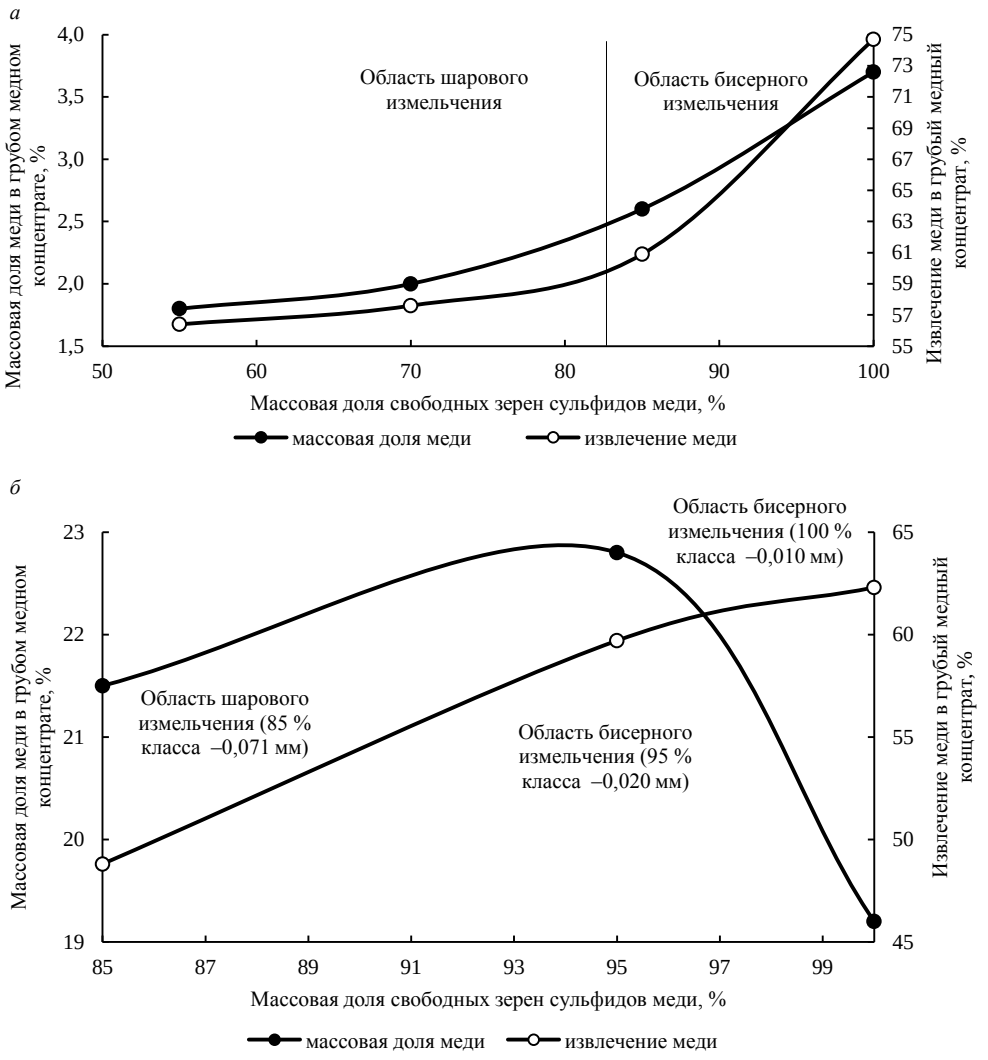


Рис. 3. Зависимость показателей обогащения отвального шлака ПВ от массовой доли свободных зерен сульфидов меди:
а – при постановке открытых опытов; *б* – при постановке схемных замкнутых опытов

Для повышения степени раскрытия сульфидных минералов меди проведены исследования ультратонкого измельчения шлака ПВ в лабораторной вертикальной бисерной мельнице Knelson-Deswik модели KD-VGM2. Процесс бисерного

измельчения изучался при следующих режимных параметрах работы мельницы: производительность по питанию – 0,5 т/ч; массовая доля твердого в питании – 35 %; крупность питания – 95 % класса –71 мкм; номинальная объемная загрузка мелющих тел – 65 %; установленная мощность – 14,9 кВт; номинальный размер мелющих тел – 2,8 мм; материал мелющих тел – церий, стабилизированный цирконием; удельная плотность мелющих тел – 6,1 кг/л; масса мелющих тел – 7,1 кг.

Согласно рис. 2, *б*, при бисерном измельчении шлака ПВ до крупности 95 % класса –20 мкм раскрытие сульфидных минералов меди составляет 98 %. Полное (100 %) раскрытие сульфидных минералов меди наблюдается только при измельчении отвального шлака до содержания 100 % класса крупности –10 мкм.

Далее были проведены сравнительные флотационные исследования продуктов шарового и бисерного измельчения. Измельченные продукты поступали в операцию основной медной флотации при постоянных расходах бутилового ксантогената калия 100 г/т и пенообразователя Т-92 – 10 г/т, а также при одинаковой продолжительности флотации 25 мин.

В результате флотационных исследований (рис. 3, *а*) установлено, что в процессе флотации разгрузки шаровой мельницы в пенный продукт основной медной флотации извлекается 60 % меди при массовой доле меди в нем 2,4 %. При флотации разгрузки бисерной мельницы извлечение меди в пенный продукт возрастает до 74,7 % при содержании меди 3,7 %.

На продуктах шарового и бисерного измельчения шлака были проведены замкнутые флотационные опыты по принципу непрерывного технологического процесса. Результаты замкнутых опытов приведены на рис. 3, *б*.

Результаты проведенных исследований показывают, что по технологии, включающей измельчение шлака ПВ в шаровой мельнице до крупности 85 % класса –71 мкм (содержание свободных зерен медных минералов 85 %) из отвального шлака ПВ возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 21,5 % при извлечении меди 48,8 %. Увеличение тонины помола до 95 % класса крупности –20 мкм в бисерной мельнице (содержание свободных зерен медных минералов 95 %) способствует повышению содержания меди в медном концентрате до 22,8 % с одновременным увеличением ее извлечения более чем на 10 % (до 59,7 %). Дальнейшее ультратонкое измельчение отвального шлака в бисерной мельнице до крупности 95 % класса –10 мкм и, соответственно, до содержания 100 % свободных сульфидов меди позволяет увеличить извлечение меди до 62,3 %. Однако при этом качество медного концентрата снижается до 19,2 % за счет повышения степени ошламования породообразующих минералов.

Технология ультратонкого измельчения испытана на пробе лежалых шлаков шахтных печей (ШП) Кировградского комбината, содержащих 0,8 % меди.

Исследования (рис. 2, *а*) показали, что при шаровом измельчении шлака ШП до флотационной крупности 75 % класса –71 мкм, что соответствует практике работы Кировградской обогатительной фабрики, массовая доля свободных зерен сульфидов меди составляет 64 %.

На продукте шарового измельчения проведены флотационные опыты в замкнутом цикле по фабричной схеме. Схема включает: измельчение до 75 % класса крупности –71 мкм, цикл основной и контрольной медной флотации, две перечистные операции флотации грубого медного концентрата. По результатам флотационных исследований получен медный продукт с массовой долей меди 6,32 % при извлечении 52,07 %.

Увеличение тонины помола шлака ШП в шаровой мельнице до крупности 90 % класса –71 мкм позволяет повысить массовую долю свободных зерен суль-

фидов меди до 85 %. При этом флотационными исследованиями показана возможность повышения содержания меди в медном продукте до 9,86 % при одновременном повышении ее извлечения до 53,34 %.

Применение бисерного измельчения шлака ШП позволяет увеличить тонину помола и степень раскрытия сульфидных минералов. Так, при увеличении тонины помола шлака ШП в бисерной мельнице до крупности 95–98 % класса –20 мкм позволяет повысить массовую доля свободных зерен сульфидов меди до 98 %. Полное раскрытие сульфидов меди наблюдается при измельчении шлака ШП до крупности 95 % класса –10 мкм в бисерной мельнице.

Опробован вариант переработки отвального шлака ШП по схеме, включающей измельчение шлака до крупности 90 % класса –71 мкм, цикл основной и контрольной флотации, доизмельчение грубого медного концентрата до 95–98 % класса –20 мкм в бисерной мельнице, проведение перечистных операций флотации. По этой технологии показана возможность получения медного концентрата с массовой долей меди 18,01 % при извлечении 55,18 %.

Итак, процесс медленного охлаждения текущего отвального шлака медеплавильного производства позволяет улучшить качество обогащаемого материала и повысить на 15–22 % извлечение меди в медный концентрат.

Применение ультратонкого измельчения позволяет полностью раскрыть сульфиды меди и повысить извлечение меди в медный концентрат на 10–13 % в случае переработки текущего отвального шлака печи Ванюкова и на 3 % – при переработке упорных лежалых шлаков шахтных печей при одновременном повышении качества медного концентрата почти в 3 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под ред. В. А. Чантурия, И. В. Шадруновой. М.: Наука, 2016. 387 с.

2. Газалеева Г.И., Мамонов С. В., Сладков М. М., Кутепов А. В. Повышение технологических показателей обогащения при переработке медных шлаков // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2016. № 3. С. 18–22.

3. Mamonov S., Ashikhin V. Increasing technology indexes of beneficiation of copper slag // IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings. Paper ID 676.

4. Сабанова М. Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота: дис. … канд. техн. наук. М.: 2016. 169 с.

5. Akella L. N., Vasu K. J., Prasad P. M. J. Electrochem. Soc. Indian. 1978. Vol. 27. No. 1. P. 1–8.

6. Shelly T. R., Shelly R. Transaction Institute of Mining and Metallurgy. 1974. No. 33. June (811). P. 124–125.

7. Huang H., Dai Z., Hu Y., Sun W., Cao X. Technology and mechanism research for crystal phase regulating flotation of copper-containing slag // IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings. Paper ID 853.

8. Киреева О. В., Дресвянкина Т. П., Мамонов С. В. Роль процесса специального охлаждения шлака медеплавильного производства в технологии его переработки // Глобус. 2014. № 3. С. 52–53.

9. Киреева О. В., Дресвянкина Т. П., Назаренко Л. Н. Совершенствование технологии обогащения лежалых отвальных шлаков с применением ультратонкого измельчения // Глобус. 2014. № 3. С. 54–55.

10. Селиванов Е. Н., Беляев В. В., Гуляева Р. И., Копытов А. С., Сельменских Н. И. Фазовый состав продуктов и распределение металлов при флотации конвертерных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода // Цветные металлы. 2008. № 12. С. 23–27.

11. Karimi N., Vaghar R., Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Hashemi Ahmad S. Recovery of copper from the slag of khatoonabad flash smelting furnace by flotation method // J. of the Institution of engineers (India): Ser. D. 2013. Vol. 94. No. 1. P. 43–50.

12. Шадрунова И. В., Колодежная Е. В., Ожогина Е. Г., Горлова О. Е. Оценка минералого-технологических особенностей техногенного минерального сырья при прогнозировании возможностей его переработки и селективности дезинтеграции // Технологическая минералогия природных и техногенных месторождений: сб. ст. IX семинара по технологической минералогии. Петрозаводск: КНЦ РАН, 2015. С. 35–42.

Поступила в редакцию 28 ноября 2017 года

IMPROVEMENT OF TECHNOLOGICAL INDICES OF COPPER SMELTERS SLAGS PROCESSING ON THE BASIS OF THEIR SLOW COOLING AND ULTRA-FINE GRINDING

Mamonov S. V., Gazaleeva G. I., Dresviankina T. P., Volkova S. V. – OAO Uralmekhanobr, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru
Vasil'ev I. D. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.

The article introduces the research results of innovative directions of copper smelters slags enrichment technological indicators improvement based on their slow cooling and ultra-fine grinding in bead mills. It has been established that during the slow cooling of the slag, the temperature regime and the rate of its cooling play a special role. It is noted that the best structural transformations of slag occur in the temperature range from 1080 °C to 880 °C and at a cooling rate of 5–10 °C/h. It is shown that slow cooling leads to the increase in the size of the sulphide particles, copper is redistributed along mineral forms. Optimum value of the pulp has been determined, which is equal to 7–8, at which the content of copper in a copper concentrate increases to 27% with an increase in extraction by 16%. It has been proved that the technology of slow cooling of slag with its subsequent processing at the operating concentrating mill allowed increasing: extraction of copper into copper concentrate by 15–22%; pproductivity of grinding equipment by 25%; degree of disclosure of copper minerals by 25–30%. The possibility of increasing the technological indexes of enrichment of the waste slag of the Vanyukov furnace and shaft furnaces with the use of their ultra-fine grinding is shown. It has been established that full disclosure of copper sulfides occurs only with ultrathin grinding in bead mills to a fineness of 10–20 μm. It has been found that when flotation of slag crushed in a ball mill to 85% of free grains of copper minerals, copper 48.8% of copper can be extracted into the copper concentrate. An increase in the content of free grains of copper minerals to 100% with bead milling allows increasing the extraction of copper into copper concentrate to 62.3%.

Key words: slag of Vanyukov furnace; slag of shaft furnaces; loose grains; degree of opening; fineness of grinding; copper sulfides; ultra-fine grinding; slow cooling of slag; bead mill; copper concentrate.

REFERENCES

1. *Tekhnologiia obogashcheniia mednykh i medno-tsinkovykh rud Urala. Pod red. V. A. Chanturiia, I. V. Shadrunovoi* [The technology of concentrating copper and copper-zinc ore of the Urals. Edited by V. A. Chanturiia, I. V. Shadrunova]. Moscow, Nauka Publ., 2016. 387 p.
2. Gazaleeva G.I., Mamonov S. V., Sladkov M. M., Kutepov A. V. [Improvement of technological indices of concentration at copper slag processing]. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya – Universities' Proceedings. Nonferrous Metallurgy*, 2016, no. 3, pp. 18–22. (In Russ.)
3. Mamonov S., Ashikhin V. Increasing technology indexes of beneficiation of copper slag. *IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings*. Paper ID 676.
4. Sabanova M. N. *Intensifikatsiia protsessa flotatsii mednogo shlaka v usloviiakh vodooborota: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Intensification of copper slag flotation process in conditions of water rotation. Cand. eng. sci. diss.]. Moscow, 2016. 169 p.
5. Akella L. N., Vasu K. J., Prasad P. M. J. *Electrochem. Soc. Indian*. 1978, vol. 27, no. 1, pp. 1–8.
6. Shelly T. R., Shelly R. *Transaction Institute of Mining and Metallurgy*. 1974, no. 33, June (811), pp. 124–125.
7. Huang H., Dai Z., Hu Y., Sun W., Cao X. Technology and mechanism research for crystal phase regulating flotation of copper-containing slag. *IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings*. Paper ID 853.
8. Kireeva O. V., Dresviankina T. P., Mamonov S. V. [The role of the process of copper smelters slag specialized cooling in the technology of its processing]. *Globus – Globe*, 2014, no. 3, pp. 52–53. (In Russ.)
9. Kireeva O. V., Dresviankina T. P., Nazarenko L. N. [Improvement of stale slag concentration technology with the use of ultra-thin grinding]. *Globus – Globe*, 2014, no. 3, pp. 54–55. (In Russ.)
10. Selivanov E. N., Beliaev V. V., Guliaeva R. I., Kopytov A. S., Sel'menskikh N. I. [Phase products composition and distribution of metals at converter slag flotation at Sredneuralksy copper smelting plant]. *Tsvetnye metally – Non-ferrous Metals*, 2008, no. 12, pp. 23–27. (In Russ.)
11. Karimi N., Vaghar R., Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Hashemi Ahmad S. Recovery of copper from the slag of khatoonabad flash smelting furnace by flotation method. *J. of the Institution of engineers (India): Ser. D*. 2013, vol. 94, no. 1, pp. 43–50.
12. Shadrunova I. V., Kolodezhnaia E. V., Ozhogina E. G., Gorlova O. E. [The estimation of mineralogical and technological peculiarities of technogenic raw material when forecasting the possibilities of its processing and selective disintegration]. *Tekhnologicheskaia mineralogiia prirodnykh i tekhnogennykh mestorozhdenii: sb. st. IX seminara po tekhnologicheskoi mineralogii* [Proc. 9th seminar on the technological mineralogy "Technological mineralogy of natural and technogenic deposits"]. Petrozavodsk, KSC RAS Publ., 2015, pp. 35–42.

УДК 622.742; 622.273; 621.928.235 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-91-96

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЕРОЯТНОСТИ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФРАКЦИЙ НА КОЛОСНИКОВОЙ ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ С ОТКРЫТОЙ ЩЕЛЬЮ

ЮДИН А. В.

Особенностью вибрационных грохотов с колосниковой просеивающей поверхностью является то, что щель между колосниками – открытая и в большинстве случаев расходящаяся (расстояние между колосниками на входе и выходе щели различное). При этом просеивающая поверхность может быть линейного или каскадного исполнения. Экспериментально и в промышленных условиях установлено, что на таких поверхностях процесс (вероятность) извлечения фракций горной массы в подгрохотный продукт имеет свои особенности. Принятая на практике методика расчета вероятности извлечения для колосниковых просеивающих поверхностей нуждается в корректировке. В статье предложена модель оценки вероятности извлечения заданных фракций с учетом особенностей колосниковой просеивающей поверхности, параметров конструкции и характеристики кусков извлекаемых фракций. Выполнен численный пример расчета вероятности извлечения фракций. Показано, что величина вероятности извлечения зависит от входного параметра щели, угла раскрытости щели, длины расчетного участка, среднего размера заданных к извлечению фракций.

Ключевые слова: грохот; колосник; просеивающая поверхность; вероятность извлечения; выход фракций; каскад; коэффициент повышения вероятности извлечения.

При лабораторных исследованиях и промышленных испытаниях вибрационных питателей-грохотов с колосниковой просеивающей поверхностью (ПП) установлено, что основное извлечение подгрохотных фракций происходит на первой трети длины грохотильной секции, на этом участке извлекаются «легкие» фракции размером до $0{,}8T_{\text{вх}}$, где $T_{\text{вх}}$ – расстояние между колосниками на входе. На остальном участке, равном половине длины грохотильной секции, извлекаются в основном «трудные» фракции и оставшаяся часть подгрохотных фракций [1]. Введение каскадов на ПП позволяет создать условия для принудительной переориентации кусков горной массы (ГМ) относительно ПП и обеспечить дополнительное извлечение «трудных» фракций. Движение кусков ГМ на второй половине длины грохотильной секции представляет собой разобщенный поток с ограниченным влиянием кусков друг на друга. На рис. 1 приведена схема колосниковой ПП вибрационного грохота, включающая пять расчетных участков.

Общая модель вероятности извлечения фракций записывается в виде:

$$P = P_{1,2}K_{\text{п}}K_{\text{в}}K_{\text{к}}, \tag{1}$$

где $P_{1,2}$ – вероятность извлечения фракций на участках 1 и 2 ПП; $K_{\text{п}}$ – коэффициент снижения вероятности в зависимости от положения куска на ПП; $K_{\text{в}}$ и $K_{\text{к}}$ – коэффициенты повышения вероятности при виброперемещении кусков по участкам *3*, *4*, *5* и при введении каскадов ПП соответственно.

Юдин Аркадий Васильевич – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gpt2004@mail.ru

Условно можно принять, что на участках ПП *1* и *2* длиной l и площадью F_i каждый происходит прямое падение кусков ГМ на ПП через приемную плоскость, и для оценки вероятности извлечения справедлива принятая методика [2]:

$$P_i = \frac{F_{pi}}{F_{ti}},$$

где F_{ti} и F_{pi} – теоретическая и расчетная площади i-го участка ПП.

Выделим на ПП участок длиной l (рис. 2) и рассмотрим межколосниковую щель, которая представляет собой равнобедренную трапецию, характеризуемую входными размерами $T_{вх.т}$, $T_{вх.р}$ и выходными размерами $T_{вых.т}$, $T_{вых.р}$. За $F_р$ принята площадь, при которой куски ГМ проходят в щель беспрепятственно, не касаясь краев головок смежных колосников. При этом будем учитывать возможное касание только в поперечной плоскости ПП, так как щель между колосниками открытая.

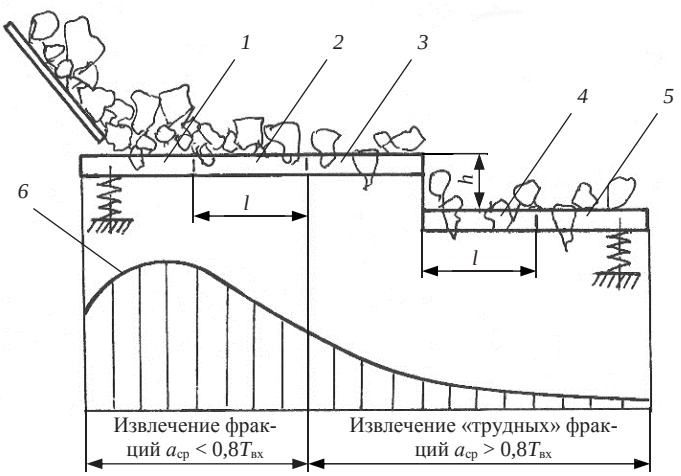


Рис. 1. Модель колосниковой просеивающей поверхности вибрационного грохота:
1–5 – расчетные участки; *6* – ориентировочное распределение подгрохотных фракций; h – высота каскада; l – длина участка; $a_{ср}$ – средний размер куска

В соответствии со схемой рис. 2 значения $F_т$ и $F_р$ для участков *1* и *2* ПП соответственно рассчитываются

для участка *1*: $F_{т1} = (T_{вх} + l \operatorname{tg}\alpha) l;$

$$F_{р1} = (T_{вх} - d + l \operatorname{tg}\alpha) l,$$

для участка *2*: $F_{т2} = (T_{вх} + 3l \operatorname{tg}\alpha) l;$

$$F_{р2} = (T_{вх} - d + 3l \operatorname{tg}\alpha) l,$$

где d – средний размер извлекаемых на участке фракций.

Значения вероятностей извлечения ГМ в подгрохотный продукт на соответствующих участках рассчитываются

для участка *1*: $P_1 = \dfrac{F_{р1}}{F_{т1}} = \dfrac{T_{вх} - d + l \operatorname{tg}\alpha}{T_{вх} + l \operatorname{tg}\alpha};$

для участка *2*: $P_2 = \dfrac{F_{р2}}{F_{т2}} = \dfrac{T_{вх} - d + 3l\,\mathrm{tg}\,\alpha}{T_{вх} + 3l\,\mathrm{tg}\,\alpha}$.

Расчетные значения площадей F_i и вероятностей P_i приведены в таблице.

Общая площадь открытой щели между колосниками, включающая n расчетных участков одинаковой длины l определяется

для теоретической щели: $F_{т.о} = nl\left(T_{вх} + nl\,\mathrm{tg}\,\alpha\right)$;

для фактической щели: $F_{р.о} = nl\left(T_{вх} - d + nl\,\mathrm{tg}\,\alpha\right)$.

Общая площадь межколосникового пространства может быть определена по формуле «трапеций» [3] из условия: если одну из сторон щели принять за ось абсцисс с координатой $l = 0$–1, то другая сторона может быть выражена кривой функции $f(l)$ при изменении пределов интегрирования l от 0 до 1 и с наклоном кривой под углом 2α к горизонту. Формулы «трапеций» $F_{т.о}$ и $F_{р.о}$ при этом имеют вид

для теоретической щели:

$$F_{т.о} = \int_0^1 \left(T_{вх} + l_i\,\mathrm{tg}\,2\alpha\right) dl = \frac{1-0}{n}\left[\frac{T_{вх} + T_{выхл}}{2} + \sum_1^4 T_{выхi}\right];$$

для фактической щели:

$$F_{р.о} = \int_0^1 \left[\left(T_{вх} - d\right) + \left(l_i - d\right)\mathrm{tg}\,2\alpha\right] dl =$$

$$= \frac{1-0}{n}\left[\frac{\left(T_{вх} - d\right) + \left[\left(T_{вх} - d\right) + l_i\,\mathrm{tg}\,2\alpha - d\right]}{2}\right] + \sum_1^4 T_{выхi}.$$

Производительность грохота зависит от коэффициента живого сечения просеивающей поверхности $M_о$. Для колосниковых просеивающих поверхностей значения $M_о$ не превышают 50–60 %. Для поверхностей с открытой щелью значения коэффициентов $M_о$ с постоянной и расходящейся щелями соответственно записываются:

$$M_{о.п} = \frac{1}{1 + (B/T)} \cdot 100\ \%; \qquad M_{о.р} = \frac{1}{1 + (B_{ср}/T_{ср})} \cdot 100\ \%,$$

где T и $T_{ср}$ – ширина и средняя ширина расходящейся щели; B и $B_{ср}$ – размер головки колосника в поперечном сечении.

В практике принято куски ГМ столбчатой формы представлять в виде условного параллелепипеда с усредненным соотношением сторон [1]:

$$l : a : b = 1 : 0{,}67 : 0{,}43,$$

где l, a, b – соответственно длина, ширина, толщина куска.

При падении куска на ПП он может занять относительно щели грохота одно из шести вероятных положений *1*–*6* (рис. 2) [1]. От положения куска на ПП зависит

величина вероятности его извлечения. Наиболее высокая вероятность достигается при положении куска в позициях *3* и *6*, наименьшая – в позициях *1* и *2*, промежуточное – в положениях *4* и *5*, когда параметр щели T_i соизмерим со средним размером куска $a_{ср}$, для определения которого используется несколько методик [1]. При этом будем считать, что кусок может занять как устойчивое положение (позиции *1* и *2* на рис. 2), так и смещенное относительно оси с возможностью изменения ориентации в пространстве (позиции *1′* и *2′*). Таким образом, из возможных восьми позиций положения куска на ПП две позиции способствуют снижению вероятности извлечения фракций. Это снижение можно учитывать с помощью коэффициента $K_п$. При этом значение $K_п$ целесообразно увязать со значением превышения Δ максимального размера куска с размером параметра $T_{вх}$. Чем больше значение Δ, тем чаще кусок на ПП займет позицию *1* или *2*. Можно принять: при значении $\Delta \geq 0{,}3$–$0{,}4$ кусок более вероятно займет две возможные неблагоприятные позиции, при $\Delta \leq 0{,}3$ – одну позицию.

В этом случае $K_п$ соответственно принимает значения:

$$K_п = 1 - (2/8) = 0{,}75 \text{ при } \Delta \geq 0{,}3; \qquad K_п = 1 - (1/8) = 0{,}87 \text{ при } \Delta \leq 0{,}3.$$

В качестве примера в таблице приведены результаты расчета параметров просеивающей поверхности на участках *1* и *2* колосников при следующих исходных параметрах: $l = 0{,}2$ м; $\mathrm{tg}\alpha = 0{,}017$; $T_{вх} = 0{,}05$ м при изменении размера фракций $a_{ср}$, извлекаемых в подгрохотный продукт.

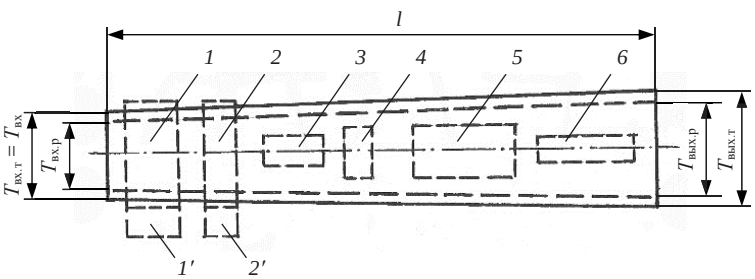


Рис. 2. Фрагмент расходящейся щели между колосниками просеивающей поверхности

По результатам моделирования можно заключить, что при входном параметре щели $T_{вх} = 0{,}05$ м фракции ГМ с размерами $a_{ср} \leq 10$ мм будут извлечены в подгрохотный продукт с вероятностью до 85 %, фракции с $a_{ср} \leq 30$ мм – до 50 %, фракции с $a_{ср} \leq 40$ мм – до 30 %, фракции с $a_{ср} \leq 50$ мм – не более 15 %. Не извлеченные на участке *1* и *2* фракции посредством вибропривода перемещаются на участки ПП *3*, *4*, *5*. Установлено, что фракции с $a_{ср} = 10$–40 мм на этих участках с вероятностью до 90–95 % извлекаются в подгрохотный продукт. Основная задача при этом заключается в том, чтобы извлечь в подгрохотный продукт «трудные» фракции с размерами $a_{ср} \leq 45$–55 мм. Вычислительное моделирование показало, что при вибрационном разделении ГМ на ПП с открытой щелью достигается бóльшая эффективность процесса, и «трудные» фракции начинают извлекаться в подгрохотный продукт при соотношении $a_{ср}/T_{вх} = 0{,}85$–$0{,}90$. Вероятность извлечения кусков снижается и близка к нулю при $a_{ср}/T_{вх} \geq 1{,}3$. Можно считать, что при соотношении $a_{ср}/T_{вх} = 0{,}8$–$0{,}9$ вероятность разделения близка к единице, при $a_{ср}/T_{вх} = 1{,}0$ $P = 0{,}6$–$0{,}65$, при $a_{ср}/T_{вх} = 1{,}1$ $P = 0{,}15$–$0{,}20$, при $a_{ср}/T_{вх} = 1{,}2$ $P = 0{,}06$–$0{,}10$ [1]. Расширяющаяся щель и вибрационный способ пе-

ремещения ГМ способствуют повышению вероятности в среднем на 30–35 %. Таким образом, можно принять, что на участках *3*, *4*, *5* (рис. 1) фракции с размерами кусков 10–40 мм извлекаются с вероятностью до 0,9, а «трудные» фракции – до 0,15. Определено значение коэффициента $K_в$ по формуле (1): для кусков с $a_{ср}$ = 0,05 $K_в$ = 1,05 («трудные» фракции), с $a_{ср}$ = 0,04 $K_в$ = 3,05, с $a_{ср}$ = 0,03 $K_в$ = 1,85, с $a_{ср}$ = 0,01 $K_в$ = 1,05.

Результаты моделирования

Размер извлекаемых на грохоте фракций, м			Площадь щели между колосниками, м^2				Вероятность извлечения фракций на участках			Показатель $K_п$
			участок *1*		участок *2*					
l	$a_{ср}$	b	$F_{т1}$	$F_{р1}$	$F_{т2}$	$F_{р2}$	P_1	P_2	$P_{ср}$	
0,074	0,05	0,032	0,01	0,0007	0,012	0,002	0,07	0,16	0,150	0,75
0,059	0,04	0,025	0,01	0,0026	0,012	0,004	0,26	0,33	0,295	0,87
0,040	0,03	0,019	0,01	0,0046	0,012	0,006	0,46	0,50	0,480	1,00
0,014	0,01	0,006	0,01	0,0083	0,012	0,010	0,83	0,84	0,835	1,00

Введение каскадов на колосниковой ПП повышает извлечение «трудных» фракций. Экспериментально установлено, что при размере щели 0,06 м и наличии одного каскада в подколосниковый продукт извлекается на 4, 8 и 30 % больше фракций размерами 0,06, 0,07 и 0,08 м соответственно по сравнению с ПП без каскада. В среднем величину прироста извлечения «трудных» фракций можно принимать до 4–5 % на каждый каскад [4]. Повышение вероятности извлечения фракций с учетом каскадов на ПП можно учитывать введением коэффициента $K_к$ = 1,1.

Итак, предложена методика расчета вероятности извлечения заданных фракций ГМ на виброгрохоте с колосниковой просеивающей поверхностью с открытой щелью между колосниками. Методика учитывает, что функциональная связь между размером щели и размером заданных к извлечению фракций ГМ в подгрохотный продукт специалистам известны. Показано, что извлечение фракций по длине ПП происходит с разной вероятностью. Количественное значение вероятности зависит от соотношения параметров $a_{ср}/T_{вх}$, от размещения кусков на ПП, от конструктивного исполнения ПП.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юдин А. В. Карьерные комплексы и оборудование для разделения карбонатного сырья и глинистых пород. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 337 с.

2. Перов В. А., Андреев Е. Г., Биленко Л. Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учеб. пособие. М.: Недра, 1990. 301 с.

3. Демидович Б. П., Кудрявцев В. А. Краткий курс высшей математики: учеб. пособие. М.: Астрель, 2007. 654 с.

4. Юдин А. В. Результаты экспериментальных исследований грохочения крупнокусковых материалов на колосниковых вибрационных грохотах // Тр. ИГД Минчермета. 1972. № 34. С. 105–116.

Поступила в редакцию 27 октября 2016 года

PROBABILITY SIMULATION OF THE PROCESS OF FRACTIONS EXTRACTION AT BAR SCREENING SURFACE WITH AN OPEN SLOT

Iudin A. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gpt2004@mail.ru

A distinctive feature of vibrating screens with bar screening surface is the fact that a slot between the bars is open and in most cases splayed (distance between the bars at the inlet and at the outlet varies). At that screening surface can be of a linear and cascade fulfillment. By experiment and in production it has been determined that at such surfaces the process

(probability) of rock mass fractions extraction in throughproduct has its own distinctive features. Generally accepted methods of calculating the probability extraction for bar screening surfaces needs updating. The article suggests a model of estimating the probability of extracting the given fractions with the account of features of bar screening surface, construction parameters and characteristics of the lumps of the extracted fractions. Numerical example of fractions extraction probability calculation is fulfilled. It has been showed that the value of the probability of extraction depends on the inlet parameter of a slot, the angle of the slot opening, length of the rated section, average value of fractions assigned to extraction.

Key words: screen; bar; screening surface; extraction probability; fractions outlet; cascade; coefficient of improving the extractions probability.

REFERENCES

1. Iudin A. V. *Kar'ernye kompleksy i oborudovanie dlia razdeleniia karbonatnogo syr'ia i glinistykh porod* [Open pit complexes and equipment for the separation of calcareous raw materials and argillaceous rock]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2015. 337 p.

2. Perov V. A., Andreev E. G., Bilenko L. F. *Droblenie, izmel'chenie i grokhochenie poleznykh iskopaemykh: ucheb. posobie* [School book “Minerals crushing, grinding, and screening”]. Moscow, Nedra Publ., 1990. 301 p.

3. Demidovich B. P., Kudriavtsev V. A. *Kratkii kurs vysshei matematiki: ucheb. posobie* [School book “Short course in higher mathematics”]. Moscow, Astrel' Publ., 2007. 654 p.

4. Iudin A. V. [The results of experimental investigations of screening rough materials at bar vibration screens]. *Tr. IGD Minchermeta – Proceedings of the Institute of Mining Engineering of the USSR Ministry of Iron and Steel Industry*, 1972, no. 34, pp. 105–116. (In Russ.)

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

УДК 551.24:550.831+553.4 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-97-104

ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ СДВИГОВЫЕ ЗОНЫ И ИХ ОТРАЖЕНИЕ В ГРАВИТАЦИОННОМ ПОЛЕ

ФИЛАТОВ В. В., БОЛОТНОВА Л. А.

Месторождения и рудопроявления различных полезных ископаемых генетически и пространственно связаны с геологическими структурами. Поэтому поиски и разведка месторождений невозможны без их картирования, изучения внутреннего строения и определения механизма образования. Среди многообразия геологических структур большое значение имеет изучение горизонтальных сдвигов, к определенным частям которых может быть приурочена рудная минерализация. Рассмотрение структурного парагенезиса сдвиговых зон и их плотностной характеристики показало, что эффективным методом изучения таких зон является гравиразведка. Этот метод позволяет однозначно картировать зоны сдвига в поле силы тяжести и определять их внутреннее строение, особенно в закрытых районах. В статье рассмотрено петроплотностное обоснование применения гравиразведки для изучения сдвиговых зон, приведены примеры их картирования для различных районов Урала.

Ключевые слова: гравитационное поле; сдвиговая структура; Томинская рудная зона; Дуринский прогиб.

Горизонтальные сдвиговые зоны (как и зоны разрывов других генетических типов) являются трехмерными геологическими объектами со сложным внутренним строением. При формировании горизонтального сдвига в зоне его динамического влияния в результате перераспределения механических напряжений создаются условия для образования различных вторичных разрывных и складчатых структур. Вопросам изучения напряжений, процессов деформирования и вторичного структурообразования в сдвиговых зонах посвящено большое количество теоретических и экспериментальных работ [1–7].

Проанализировав результаты многочисленных опытов физического моделирования, С. С. Стоянов [2] установил минимальный набор структурных элементов, или структурный парагенезис, который может образоваться в зоне сдвига. К элементам структурного парагенезиса он отнес: два сопряженных скола R и R'; трещины отрыва T, которые ориентированы при упругой деформации под углом 45° к направлению сдвигания; эшелонированные складки Fd, образующиеся при деформировании слоистых сред; обратные косые P и продольные L сколы, характерные для заключительной стадии процесса сдвигообразования.

Результаты изучения внутреннего строения сдвиговых зон в земной коре и данные физического моделирования свидетельствуют, что в обоих случаях фор-

Филатов Владимир Викторович – доктор геолого-минералогических наук, заведующий кафедрой сопротивления материалов. 600000, г. Владимир, ул. Горького, 87, Владимирский государственный университет.

Болотнова Любовь Анатольевна – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: L.bolotnova@yandex.ru

мируются не все элементы структурного парагенезиса. Примером неполного развития сдвигового парагенезиса является зона сдвига, активизировавшегося в одном из районов Спитакского землетрясения в 1988 г. (рис. 1). При картировании этой зоны были установлены только трещины отрыва *T*, эшелонированные складки *Fd* и трещины скола *R*.

В [8] исследование сдвигового процесса выполнено на моделях из глинистой пасты, выявлено две стадии деформирования: пликативная и дизъюнктивно-пликативная. Во второй стадии происходит формирование двух систем трещин: поперечной, простирание которой составляет угол около 85° с осевой линией сдвигания, и диагональной, образующей с той же осевой линией угол 15°–30°. Обе системы состоят из совокупности более мелких трещин (первичных), по которым происходит смещение.

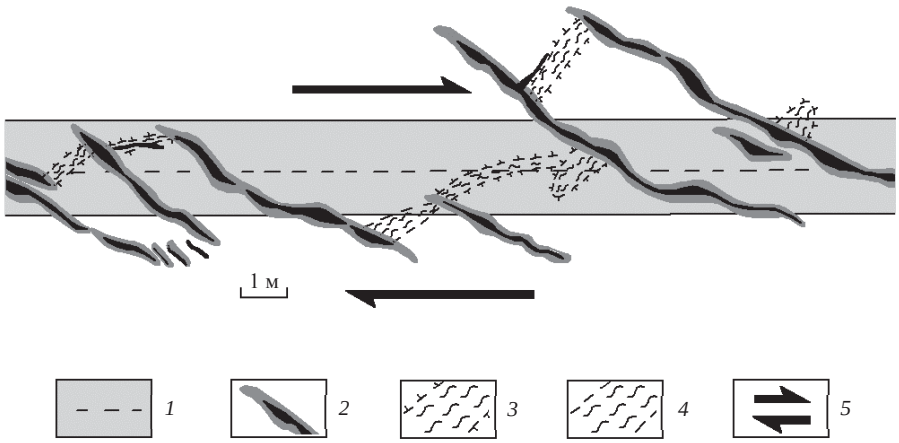


Рис. 1. Структурный парагенезис зоны сдвига по результатам полевых наблюдений в районе Спитакского землетрясения 1988 г. (по Е. А. Рогожину и др., 1990):
1 – осевая линия разлома; *2* – трещины зияющие (трещины отрыва *T*); *3* – валы вспучивания с трещинами (эшелонированные складки *Fd*); *4* – трещины без смещения (трещины скола *R*); *5* – направление сдвигания

Более высокая детальность исследований, описанных в [8], позволила проследить динамику развития сдвиговой зоны как процесс слияния первичных трещин в крупные трещины.

При этом плоскости падения укрупненных поперечных трещин в осевой части сдвига вертикальные, а на периферии происходит их выполаживание и они приобретают «пропеллерообразную» форму. Диагональные трещины, возникая позже поперечных и получая интенсивное развитие, характеризуются такой же плоскостью падения, что и поперечные.

По данным исследований, выполненных на моделях из глины, влажного песка и петролатума со стеарином и некоторых других материалов, было установлено формирование вдоль линии будущего сдвига системы кулисообразно расположенных *S*-образных трещин отрыва, которые в процессе сдвигообразования объединяются в волнистый разрыв, представляющий собой чередование участков растяжения и сжатия [1]. Эти результаты подтверждаются исследованиями на моделях из пирофиллита [9].

По [7] сдвиговая зона состоит из антиклинальных и синклинальных складок, располагающихся по одну или обе стороны от осевой линии сдвигания, которые могут нарушаться нормальными сбросами. Эти сбросы формируются в структурах растяжения. Поэтому они могут рассматриваться как трансформированные трещины отрыва.

Анализ результатов изучения сдвиговых зон на моделях и в реальных условиях позволил сделать выводы о закономерностях их развития и внутреннего строения.

1. Из элементов структурного парагенезиса развитие получают в основном трещины отрыва и скола, которые образуют упорядоченные кулисообразные последовательности однотипных структур, близких по форме и ориентировке и находящихся друг от друга на одинаковом расстоянии. Этот структурно-морфологический признак «является прямым указанием на развитие сдвигообразования» [6].

2. Трещины отрыва и скола состоят из большой совокупности более мелких первичных трещин, которые способствуют улучшению проницаемости геологической среды и росту ее дилатации на всю мощность слоя, вовлеченного в сдвиговый процесс [10]. В этих проницаемых участках деструкции, как в каналах, происходит транспортировка коровых и мантийных флюидов и формируются цепочки трубок взрыва [6], малых интрузивных тел гранитоидов [6], развивается эндогенный рудогенез [6] и другие геологические явления.

3. Проницаемые участки деструкции смещены от осевой линии сдвигания на периферию сдвиговой зоны в сторону активного смещающегося крыла. Процесс трещинообразования в неподвижном крыле протекает с существенно меньшей интенсивностью [6, 11].

4. В закрытых районах элементы структурного парагенезиса проявляются в развитии пликативных структур в осадочном чехле, в увеличении пористости и проницаемости пород чехла над зонами интенсивного дробления пород фундамента [6].

5. Строение сдвиговых зон однотипно на всех масштабных уровнях – и для глубинных сдвигов, и для сдвигов более высоких порядков, возникающих в областях динамического влияния глубинных сдвигов как вторичные структуры [10].

Большая роль сдвиговых зон как структурно-рудоконтролирующего фактора предопределяет значительный интерес к их изучению. Картирование этих зон и изучение их внутренней структуры представляет немалые трудности даже в открытых районах. В закрытых районах важнейшая роль при изучении сдвигов принадлежит геофизическим методам, основным из которых является гравиразведка.

Физической основой применения гравиразведки для изучения сдвигов служит то обстоятельство, что трещинообразование, широко проявляющееся в сдвиговом процессе, приводит к значительному изменению плотности геологической среды. Плотности горной породы в образце и в массиве существенно различаются. Это различие хорошо выявляется при сопоставлении данных петроплотностных измерений с результатами определения плотности интегральными методами (регистрация интенсивности космического излучения в горных выработках, результаты гравитационного каротажа и др.).

Результаты детальных геолого-петрофизических исследований, выполненных в зонах динамического влияния Первомайского, Тальковского разломов Украины, Забайкалья и других регионов [3, 12], свидетельствуют о том, что основным механизмом пластических и хрупких деформаций пород является катаклаз, выраженный в дроблении зерен минералов и развитии микротрещиноватости. Благодаря этому процессу плотность пород уменьшается на 0,01–0,07 г/см^3. Связь между плотностью пород и объемом открытых трещин хорошо описывается линейным уравнением регрессии [13]. В структурном отношении наиболее разуплотнены зоны развития трещин скола.

При изучении физических свойств тектонитов, развитых в сдвиговых зонах, к которым приурочены многие рудные месторождения Таджикистана, установлено, что в результате деформации практически не происходит изменения мине-

ральной плотности тектонитов. Значительное уменьшение плотности тектонитов (до 0,40 г/см^3) обусловлено только их трещиноватостью. При этом участки развития тектонитов генетически связаны с оруденением, а именно промышленная рудная минерализация находится в сдвиговой зоне, в местах распространения грубообломочных тектонитов большой мощности. В тонкодисперсных тектонитах – глинках трения – ее почти нет [6].

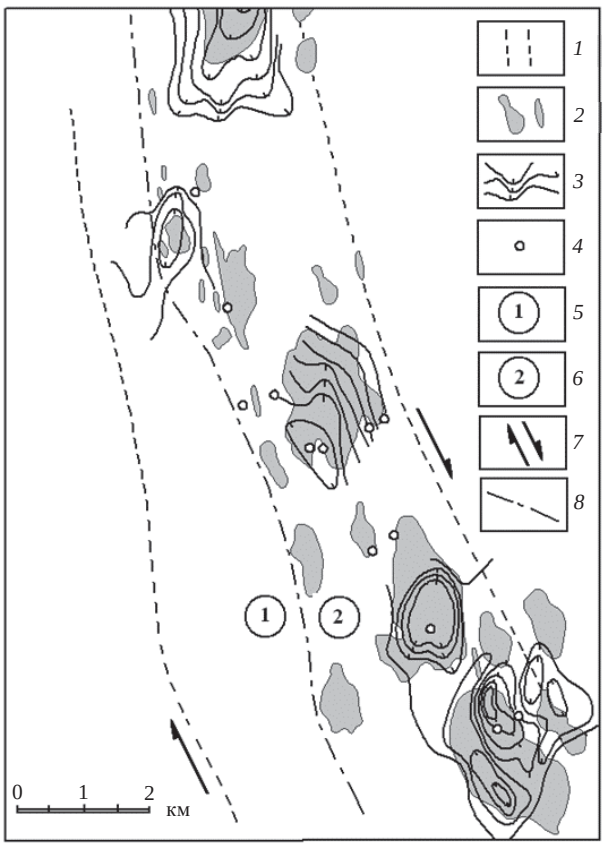


Рис. 2. Схема гравитационного поля и строение Томинской рудной зоны:
1 – границы зоны; *2* – контуры малых интрузивных тел; *3* – изолинии локальных аномалий силы тяжести; *4* – рудопроявления меди с содержанием 0,3 % и выше; *5* – положение пассивного крыла сдвиговой зоны; *6* – положение активного крыла сдвиговой зоны; *7* – направление сдвигания; *8* – граница между пассивным и активным крыльями сдвиговой зоны

Таким образом, структуры отрыва и скола представляют собой аномальные по плотности объекты. Эти объекты, расположенные вдоль простирания сдвиговой зоны, имеют близкие размеры и эллиптическую форму в плане. Большие полуоси эллипсов параллельны и образуют острый угол с осью сдвига. Расстояние между эллипсами примерно одинаковое. В аномальном поле силы тяжести такому распределению плотностных неоднородностей соответствуют системы кулисообразных локальных отрицательных аномалий, близких по интенсивности, форме, размерам и ориентировке. Наличие систем таких аномалий служит надежным морфологическим признаком сдвиговой зоны. Благоприятным фактором для образования аномалий является то, что плотностные неоднородности имеют крутое

падение, а их нижние кромки находятся на значительной глубине, которая достигает мощности слоя, вовлеченного в сдвиговый процесс [13].

Примерами сдвиговых зон являются Томинская рудная зона, как фрагмент Биргильдинско-Томинского рудного узла на Южном Урале, и Дуринский прогиб по кровле солей на Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей, природа, кинематический тип и внутреннее строение которых были в значительной мере установлены на основании морфологического анализа и интерпретации аномалий поля силы тяжести [14, 15]. Эти примеры дают представление не только об общих чертах морфологии поля силы тяжести сдвиговых зон, но и об их различиях, обусловленных разной реологической обстановкой, в которой формировались обе структуры. Томинская рудная зона сформировалась в вулканогенно-осадочной толще; она имеет северо-северо-западное простирание; ее ширина около 3–5 км, длина по простиранию около 25 км. В гравитационном и магнитном полях зона картируется характерным комплексом локальных аномалий. Разломы, ограничивающие структуру, фиксируются системами кулисообразных линейных магнитных аномалий, близких по интенсивности и размерам. Длинные оси этих аномалий параллельны друг другу и имеют северо-восточное направление. Аномалии обусловлены системами трещин отрыва, в которых развита прожилково-вкрапленная минерализация магнетита.

Гравитационное поле внутренних частей зоны характеризуется системой кулисообразно расположенных локальных отрицательных аномалий, близких по интенсивности. Форма аномалий близка к эллиптической; размеры в плане изменяются от 1,0 × 0,5 км до 2,0 × 1,0 км; длинные оси эллипсов параллельны и ориентированы в северо-восточном направлении под углом 40°–45° к простиранию осевой линии зоны – направлению сдвигания; почти все аномалии смещены к северо-восточной границе зоны (рис. 2).

Результаты интерпретации аномалий силы тяжести и бурения показали, что источниками аномалий являются малые интрузивные тела диоритов, кварцевых диоритов и кварцевых диоритовых порфиритов, которые залегают в более плотных вулканогенных породах основного и среднего состава.

Центральные части тел штокообразные; интрузии сопровождаются апофизами; горизонтальные сечения интрузий близки к эллиптическим с размерами осей от 2,0 × 1,0 км до 2,0 × 0,5 км и с такой же ориентировкой, как у локальных аномалий силы тяжести. Нижние кромки интрузий, с которыми связано медно-порфировое оруденение, находятся на глубине первых километров. Породы интрузивных тел сильно раздроблены. Приведенные данные однозначно свидетельствуют о том, что Томинская зона представляет собой левосторонний сдвиг.

Дуринский прогиб по кровле солей Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей сформировался в иной реологической обстановке. Прогиб представляет собой наложенную структуру в зоне динамического влияния широтного глубинного разлома, пересекающего платформенную часть Приуралья и часть структур складчатого Урала.

Гравитационное поле прогиба повышенное по сравнению с соседними территориями. На этом фоне картируется цепочка кулисно расположенных положительных локальных аномалий *S*-образной формы. Интерпретация аномалий показала, что их источниками являются погружения в кровле солей, которые заполнены терригенным материалом, более плотным, чем соль. Бурение подтвердило этот вывод: погружения имеют *S*-образные в плане длинные оси и погружений, и аномалий, которые параллельны и вытянуты в северо-восточном направлении под углом 10°–20° к направлению простирания и прогиба, и разлома (рис. 3, *а*, *б*).

Если рассматривать морфологию поля силы тяжести, то кулисообразная система локальных аномалий и обусловившая их система локальных погружений образовались в результате левостороннего сдвига, который произошел по Дуринскому глубинному разлому. Этот вывод был подтвержден инструментальными измерениями по нивелировочным линиям Тюлькино–Чусовой и Серов–Кушва. Эти линии пересекают разлом, и в местах их пересечения отмечены аномалии сдвига шириной от 25 до 40 км.

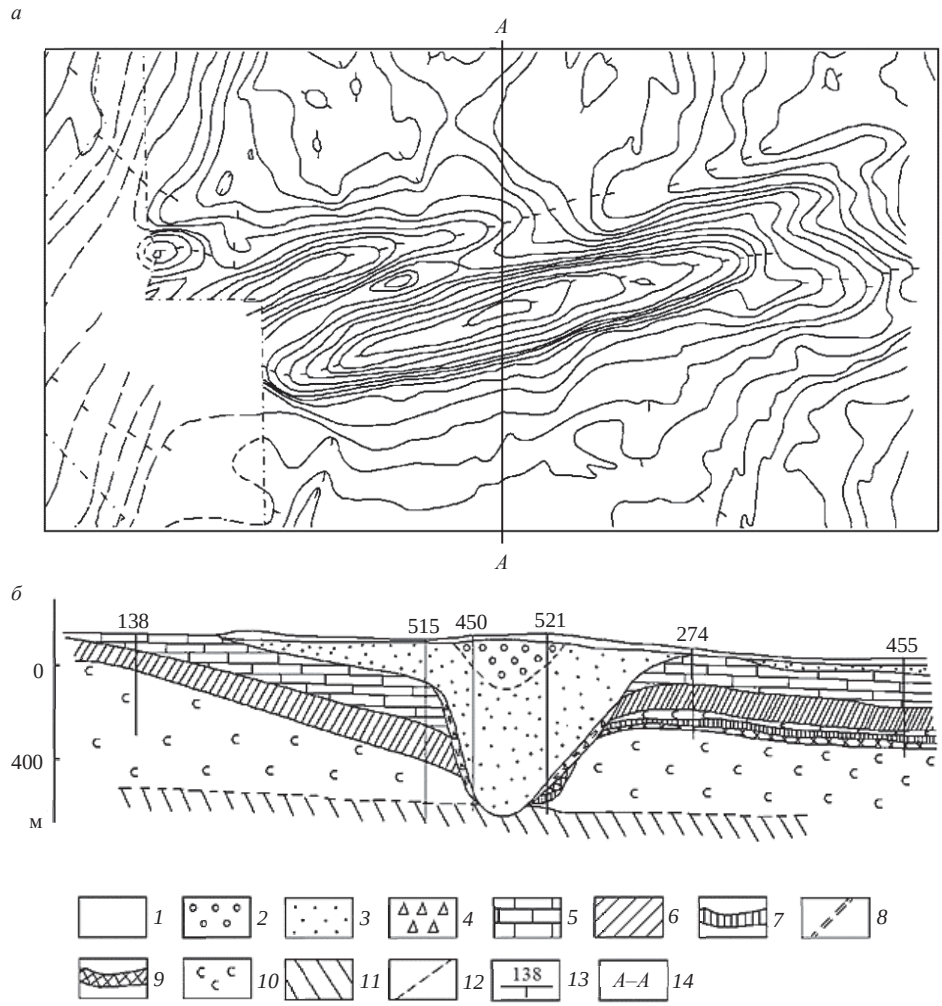


Рис. 3. Схема гравитационного поля – *а* и геологический разрез Дуринского прогиба – *б*: *1* – четвертичные отложения; *2* – отложения белебеевской свиты; *3* – отложения шешминской свиты; *4* – тектоническая брекчия; *5* – отложения верхнесоликамской подсвиты; *6* – отложения нижнесоликамской подсвиты; *7* – сильвинит-карналлитовая толща верхнепоповской подсвиты; *8* – зеркала скольжения; *9* – сильвинитовая толща верхнепоповской подсвиты; *10* – верхняя и нижняя галитовые толщи верхнепоповской подсвиты; *11* – нижнепоповская подсвита, галогенно-терригенно-карбонатная толща; *12* – линии тектонических подвижек; *13* – положение скважины и ее номер; *14* – линия разреза

Важнейшим вопросом установления генезиса прогиба является вопрос об образовании локальных погружений. Эти погружения образовались в результате выщелачивания калийных солей подсолевыми водами и рассолами с последующим заполнением пустот вышележащими плотными терригенными отложениями. Движение же подсолевых вод и рассолов происходило по зонам трещиноватости и разрыхления соляных пород в результате сдвигообразования.

Поэтому пространственно процесс выщелачивания происходил в прогибе не повсеместно, а выборочно, в соответствии с положением в зоне сдвига элементов структурного парагенезиса, прежде всего трещин скола и отрыва. Существенное различие в ориентировках больших осей локальных аномалий силы тяжести в Томинской зоне и в Дуринском прогибе обусловлено различием реологических обстановок, в которых формировались эти структуры. При образовании Томинской зоны породы при сдвигообразовании испытывали существенно упруго-пластические деформации. В такой ситуации, как следует из результатов физического моделирования и теоретического анализа, главные оси деформации образуют угол с направлением сдвигания, близкий к 40°–45°. В Дуринском прогибе главную роль играла пластическая деформация пород. В этом случае эллипсоид деформации становится сильно вытянутым с отклонением оси относительно упругой составляющей деформации на угол 20°–25°. Поэтому в прогибе все системы трещин ориентированы под меньшими углами к направлению сдвигания.

Обобщая качественные результаты тектонофизического анализа поля силы тяжести двух сдвиговых структур, можно сделать следующие выводы: гравиразведка является эффективным методом картирования сдвиговых зон, позволяющим однозначно определять знак сдвига, ширину сдвиговой зоны, положение ее активного и пассивного крыльев, внутреннее строение и реологические условия сдвигообразования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гзовский М. В. Основы тектонофизики. М.: Наука, 1975. 536 с.
2. Стоянов С. С. Механизм формирования разрывных зон. М.: Недра, 1977. 144 с.
3. Гинтов О. И., Исай В. М. Тектонофизические исследования разломов консолидированной коры. Киев: Наукова думка, 1988. 225 с.
4. Тяпкин К. Ф. Изучение разломных и складчатых структур докембрия геолого-геофизическими методами. Киев: Наукова думка, 1986. 168 с.
5. Шерман С. И. Физические закономерности развития разломов земной коры. Новосибирск: Наука, 1977. 102 с.
6. Сдвиговые тектонические нарушения и их роль в образовании месторождений полезных ископаемых: тез. докл. I Всесоюзн. совещ. по сдвиговой тектонике. Л.: 1988. Вып. 1. 95 с. Вып. 2. 108 с. Вып. 3. 144 с.
7. Спенсер Э. У. Введение в структурную геологию. Л.: Недра, 1981. 308 с.
8. Шерман С. И., Борняков С. А., Буддо В. Ю. Области динамического влияния разломов. Новосибирск: Наука, 1983. 112 с.
9. Соболев Г. А. Изучение образования и предвестников разрыва сдвигового типа в лабораторных условиях // Физические процессы в очагах землетрясений. М.: Наука, 1980. С. 86–99.
10. Стаховская И. Р. Трещинообразование и поверхностные деформации в зоне формирующегося сдвигового разрыва в образце горных пород // Изв. АН СССР. 1988. № 5. С. 88–94.
11. Лобацкая Р. М. Структурная зональность разломов. М.: Недра, 1987. 128 с.
12. Беличенко П. В., Исай В. М. Тектонофизическое изучение дилатансионных эффектов в Центральной части Украинского щита // Экспериментальная тектоника в решении задач теоретической и практической геологии: тез. докл. II Всесоюзн. симпозиума. Киев: Изд-во ИГ АН УССР, 1987. С. 112–113.
13. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Гравиразведка. Метод тектонофизического анализа гравитационного поля. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 284 с.
14. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Природа и динамика Дуринского прогиба // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 4. С. 111–119.
15. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Генезис Томинской рудной зоны по геолого-геофизическим данным // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 111–119.

Поступила в редакцию 16 ноября 2017 года

HORIZONTAL SHEAR ZONES AND THEIR REFLECTION IN THE GRAVITATIONAL FIELD

Filatov V. V. – Vladimir State University, Vladimir, the Russian Federation.
Bolotnova L. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: L.bolotnova@yandex.ru

Deposits and ore occurrences of various minerals are genetically and spatially related to geological structures. Therefore, prospecting and exploration are impossible without their mapping, the study of the internal structure and determination of the mechanism of their formation. Among the large variety of geological structures, horizontal shifts are of great importance, to certain parts of which ore mineralization may be associated. The study of the structural paragenesis of shear zones and their density characteristics has shown that gravity measurements is an effective method of studying these areas. This method allows for an unambiguous mapping of the shear zone in the gravity field and studying their internal structure, especially in confined areas. The article considers petropolitanae rationale for the use of gravity measurements for the study of shear zones and gives examples of their mapping for different regions of the Urals.

Key words: gravitational field; shear structure; Tominsky ore zone; Durinski foredeep.

REFERENCES

1. Gzovskii M. V. *Osnovy tektonofiziki* [Fundamentals of tectonophysics]. Moscow, Nauka Publ., 1975. 536 p.
2. Stoianov S. S. *Mekhanizm formirovaniia razryvnykh zon* [Mechanism of disjunctive zones formation]. Moscow, Nedra Publ., 1977. 144 p.
3. Gintov O. I., Isai V. M. *Tektonofizicheskie issledovaniia razlomov konsolidirovannoi kory* [Tectonophysical investigation of disjunctive breaks of consolidated crust]. Kiev, Naukova dumka Publ., 1988. 225 p.
4. Tiapkin K. F. *Izuchenie razlomnykh i skladchatykh struktur dokembriia geologo-geofizicheskimi metodami* [The study of fault and orogenic structures of the Precambrian with the use of geological-geophysical methods]. Kiev, Naukova dumka Publ.,1986. 168 p.
5. Sherman S. I. *Fizicheskie zakonomernosti razvitiia razlomov zemnoi kory* [Physical law of development of Earth crust faults]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1977. 102 p.
6. *Sdvigovye tektonicheskie narusheniia i ikh rol' v obrazovanii mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh: tez. dokl. I Vsesoiuzn. soveshch. po sdvigovoi tektonike* [Abstracts of the 1st All-Union conference on the shear tectonics "Shear tectonic disturbances and their role in mineral deposit formation"]. Leningrad, 1988, issue 1. 95 p. Issue 2. 108 p. Issue 3. 144 p. (In Russ.)
7. Spenser E. U. *Vvedenie v strukturnuiu geologiiu* [Introduction into the structural geology]. Leningrad, Nedra Publ., 1981. 308 p.
8. Sherman S. I., Borniakov S. A., Buddo V. Iu. *Oblasti dinamicheskogo vliianiia razlomov* [Regions of the faults dynamic effect]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1983. 112 p.
9. Sobolev G. A. [The study of the formation and the premonitory symptoms of a fault of a shear type in laboratory conditions]. *Fizicheskie protsessy v ochagakh zemletriasenii* [Physical processes in earthquake focuses]. Moscow, Nauka Publ., 1980, pp. 86–99.
10. Stakhovskaia I. R. [Fissuring and surface deformations in the zone of forming shear fault in a sample of rock]. *Izv. AN SSSR – News of the Academy of Sciences of the USSR*, 1988, no. 5, pp. 88–94. (In Russ.)
11. Lobatskaia R. M. *Strukturnaia zonal'nost' razlomov* [Structural zonality of faults]. Moscow, Nedra Publ., 1987. 128 p.
12. Belichenko P. V., Isai V. M. [Tectonophysical investigation of dilatancy effects in the Central part of the Ukrainian shield]. *Eksperimental'naia tektonika v reshenii zadach teoreticheskoi i prakticheskoi geologii: tez. dokl. II Vsesoiuzn. simpoziuma* [Abstracts of the 2nd All-Union symposium "Experimental tectonics in solutions of the problems of theoretical and practical geology"]. Kiev, IM AS USSR Publ., 1987, pp. 112–113. (In Russ.)
13. Filatov V. V., Bolotnova L. A. *Gravirazvedka. Metod tektonofizicheskogo analiza gravitatsionnogo polia* [The method of tectonophysical analysis of gravitation field]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2015. 284 p.
14. Filatov V. V., Bolotnova L. A. [Nature and dynamics of Durinsky foredeep]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 4, pp. 111–119. (In Russ.)
15. Filatov V. V., Bolotnova L. A. [Genesis of Tomino ore zone according to geological and geophysical data]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 111–119. (In Russ.)

УДК 553.491:549.086 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-105-112

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ В ИЗМЕЛЬЧЕННЫХ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУДАХ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

МАРЧЕВСКАЯ В. В., МУХИНА Т. Н., ХАШКОВСКАЯ Т. Н.

Платинометалльное оруденение интрузивов Кольского полуострова повсеместно ассоциирует с сульфидной медно-никелевой минерализацией, причем зерна платиновых минералов и их сростки часто находятся в краевой или внутренней частях сульфидов. В статье представлены результаты изучения раскрытия основных сульфидных минералов малосульфидных платинометалльных руд на материале двух проб, отобранных на месторождениях Мончегорского плутона и Панского интрузива, и его влияния на показатели обогащения. Для пентландита наиболее распространенными являются бедные сростки с пирротином, а также трехфазные сростки, сложенные нерудным минералом с фазами пирротина и пентландита. Для халькопирита, наоборот, характерны бедные сростки с нерудными минералами. Показано, что главные минералы цветных металлов пентландит и халькопирит высвобождаются из сростков с породными минералами только в материале крупностью менее 25 мкм. Между количеством сростков минералов цветных металлов с породными в руде и потерями цветных и благородных металлов с флотационными хвостами наблюдается тесная прямая корреляционная связь с коэффициентом корреляции не менее 0,85. Максимальное концентрирование благородных и цветных металлов в малосульфидных рудах Кольского полуострова наблюдается в материале крупностью от 10 до 25 мкм.

Ключевые слова: малосульфидные платинометалльные руды; минералы платиновых металлов; сульфиды; нерудные минералы; цветные металлы; благородные металлы; сростки зерен.

Наиболее значимыми рудными узлами Кольской платинометалльной провинции являются Федорово-Панская расслоенная интрузия и Мончегорский плутон, в которых выявлены малосульфидные платинометалльные месторождения и рудопроявления. Федорово-Панский расслоенный интрузивный комплекс состоит из трех самостоятельных блоков: Федорова Тундра, Западно-Панский и Восточно-Панский. Платинометалльное оруденение интрузивов повсеместно пространственно и генетически связано с сульфидной медно-никелевой минерализацией [1–9].

Основными формами концентрации платиновых металлов в малосульфидных рудах являются их собственные минералы – висмутотеллуриды, арсениды и сульфиды палладия и платины, а также твердые растворы палладия в пентландите. Золото присутствует в виде золото-серебряных сплавов. Типичное положение относительно крупных зерен минералов платиновой группы (около 20 мкм) – на границе с сульфидом, в ореольной зоне тонкозернистых сульфидов и вторичных силикатов. В связи с тем, что зерна платиновых минералов, их сростки, а также золото часто находятся в краевой или внутренней частях сульфидных зерен

Марчевская Валентина Викторовна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт Кольского научного центра РАН. E-mail: vvm@goi.kolasc.net.ru

Мухина Татьяна Николаевна – кандидат технических наук, заведующая сектором. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт Кольского научного центра РАН. E-mail: muhina@goi.kolasc.net.ru

Хашковская Татьяна Николаевна – главный специалист. 195220, г. Санкт-Петербург, Гражданский просп., 11, ООО «Институт Гипроникель». E-mail: TNHas@nikel.spb.su

и агрегатов, изучено раскрытие основных сульфидных минералов малосульфидных руд [5–7, 10, 11].

Исследования распределения ценных металлов в малосульфидных рудах проведены на материале двух технологических проб № MS1 и № MS2, отобранных на месторождении Мончегорского плутона и месторождении Панского интрузива соответственно. Частные представительные пробы из дробленого материала технологических проб были измельчены в лабораторной мельнице и предварительно расклассифицированы на ситовом анализаторе «Ротап», а материал крупностью менее 45 мкм – на анализаторе гранулометрического состава Cyclosizer модели LF-II.

Таблица 1

Содержание цветных и благородных металлов в пробах

Проба	Ni, %	Cu, %	Pt, г/т	Pd, г/т	Au, г/т	ΣБМ, г/т
№ MS1	0,22	0,35	0,43	3,65	0,16	4,24
№ MS2	0,09	0,10	0,43	3,00	0,11	3,54

Главными рудообразующими сульфидами исследованных руд являются минералы цветных металлов пентландит и халькопирит (при преобладании второго), а также пирротин, слагающие не менее 95 % рудной минерализации. Поскольку пентландит – концентратор не только никеля, но и 30–50 % палладия от общего баланса этого металла в руде, он является наиболее важным сульфидным минералом.

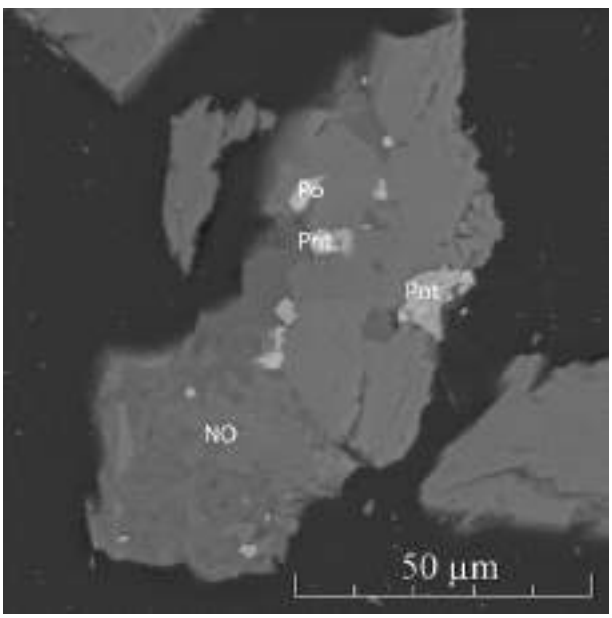


Рис. 1. Включения пирротина Po и пентландита Pnt в частице нерудного минерала NO пробы № MS2, класс крупности –71+45 мкм. Съемка в отраженных электронах

Из платиновых минералов в пробе № MS1 наиболее распространены арсениды палладия и платины: палладоарсенид, стиллуотерит, меньшиковит, сперрилит, висмутотеллуриды палладия котульскит и меренскиит; в значительно меньших количествах в руде присутствует сульфоарсенид платиновых металлов холлингвортит. В пробе № MS2 наиболее распространенными являются висмутотеллуриды и сульфиды палладия и платины: котульскит, меренскиит, мончеит, высоцкит,

брэггит; в подчиненном количестве присутствуют арсениды платины и палладия сперрилит и стиллуотерит. Золото в обеих пробах присутствует в виде золото-серебряных сплавов разнообразного состава. Содержание цветных и благородных металлов представлено в табл. 1.

Изучение раскрытия сульфидов в пробах проведено оптическим методом путем прямого подсчета зерен сульфидных минералов под микроскопом Leica. Подсчет проводился в искусственных препаратах – аншлифах – на основе эпоксидных смол, изготовленных из расклассифицированного материала проб № MS1 и № MS2.

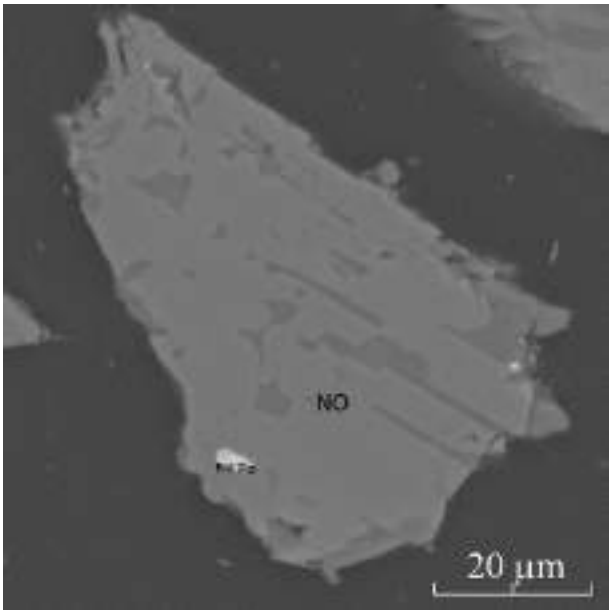


Рис. 2. Сросток пирротина Po и пентландита Pnt в частице нерудного минерала NO пробы № MS1, класс крупности –71+45 мкм. Съемка в отраженных электронах

Установлено, что для пентландита наиболее распространенными являются сростки с пирротином, а также трехфазные сростки, которые в большинстве сложены нерудным минералом с зерном пирротина, в котором присутствует фаза пентландита. Наиболее часто, особенно в пробе № MS2, пентландит представлен бедными сростками с пирротином с долей пентландита менее 10 % (рис. 1, 2). Мономинеральный пентландит в сростках с силикатами встречается редко.

Сростки халькопирита с нерудными минералами – наиболее часто встречающиеся, а трехфазные сростки, сложенные нерудными минералами с мелкими включениями пирротина и халькопирита, наблюдаются в небольшом количестве. В большинстве случаев халькопирит с нерудными минералами представлен также бедными сростками с долей халькопирита менее 20 % (рис. 3). Сростки с долей халькопирита 20–50 % встречаются значительно реже и только в пробе № MS1. В этой же пробе наблюдаются отдельные зерна халькопирита с включениями тонких фаз пентландита.

Бóльшая часть пирротина в обеих пробах находится в свободных зернах, небольшая часть – в сростках с пентландитом или входит в состав бедных сростков с нерудными минералами, которые представляют собой мелкие включения пирротина в нерудных минералах, а также в трехфазных сростках состава *пентландит+пирротин+нерудные минералы*. Присутствуют единичные сростки пирротина и халькопирита.

Доля свободного пентландита изменяется: в пробе № MS1 – от 3 % в классе +71 мкм до 56 % в тонких классах –25 мкм, в пробе № MS2 – от 17 до 78 % соответственно.

Трехфазные сростки с пентландитом в обеих пробах раскрываются эффективно, их количество – от 50–56 % в классе +71 мкм до 10–30 % в классе –45+25 мкм и менее 0,1 % в более мелком материале. Доля пентландита в сростках с пирротином меняется слабо: от 28–35 % в классе +71 мкм до 22–33 % в классе –25+10 мкм. Это свидетельствует о преимущественном высвобождении пентландита из нерудных минералов в материале крупностью менее 25 мкм и лишь частичном – из сростков с пирротином.

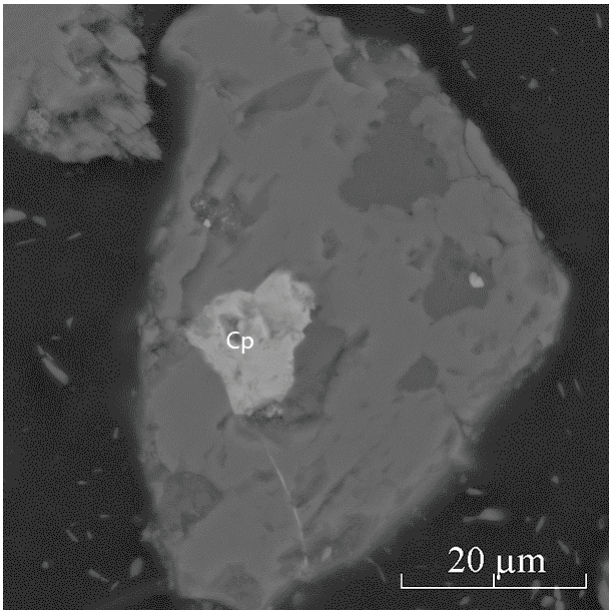


Рис. 3. Включение халькопирита Ср в частице нерудного минерала пробы № MS2, класс крупности –71+45 мкм. Съемка в отраженных электронах

Доля свободного халькопирита в пробах изменяется от 13–18 % в классе +71 мкм до 87–90 % в тонких классах –25 мкм.

Высвобождение халькопирита из срастаний с нерудными минералами происходит эффективно: от 66–73 % в классе +71 мкм до 10 % в тонких классах. Также эффективно раскрываются многофазные сростки: от 13–16 % в классе +71 мкм до 3–6 % в классе –45+25 мкм и менее 0,1 % в тонких классах –25 мкм.

Пирротин является хорошо раскрытым минералом, доля свободного пирротина в классе +71 мкм составляет 30 %, в классе –71+45 мкм достигает 53 %, в материале мельче 25 мкм он почти полностью высвобождается из трехфазных сростков и на 94–97 % из сростков с породными минералами.

Для сульфидной флотации важно высвобождение сульфидных минералов от породных. При разной степени измельчения малосульфидных руд увеличение тонины помола с 76,5 до 93,5 % класса –71 мкм приводит к суммарному уменьшению сростков пентландита (мономинеральных и трехфазных) с породными минералами с 25 до 19 % в руде пробы № MS2 месторождения Панского интрузива и с 22 до 14,5 % в руде пробы № MS1 Мончегорского плутона. При этом суммарное уменьшение сростков халькопирита с породными минералами составляет от 45 до 36 % в руде пробы № MS2 и от 36,5 до 29 % в руде пробы № MS1.

По результатам серии флотационных опытов на материале малосульфидных руд Панского интрузива с выделением чернового концентрата и отвальных хвостов при использовании традиционного реагентного режима с оптимизацией фронта флотации установлено, что между количеством сростков минералов цвет-

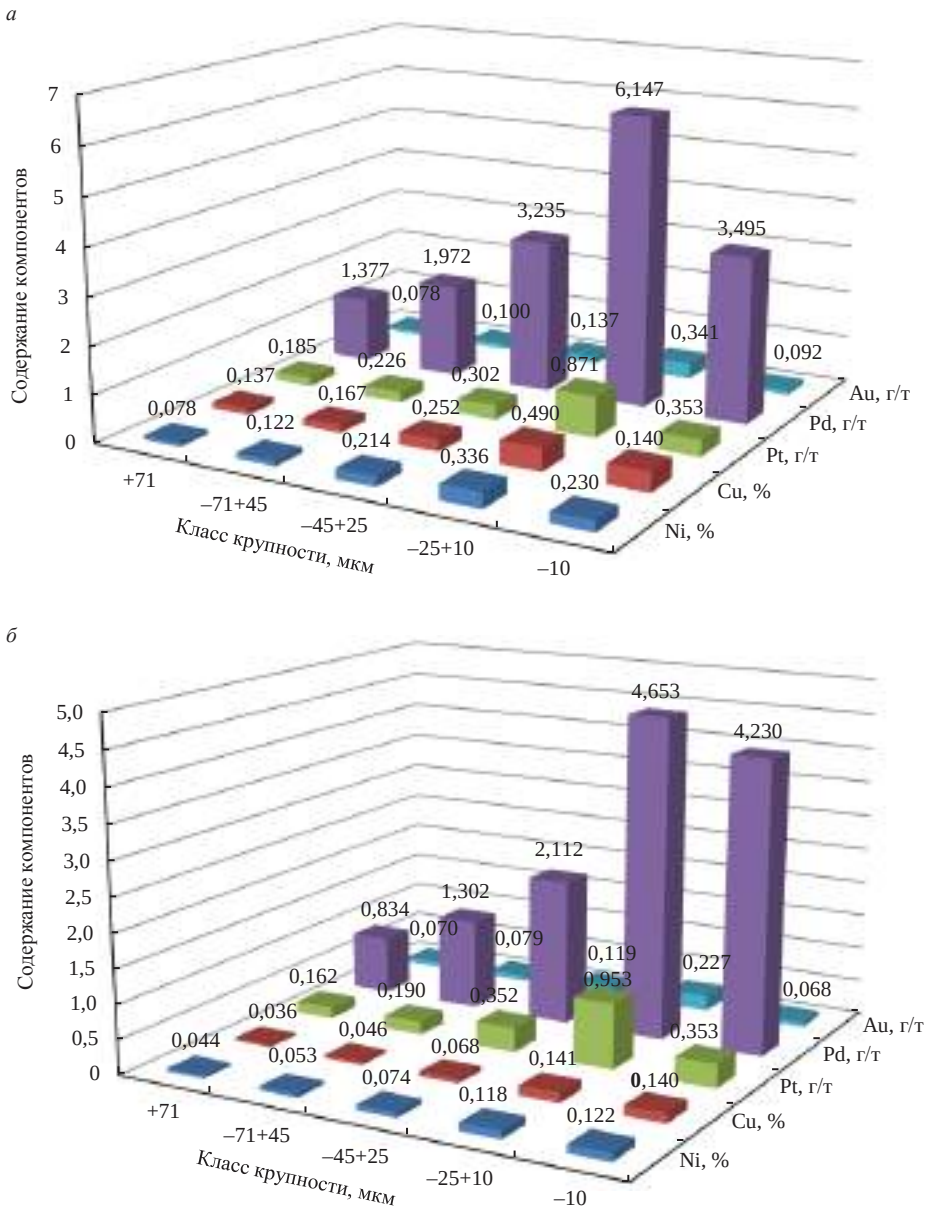


Рис. 4. Массовая доля цветных и благородных металлов в расклассифицированном материале малосульфидных руд крупностью менее 100 мкм:
а – руда пробы № MS1; *б* – руда пробы № MS2 с ультратонкозернистым пентландитом

ных металлов с породными и потерями цветных и благородных металлов с хвостами наблюдается тесная прямая корреляционная связь с коэффициентом корреляции не менее 0,85. Зависимость описывается полиномом второй степени. При отмеченном уменьшении сростков снижение потерь ценных компонентов с хвостами флотации составило: никеля – с 24,0 до 17,5 %; меди – с 15,0 до

9,0 %; платины – с 11,5 до 7,9 %; палладия – с 15,7 до 9,0 %; золота – с 33,4 до 19,0 %.

Результаты аналитических определений ценных металлов в расклассифицированном материале малосульфидных руд проб № MS1 и № MS2 представлены в табл. 2 и на рис. 4, из которых следует, что максимальное концентрирование минералов цветных и платиновых металлов происходит в материале крупностью от 10 до 25 мкм. При наличии в руде пробы № MS2 ультратонкозернистого пентландита при массовой доле никеля около 0,1 % в более мелком материале (менее 10 мкм) снижение содержания никеля не происходит, а палладия составляет менее 10 % при уменьшении массовой доли остальных благородных металлов на 60–70 отн. %. Это обусловлено тем, что пентландит является концентратором не только никеля, но и 30–50 % палладия в общем балансе этого металла.

Таблица 2

Массовая доля ценных металлов в материале малосульфидных руд крупностью менее 100 мкм

Класс крупности, мкм	Руда пробы № MS1					Руда пробы № MS2				
	Ni, %	Cu, %	Pt, г/т	Pd, г/т	Au, г/т	Ni, %	Cu, %	Pt, г/т	Pd, г/т	Au, г/т
+71	0,078	0,137	0,18	1,38	0,08	0,044	0,036	0,16	0,83	0,07
–71+45	0,122	0,167	0,23	1,97	0,10	0,053	0,046	0,19	1,30	0,08
–45+25	0,214	0,252	0,30	3,24	0,14	0,074	0,068	0,35	2,11	0,12
–25+10	0,336	0,490	0,87	6,15	0,34	0,118	0,141	0,95	4,65	0,23
–10	0,230	0,430	0,35	3,50	0,09	0,122	0,140	0,35	4,23	0,07

Полученные результаты минералого-технологических и аналитических исследований свидетельствуют о необходимости повышения доли материала –25+10 мкм в питании флотации малосульфидных руд.

Итак, показано, что главные минералы цветных металлов малосульфидных благороднометалльных руд пентландит и халькопирит высвобождаются из сростков с породными минералами только в материале крупностью менее 25 мкм. Между количеством сростков минералов цветных металлов с породными в руде и потерями цветных и благородных металлов с флотационными хвостами наблюдается тесная прямая корреляционная связь с коэффициентом корреляции не менее 0,85.

Впервые установлено, что максимальная концентрация благородных и цветных металлов в малосульфидных рудах Кольского полуострова наблюдается в материале крупностью от 10 до 25 мкм. В случае наличия в руде крайне тонкозернистого пентландита при массовой доле никеля не выше 0,1 % в более мелком материале снижение содержания никеля не происходит, а палладия составляет менее 10 отн. % при уменьшении массовой доли остальных благородных металлов на 60–70 отн. %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Додин Д. А. Минерально-сырьевые ресурсы Арктики. М.: Геоинформмарк, 2005. 176 с.

2. Додин Д. А. Устойчивое развитие Арктики. Проблемы и перспективы. Спб: Наука, 2005. 279 с.

3. Митрофанов Ф. П., Баянова Т. Б., Корчагин А. У., Грошев Н. Ю., Малич К. Н., Жиров Д. В., Митрофанов А. Ф. Восточно-Скандинавская и Норильская плюмовые базитовые обширные изверженные провинции Pt-Pd руд: геологическое и металлогеническое сопоставление // Геология рудных месторождений. 2013. Т. 55, № 5. С. 357–373.

4. Кольская платиноносная провинция / Ф. П. Митрофанов [и др.] // Платина России. Проблемы развития минерально-сырьевой базы платиновых металлов: сб. науч. трудов. М.: Геоинформмарк, 1994. С. 66–77.

5. Особенности геологического строения Федорово-Панского расслоенного массива и проявления платиновых металлов в его восточной части / А. У. Корчагин [и др.] // Платина России. Про-

блемы развития, оценки, воспроизводства и комплексного использования минерально-сырьевой базы платиновых металлов: сб. науч. трудов. М.: Геоинформмарк, 2004. С. 143–152.

6. Субботин В. В., Корчагин А. У., Савченко Е. Э. Платинометалльная минерализация Федорово-Панского рудного узла: типы оруденения, минеральный состав, особенности генезиса // Вестник КНЦ. 2012. № 1. С. 55–66.

7. Гроховская Т. Л., Бакаев В. Ф., Шелепина Е. П., Лапина М. И., Лапутина И. П., Муравицкая Г. Н. Платинометалльная минерализация в габброноритах массива Вуручуайвенч, Мончегорский плутон (Кольский полуостров, Россия) // Геология рудных месторождений. 2000. Т. 42, № 2. С. 147–161.

8. Иванченко В. Н., Давыдов П. С. Основные черты геологического строения месторождений и проявлений МПГ южной части Мончегорского рудного района // Стратегические минеральные ресурсы Лапландии – основа устойчивого развития Севера: сб. матер. Апатиты: КНЦ РАН, 2009. С. 70–78.

9. Припачкин П. В., Рундквист Т. В. Геологическое строение и платиноносность восточной части Сопчинского пласта «330» (Мончегорский плутон, Кольский полуостров) // Руды и металлы. 2007. № 1. С. 44–50.

10. Балабонин Н. Л., Субботин В. В., Скиба В. И., Войтеховский Ю. Л., Савченко Е. Э., Пахомовский Я. А. Формы нахождения и баланс благородных металлов в рудах Федорово-Панской интрузии (Кольский полуостров) // Обогащение руд. 1998. № 6. С. 24–30.

11. Минеральный состав оруденения нового платинометалльного месторождения Сев. Каменник, Зап.-Панский массив, Кольский п-ов / В. В. Субботин и др. // Геология и стратегические полезные ископаемые Кольского региона: тр. XII Всерос. Ферсмановской науч. сессии (6–7 апреля 2015 г.) / Апатиты, 2015. С. 176–180.

Поступила в редакцию 25 июля 2017 года

THE VALUABLE METALS DISTRIBUTION IN GRINDED LOW-SULFIDE PLATINUM-METAL ORES FROM THE KOLA PENINSULA

Marchevskaia V. V., Mukhina T. N. – Mining Institute of the Kola Science Centre of RAS, Apatity, the Russian Federation. E-mail: vvm@goi.kolasc.net.ru

Khashkovskaia T. N. – Gipronickel Institute, St. Petersburg, the Russian Federation. E-mail: TNHas@nikel.spb.su

Platinum-metal mineralization of the Kola Peninsula intrusions is universally associated with sulfide copper-nickel mineralization, and platinum mineral grains and their aggregates are often found in the edge or internal parts of sulfides. The article presents the results of the liberation of the main sulfide minerals of low-sulfide platinum-metal ores studying on the material of two samples taken from the Monchegorsk pluton and the Pansky intrusion, and its effect on the processing indexes. For pentlandite, the most common are the poor aggregates with pyrrhotine, as well as three-phase aggregates composed of non-metallic mineral with pyrrhotine and pentlandite phases. For chalcopyrite, on the contrary, poor aggregates with nonmetallic minerals are typical. It is shown that the main minerals of non-ferrous metals – pentlandite and chalcopyrite – are liberated from aggregates with rock minerals only in a material smaller than 25 μm. Between the number of aggregates of non-ferrous metals with rock aggregates in ore and losses in non-ferrous and noble metals with flotation tails, there is a close direct correlation with a correlation coefficient of at least 0.85. The maximum concentration of noble and non-ferrous metals in the Kola Peninsula low-sulfide ores is observed in a material with a particle size of 10 to 25 μm.

Key words: low-sulfide platinum-metal ores; platinum-metal minerals; sulfides; rock minerals; non-ferrous metals; noble metals; grains aggregates.

REFERENCES

1. Dodin D. A. *Mineral'no-syr'evye resursy Arktiki* [Mineral raw materials resources of the Arctic]. Moscow, Geoinformmark Publ., 2005. 176 p.

2. Dodin D. A. *Ustoichivoe razvitie Arktiki. Problemy i perspektivy* [Sustainable development of the Arctic. Problems and prospects]. St. Petersburg, Nauka Publ., 2005. 279 p.

3. Mitrofanov F. P., Baianova T. B., Korchagin A. U., Groshev N. Yu., Malich K. N., Zhirov D. V., Mitrofanov A. F. [East Scandinavian and Norilsk plume basic vast eruptive provinces of Pt-Pd ores: geological and metallogenic comparison]. *Geologiia rudnykh mestorozhdenii – Geology of Ore Deposits*, 2013, vol. 55, no. 5, pp. 357–373. (In Russ.)

4. Mitrofanov F. P., and others. [Kola platinum-bearing province]. *Platina Rossii. Problemy razvitiia mineral'no-syr'evoi bazy platinovykh metallov: sb. nauch. trudov* [Proc. "Russia platinum. Problems of platinum metals mineral raw materials base development"]. Moscow, Geoinformmark Publ., 1994, pp. 66–77. (In Russ.)

5. Korchagin A. U., and others. [Specificities of the Fedorovo-Pansky layered intrusion and platinum metals prospect in its East part]. *Platina Rossii. Problemy razvitiia, otsenki, vosproizvodstva i kompleksnogo ispol'zovaniia mineral'no-syr'evoi bazy platinovykh metallov: sb. nauch. trudov* [Proc. "Russia platinum. Problems of development, estimation, reproduction and complex use"]. Moscow, Geoinformmark Publ., 2004, pp. 143–152. (In Russ.)

6. Subbotin V. V., Korchagin A. U., Savchenko E. E. [Platinum-metal mineralization of the Fedorovo-Pansky ore node: types of mineralization, mineral composition, genesis features]. *Vestnik KNC – KSC Herald*, 2012, no.1, pp. 55–66. (In Russ.)

7. Grohovskaya T. L., Bakaev V. F., Shelepina E. P., Lapina M. I., Laputina I. P., Muravitskaia G. N. [Platinum-metal mineralization in gabbronorites of the Vuruchuaivench intrusion, Monchegorsk pluton (Kola Peninsula, Russia)]. *Geologiia rudnykh mestorozhdenii – Geology of Ore Deposits*, 2000, vol. 42, no. 2, pp. 147–161. (In Russ.)

8. Ivanchenko V. N., Davydov P. S. [General features of PGM deposits and prospects geological structure in the southern part of the Monchegorsk mineral area]. *Strategicheskie mineral'nye resursy Laplandii – osnova ustoichivogo razvitiia Severa: sb. mater.* [Proc. "Strategic mineral resources of Lapland – base for the sustainable development of the North"]. Apatity, KSC RAS Publ., 2009, pp. 70–78. (In Russ.)
9. Pripachkin P. V., Rundkvist T. V. [Geological structure and platinum-bearing in the eastern part of the Sopchinsky layer "330" (Monchegorsk pluton, the Kola Peninsula)]. *Rudy i metally – Ores and Metals,* 2007, no.1, pp. 44–50. (In Russ.)
10. Balabonin N. L., Subbotin V. V., Skiba V. I., Voitekhovskii Yu. L., Savchenko E. E., Pakhomovskii Ya. A. [Forms of occurrence and balance of precious metals in the Fedorovo-Pansky intrusion ores (the Kola Peninsula)]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 1998, no. 6, pp. 24–30. (In Russ.)
11. Subbotin V. V., and others [Mineral composition of the new platinum-metal deposit N. Kamennik mineralization, the West-Pana block, the Kola Peninsula]. *Geologiia i strategicheskie poleznye iskopaemye Kol'skogo regiona: tr. XII Vseros. Fersmanovskoi nauch. sessii (6–7 aprelia 2015 g.)* [Proc. 12th All-Russian Phersman scientific conference "Geology and strategic minerals" (6th–7th April, 2015)]. Apatity, 2015, pp.176–180. (In Russ.)

К ЮБИЛЕЮ МИХАИЛА ВИКТОРОВИЧА КОРНИЛКОВА

Михаил Викторович Корнилков – горный инженер-шахтостроитель, доктор технических наук, профессор, действительный член Академии горных наук. Награжден золотым знаком «Горняк России», знаком «Шахтерская слава», почетный работник высшего профессионального образования Российской Федерации.

Родился М. В. Корнилков 23 января 1958 года в г. Свердловске. Вся его жизнь связана с Уральским государственным горным университетом (УГГУ), последовательно менявшим свое название от Свердловского горного института им. В. В. Вахрушева до Уральского горного института и Уральской горно-геологической академии. Свое детство он провел в коммунальном жилье Свердловского горного института, где имел комнату его отец Корнилков Виктор Николаевич, будущий доктор технических наук, заведующий кафедрой разработки пластовых месторождений. Династию продолжил и старший брат Михаила Викторовича – Корнилков Сергей Викторович, ныне директор Института горного дела УрО РАН.

В 1974 году Михаил Викторович поступил в Свердловский горный институт на кафедру шахтного строительства и закончил его с отличием в 1979 году по специальности «Строительство подземных сооружений и шахт». В этот же год был принят на должность младшего научного сотрудника на кафедру шахтного строительства. Последовательно пройдя путь от аспиранта и ассистента (1984–1988) до доцента кафедры (1988–1998), заместителя декана горного факультета, заведующего кафедрой (с 1996 года), директора Института дополнительного профессионального образования (2002–2007), проректора по научной работе УГГУ (2007–2008), М. В. Корнилков в настоящее время руководит кафедрой шахтного строительства и является главным редактором издания «Известия вузов. Горный журнал».

В 1987 году М. В. Корнилков защитил кандидатскую диссертацию на тему «Разработка способов крепления горизонтальных выработок при нисходящей слоевой выемке с твердеющей закладкой», в 1999 году – докторскую на тему «Управление напряженно-деформированным состоянием рамных крепей». Михаил Викторович Корнилков является видным ученым в области шахтного и подземного строительства, под его руководством подготовлено и защищено 6 кандидатских диссертаций, опубликовано более 300 научных и учебно-методических работ. Являясь председателем Уральского отделения «Тоннельной ассоциации России», М. В. Корнилков организует международные научные конференции «Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных соору-

жений». Его успешная научная деятельность имеет и реальные практические результаты. В 2004 году при университете организован «Уральский центр диагностики строительных конструкций», которым М. В. Корнилков руководит по настоящее время.

Сотрудники кафедры шахтного строительства и редакция «Известия вузов. Горный журнал» ценят в Михаиле Викторовиче высокий интеллект и профессионализм, доброжелательность и готовность всегда помочь в неизбежно возникающих проблемах научного, практического и организационного характера.

Поздравляем с Юбилеем!

Желаем дорогому Михаилу Викторовичу долгих лет творческой активности, здоровья и успехов в его многогранной деятельности!

Кафедра шахтного строительства УГГУ
Редакция «Известия вузов. Горный журнал»

Р е д а к ц и я
Главный редактор М. В. Корнилков
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 05.03.2018. Дата выхода в свет 20.03.2018
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
11,0 усл. печ. л., 10,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6310
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://mj.ursmu.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, № 2, 2018.