

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

5
2018



УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛПЕВ 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

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

ЦЫПИН Евгений Федорович — главный редактор

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

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. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 5, 2018

12+

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

- Рыльникова М. В., Федотенко В. С., Есина Е. Н.* Совершенствование нормативно-правовой базы обеспечения экологической и промышленной безопасности горных работ как основа внедрения инновационных геотехнологий 4
- Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М.* Обоснование оптимальной производственной мощности глубоких кимберлитовых карьеров..... 14
- Кузнецов П. Ю., Гриб Н. Н.* Оценка неоднородности и пространственной изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород на основе величины относительной энтропии..... 22

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

- Харисов Т. Ф., Харисова О. Д., Ефремов Е. Ю., Коновалова Ю. П.* Исследование устойчивости бортов и уступов карьера Кiemбаевского месторождения 30
- Бяков Н. С., Корнилков М. В., Карякин А. Л., Раевская Л. Т.* Исследование напряженно-деформированного состояния и оптимизация железобетонной блочной крепи подземного сооружения 40

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

- Тагильцев С. Н., Тагильцев В. С.* Особенности проведения и интерпретации фильтрационных опробований при гидрогеологических исследованиях на месторождениях твердых полезных ископаемых..... 49
- Ратушняк А. Н., Байдинов С. В., Теплухин В. К.* Импульсный индукционный каротаж из обсаженных скважин..... 55

ГЕОИНФОРМАТИКА

- Шарафеева Ю. А., Степачева А. В.* Вариограммный анализ пространственной изменчивости содержания оксида фосфора (V) на примере месторождения Апатитовый цирк 64
- Барулин А. И.* Аналитический способ оценки устойчивости открытых горных выработок методом многоугольника сил..... 71

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Козин В. З., Комлев А. С., Волков П. С., Ступакова Е. В.* Определение случайных погрешностей подготовки и анализа проб руды и продуктов обогащения..... 82

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

- Алексеенко В. Б.* Критерий эффективности реализации функционала линейных инженерно-технических работников..... 87

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

<i>Юдин А. В., Шестаков В. С., Абдулкаримов М. К.</i> Численный анализ колебаний двухмассовой консервативной системы вибрационного грохота для трудногрохотимой горной массы	93
<i>Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П.</i> Исследование, динамический расчет и совершенствование малогабаритного вибрационного питателя для подземных горных работ	102
<i>Таугер В. М., Казаков Ю. М., Волков Е. Б., Леонтьев А. А.</i> Способ управления движением сосуда в системе рудничного пневмоподъема.....	111

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

<i>Гончаров С. А.</i> Что должен знать и уметь горный инженер по специальности «Физические процессы горного производства».....	117
<i>Кардапольцева В. Н.</i> Художественная составляющая в образовательной парадигме	124

ИНФОРМАЦИЯ. ХРОНИКА. РЕЦЕНЗИИ

<i>К юбилею Климента Николаевича Трубецкого</i>	129
---	-----

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

<i>Ryl'nikova M. V., Fedotenko V. S., Esina E. N.</i> Improving the normative legal framework for ensuring environmental and industrial safety of mining – the basis of introduction of innovative geotechnologies.....	4
<i>Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M.</i> Substantiation of optimum production capacity of deep kimberlite pipes.....	14
<i>Kuznetsov P. Iu., Grib N. N.</i> Assessment of heterogeneity and spatial variability of physical-mechanical properties of coal-bearing strata on the basis of relative entropy value.....	22

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

<i>Kharisov T. F., Kharisova O. D., Efremov E. Iu., Konovalova Iu. P.</i> Research of stability of edges and benches of the Kiyembayevsky field open-pit.....	30
<i>Biakov N. S., Kornilkov M. V., Kariakin A. L., Raevskaia L. T.</i> Investigation of stress-strained state and optimization of reinforced concrete block support of an underground structure.....	40

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

<i>Tagil'tsev S. N., Tagil'tsev V. S.</i> Features of performing and interpreting filtration samplings during hydrogeological investigations at solid mineral deposits.....	49
<i>Ratushniak A. N., Baidikov S. V., Teplukhin V. K.</i> Pulse inductive electro-magnetic logging in cased wells.....	55

GEOINFORMATICS

<i>Sharafeeva Iu. A., Stepacheva A. V.</i> Variogram analysis of phosphorus pentoxide content spatial variability by the example of the Apatite tsyrk deposit.....	64
<i>Barulin A. I.</i> Analytical method of estimating the stability of mining workings with the polygon of forces method	71

MINERAL PROCESSING

<i>Kozin V. Z., Komlev A. S., Volkov P. S., Stupakova E. V.</i> Defining random errors of ore and concentrates samples preparation and analysis.....	82
--	----

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

<i>Alekseenko V. B.</i> Effectiveness criterion for the implementation of operating engineering and technical personnel job description.....	87
--	----

MINING MACHINERY AND TRANSPORT

<i>Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K.</i> Numerical analysis of two-masses conservative system oscillations of vibrating screen for the rock mass difficult to screen.....	93
<i>Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P.</i> Research, dynamic calculation and improvement of a small-sized vibrating feeder for underground mining operations	102
<i>Tauger V. M., Kazakov Iu. M., Volkov E. B., Leont'ev A. A.</i> A method of controlling motion of a vessel in the system of a mining pneumatic winding plant.....	111

MINING HIGHER EDUCATION

<i>Goncharov S. A.</i> What should a mining engineer with a degree in “Physical processes of mining” know and be able to do.....	117
<i>Kardapol'tseva V. N.</i> Artistic component of educational paradigm	124

INFORMATION. CHRONICLES. REVIEWS

<i>To the anniversary of Trubetskoi Kliment Nikolaevich.....</i>	129
--	-----

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

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

УДК 622.271; 622.8

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-5-4-13

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НОРМАТИВНО-ПРАВОВОЙ БАЗЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ КАК ОСНОВА ВНЕДРЕНИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

РЫЛЬНИКОВА М. В., ФЕДОТЕНКО В. С., ЕСИНА Е. Н.

Увеличение экологической нагрузки на окружающую среду при разработке месторождений полезных ископаемых, ужесточение экологических платежей и требований к промышленной безопасности обуславливает необходимость совершенствования нормативной базы горных работ, регламентирующей безопасное и эффективное освоение недр, в том числе с применением инновационных геотехнологий. Действующие нормативные требования экологической и промышленной безопасности при ведении горных работ, разработанные преимущественно в прошлом веке, сдерживают вовлечение в эксплуатацию запасов полезных ископаемых, расположенных в особо сложных горнотехнических, геомеханических и природно-климатических условиях, и препятствуют внедрению новых технологических решений, применение которых нормативными документами не регламентировано. Так, действующая в настоящее время нормативная документация, регламентирующая порядок расчетов устойчивости бортов и уступов рудных карьеров при их постановке на предельный контур, была выпущена несколько десятилетий назад. За последние десятилетия в открытых горных работах существенно изменилась горнотехническая и геомеханическая ситуация, появилось множество новых программных комплексов и компьютерных разработок, принципиально изменились возможности экспериментальных методов сбора исходных данных, их обработки, обоснования допустимых параметров бортов карьеров, разработанные методы оценки рисков стали более совершенными. По этой причине ИПКОН РАН при поддержке Ростехнадзора принял на себя роль инициатора проекта разработки Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов», способствующих повышению экономической эффективности и безопасности разработки месторождений открытым способом, а также обеспечению конкурентоспособности российских предприятий на мировом уровне. Эта первая инициатива станет основой для дальнейшего совершенствования нормативно-методической и законодательной базы в области проектирования, строительства и эксплуатации месторождений полезных ископаемых. Подобные исследования по согласованию с Ростехнадзором будут продолжаться и в других направлениях.

Ключевые слова: инновационные геотехнологии; экологическая безопасность; промышленная безопасность; нормативная база; устойчивость; стабильность; эффективность; среда обитания человека.

Введение. Изменение геологических и горнотехнических условий освоения обрабатываемых и перспективных месторождений, возрастающие потребности в

Рыльникова Марина Владимировна – доктор технических наук, профессор, заведующая отделом теории проектирования освоения недр. 111020, г. Москва, Крюковский туп., 4, Институт проблем комплексного освоения недр РАН. E-mail: rylnikova@mail.ru

Федотенко Виктор Сергеевич – кандидат технических наук, докторант. 111020, г. Москва, Крюковский туп., 4, Институт проблем комплексного освоения недр РАН.

Есина Екатерина Николаевна – кандидат технических наук, доцент, старший научный сотрудник. 111020, г. Москва, Крюковский туп., 4, Институт проблем комплексного освоения недр РАН.

минеральном рудном сырье и топливе вызывают необходимость совершенствования действующих норм и правил в области экологически сбалансированного и промышленно безопасного освоения недр с учетом перспектив внедрения инновационных геотехнологий для повышения эффективности горного производства, снижения экологической нагрузки на окружающую среду. Одним из препятствий на пути внедрения новых, в том числе роботизированных геотехнологий, является несовершенство действующих в России норм технологического проектирования и нормативных требований к промышленной и экологической безопасности горных работ, разработанных в начале второй половины прошлого столетия и не соответствующих возможностям современной техники, инновационного технологического развития и потребностям мирового рынка.

Основные направления совершенствования открытой геотехнологии. В условиях освоения запасов глубоких горизонтов карьеров приоритетным направлением обеспечения экологической и промышленной безопасности и повышения эффективности открытых горных работ является развитие роботизированных геотехнологий, исключающих непосредственное присутствие рабочих в опасной зоне ведения горных работ [1, 2]. Использование, например, беспилотного автосамосвала, работающего в автономном режиме, способно существенно расширить область эффективного применения открытых горных работ с принципиальным изменением сопутствующей инфраструктуры карьера.

Использование автономного автосамосвала способно сократить или полностью исключить влияние человеческого фактора на выполнение операционных процессов. При этом повышаются интеллектуальные функции технических специалистов и руководителей горного производства, качественно изменяются значения главных параметров карьера, отдельных конструктивных элементов системы разработки и, прежде всего, могут быть увеличены высота и угол откоса рабочих уступов, а также уклоны транспортных берм, что дает существенное повышение экономической и экологической эффективности открытых горных работ [3, 4].

Использование роботизированного горнотранспортного оборудования обеспечивает возможность более полной отработки запасов, ранее не входящих в границы проектного контура карьера. При обосновании нового проектного контура ширина рабочей площадки определяется исключительно техническими возможностями и параметрами применяемого оборудования ввиду отсутствия персонала непосредственно в забое. Поскольку оборудование снабжено соответствующими датчиками, контролирующими пространственное положение рабочих органов и самой техники, требования к обеспечению минимальной ширины рабочей площадки должны определяться из минимальных габаритов и технических зазоров, обеспечивающих безопасную работу технологического оборудования [5].

Важно отметить, что при этом изменяются проектные требования к дорогам карьера, включая обеспечение соответствующего качества дорожного покрытия. При использовании роботизированных транспортных технологий наличие неровностей автодороги, резких поворотов и других отклонений показателей качества карьерных дорог от нормативных значений могут привести к изменению траектории движения транспорта, что, в конечном счете, отразится на безопасности работы карьера. Основными критериями оценки качества дорожного покрытия являются: прочность, ровность, твердость, обеспечение требуемого сцепления колес с покрытием дороги.

С учетом указанных факторов особого внимания требует решение вопросов обеспечения безопасности горных работ в переходный период внедрения на руд-

нике интеллектуальной техники в комплексе с традиционно применяемой механизированной техникой, управляемой оператором.

При этом выполненными исследованиями ИПКОН РАН совместно с компанией «ВИСТ Групп» доказано, что использование интеллектуальной техники позволяет обеспечить значительное уменьшение ширины рабочей площадки и за счет этого увеличение глубины карьера при доработке запасов, расположенных ниже его проектного контура [3–5]. При использовании интеллектуальной техники, вследствие отсутствия персонала в забое, имеется возможность минимизировать значения отдельных конструктивных параметров, в ряде случаев вовсе исключить определенные элементы из конструкции карьера как горнотехнического сооружения. Все это способно обеспечить рост эффективности и увеличение глубины открытых горных работ, снизить коэффициент вскрыши и, как следствие, способствовать снижению экологической нагрузки на окружающую среду.

Внедрение роботизированных геотехнологий требует разработки обоснования безопасности совместного использования на действующих карьерах в переходный период интеллектуальной и механизированной техники [5], что не регламентировано действующими нормативными документами (*Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»*. Утв. Приказом Ростехнадзора № 599 от 11.12.2013 г., зарег. Минюстом России 02.07.2014 г.; *Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Общие требования к обоснованию безопасности опасного производственного объекта»*. Утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору № 306 от 15.07.2013 г., зарег. Минюстом России от 20.08.2013 г.). Для разработки новых требований промышленной безопасности требуется проведение соответствующих фундаментальных исследований, направленных на обоснование параметров роботизированных геотехнологий. В ходе развития этого направления для проектирования и совершенствования процессов добычи и переработки минерального сырья в Лаборатории экологически сбалансированного освоения недр ИПКОН РАН (Лаборатории ЭКОН [6, 7]) проводятся исследования, направленные на обоснование параметров горнотехнических систем, в которых исключено и/или минимизировано присутствие человека в опасных зонах ведения горных работ: подготовительно-нарезных и очистных забоях, зонах интенсивного деформирования массива, в том числе с динамическими проявлениями горного давления, в зонах с повышенным радиоактивным фоном, с неблагоприятными условиями окружающей среды, с повышенной загазованностью, с низким содержанием кислорода или низким атмосферным давлением. Эта идея разрабатывается давно, но настоящая ее реализация только начинается. Во-первых, внедрение роботизированной геотехнологии требует согласования и оптимизации параметров горнотехнических систем и работы всего горнотранспортного оборудования, функционирующего без участия человека в операционных процессах. Это позволяет эксплуатировать буровое, зарядное, выемочное и транспортное оборудование в оптимальных, с точки зрения энергоэффективности, режимах, что приводит к значительному снижению расхода топлива и прочих затрат. Кроме того, благодаря наличию контрольно-измерительной аппаратуры и датчиков, отслеживающих положение, навигационного позиционирования как самих мобильных объектов, так и их рабочих органов в процессах бурения, погрузки и разгрузки, движения транспортных средств достигается сокращение объемов вскрышных работ, обеспечивается оптимальный режим погрузки-разгрузки транспортных средств, что способствует снижению пыления и обеспечивает возможность на принципиально ином качественном уровне управлять фор-

мированием потоков минерального сырья. Это способствует повышению показателей эффективности процессов освоения недр, достижению промышленной и экологической безопасности горных работ.

Также одним из перспективных направлений повышения эффективности открытых горных работ является обработка наклонных и крутопадающих месторождений руд и угля с применением высоких вскрышных уступов. Под высокими понимаются уступы, параметры которых превышают возможности погрузочно-доставочной техники, имеющие единую плоскость откоса, подготавливаемые взрыванием скважин на всю высоту и извлекаемые отдельными слоями – подступами. Высота подступа определяется техническими возможностями применяемого выемочно-погрузочного оборудования.

Увеличение высоты вскрышного уступа обеспечивает совершенствование логистической схемы рудника и позволяет уменьшить общее количество горно-транспортных средств на карьере, при этом сокращается время на перегон машин и оборудования, уменьшается количество рабочих площадок, снижается протяженность транспортных путей, количество перегрузочных пунктов, увеличивается эффективная глубина открытых горных работ. Все это также снижает негативное воздействие на окружающую среду.

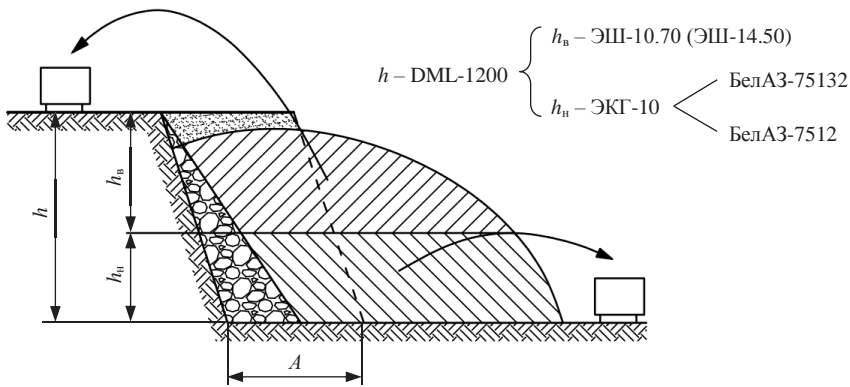


Рис. 1. Схема разработки высокого вскрышного уступа в два слоя: при использовании экскаватора ЭШ-10.70 (ЭШ-14.50) для отработки верхнего подступа, экскаватора ЭКГ-10 для отработки нижнего подступа:

h_v и h_n — высота верхнего и нижнего слоя соответственно, м; A — высота буровзрывной заходки, м

Обосновано, что высокий вскрышной уступ целесообразно обрабатывать в два слоя [8]. В результате оценки эффективности различных вариантов разработки высокого вскрышного уступа установлено, что предпочтительной является схема отработки высокого вскрышного уступа с использованием комплекта выемочно-погрузочных машин в составе экскаватора нижнего черпания (типа драглайн), устанавливаемого на верхней площадке уступа и осуществляющего отработку верхнего слоя с погрузкой на уровне своего расположения, и прямой механической лопаты, ведущей отработку нижнего слоя с погрузкой горной массы на нижний транспортный горизонт (рис. 1) [8].

Доказано, что наибольшее приращение осваиваемых запасов за счет увеличения глубины карьера достигается при переходе на отработку высокими вскрышными уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши – в период максимального развития горных работ. Согласно принципу академика В. В. Ржевского определения конечной глубины открытых горных работ по равенству граничного и текущего коэффициентов вскрыши, бортам карье-

ра придают углы откоса, равные углам откоса рабочих бортов, а затем расширяют карьер до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши не достигнет величины граничного, т. е. до момента максимального развития горных работ. Дальнейшее развитие горных работ при сохранении угла откоса рабочего борта на базовом проектном уровне экономически нецелесообразно. При этом объем вскрыши, отработываемой в более поздний период, сводится к минимуму.

Очевидно, что появление описанных и иных инновационных геотехнологий, специфики технологических процессов, в том числе новых горнотранспортных средств, исключают необходимость присутствия оператора в тяжелых условиях рабочей зоны карьера, изменяет требования к уровню риска, вызывает необходимость совершенствования нормативно-методической базы, регламентирующей эффективное и безопасное освоение месторождений полезных ископаемых.

Совершенствование нормативной базы. ИПКОН РАН исторически является организатором и разработчиком нормативно-правовых актов в сфере недропользования. При участии его сотрудников разработаны документы, регламентирующие безопасное ведение горных работ как при разработке месторождений твердых полезных ископаемых (*Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях / ПБ 07-269-98; Методические указания по определению параметров опасных зон на горных предприятиях АК «АЛРОСА». М.: ИПКОН РАН, 2007; Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых / РД 06-174-97*), так и при строительстве тоннелей и подземных сооружений (*Инструкция по производству геодезическо-маркишейдерских работ при строительстве коммунальных тоннелей и инженерных коммуникаций подземным способом / РД 07-226-98; Методическое руководство по комплексному горно-экологическому мониторингу при строительстве и эксплуатации транспортных тоннелей / ТА России, ОАО НИПИИ «Ленметрогипротранс». СПб., 2009*).

Повышение требований к проектированию и эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых, в частности к промышленной и экологической безопасности, вызывает необходимость дальнейшего совершенствования нормативной базы, регламентирующей безопасное и эффективное освоение недр.

Так, действующая в настоящее время нормативная документация, регламентирующая порядок расчетов устойчивости бортов и уступов рудных карьеров при их постановке на предельный контур, была выпущена преимущественно около полувека назад. При этом статус действующего документа имеют только «Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» (1998 г.), за пределами угольной промышленности их статус законодательно не определен.

За последние десятилетия в сфере развития открытых горных работ существенно изменились подходы к оценке горнотехнической и геомеханической ситуации, появилось множество новых программных комплексов и компьютерных разработок, принципиально изменились возможности экспериментальных методов сбора исходных данных, их обработки, обоснования допустимых параметров бортов карьеров, методы оценки рисков стали более совершенными [9–11]. Все чаще возникает необходимость выполнения проектов, удовлетворяющих международным стандартам. Несовершенство, а в ряде случаев – отсутствие действующей нормативной базы создает неоправданные сложности при разработке проектной документации на отработку месторождений и проведении ее государственной экспертизы.

Рядом горнодобывающих компаний, проектных и научных организаций и представителями Ростехнадзора признано, что на сегодняшний день назрела объ-

активная необходимость разработки нового нормативного документа по геомеханическому обоснованию и обеспечению устойчивости бортов и уступов карьеров, в котором не только будет в полном объеме использован накопленный российский и зарубежный опыт такого обоснования, расширен узаконенный аппарат расчетных методов, но и будут определены методические подходы, облегчающие взаимодействие недропользователей, производственных, научных работников, проектировщиков и экспертов.

В связи с этим разработка Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов» (ФНП), способствующих повышению экономической эффективности и безопасности разработки месторождений открытым способом, а также конкурентоспособности российских предприятий на мировом уровне, в современных условиях является весьма актуальной [12].

Необходимость разработки ФНП предопределяют следующие факторы:

- появление качественно новых методов инженерно-геологической оценки массива горных пород;
- необходимость учета при оценке устойчивости глубоких карьеров действующих тектонических напряжений и объемных сил, вызванных кривизной откосов в плане;
- расширение области применения комбинированной разработки месторождений;
- появление новых вычислительных средств и методов расчета устойчивости бортов;
- снятие жестких ограничений по высоте уступов и ширине предохранительных берм при постановке уступов в предельное положение, что позволяет увеличить углы погашения бортов;
- появление новых открытых геотехнологий и новых горнотранспортных средств, исключающих необходимость присутствия оператора в рабочей зоне карьера и изменяющих требования к уровню риска;
- появление новых методов мониторинга и управления состоянием массива;
- существенное различие отечественных и мировых норм проектного обоснования устойчивости откосов;
- более высокая зависимость экономических показателей деятельности горных предприятий от угла устойчивости откосов и коэффициента вскрыши при больших масштабах производства;
- требования Главгосэкспертизы к принятию проектных решений в соответствии с действующими в стране законодательными актами.

Решением Ростехнадзора подготовка ФНП поручена Институту проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. При этом очевидно, что разработка такого крупного и значимого нормативно-методического документа может быть выполнена лишь при условии объединения всех специалистов в этой области с координацией их усилий. Для подготовки ФНП организован мегапроект «Обеспечение устойчивости откосов при открытых горных работах». Основной целью этого проекта является разработка нормативно-правовой документации, закрепляющей регламентированные в установленном порядке правила по обеспечению устойчивости откосов бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов, учитывающие накопленный опыт и достижения горной науки, ориентированные на возможность применения развивающихся инновационных геотехнологий.

В задачи проекта входит:

- адаптация норм по обеспечению устойчивости откосов к современным условиям открытых горных работ, методам оценки и управления состоянием массива;

- синхронизация действующих в России норм по обеспечению устойчивости откосов с мировой практикой;
- наиболее полное использование возможностей современных средств, методов и технологий обеспечения устойчивости откосов для повышения эффективности горных работ;
- снятие барьеров и обеспечение возможности внедрения инновационных технологий в проекты горных работ;
- повышение эффективности функционирования предприятий с открытым способом добычи в правовой сфере недропользования в России;
- учет интересов недропользователя в повышении эффективности и безопасности горных работ.

При подготовке ФНП будут разделены требования и рекомендации по видам добываемого минерального сырья, специфике горнотехнических и региональных климатических условий, учтена возможность развития и корректировки приложений к ФНП через определенный период времени. В разработке проекта примут участие ведущие специалисты в области открытых горных работ, представляющие ИПКОН РАН, ГoИ КИЦ РАН, ИГД УрО РАН, НИТУ «МИСиС», СПбГУ, МГРИ-РГГРУ, МГТУ им. Г. И. Носова, ЮУрГУ, ООО «НИИОГР», ЯкутНИПРО-алмаз ПАО «Алроса», ОАО «ВИОГЕМ» и др. Поддержку реализации проекта оказали ведущие горнодобывающие компании России: АО «МХК «ЕвроХим», ПАО «Металлоинвест», ПАО «ГМК «Норильский никель», АО «СУЭК», ПАО «ФосАгро», АК «АЛРОСА» и др.

Дальнейшие направления совершенствования нормативно-методической базы. В современных условиях на рудниках применяют инновационные системы разработки, высокопроизводительные технологии очистных и горнопроходческих работ, новые технологии буровых работ и взрывчатые материалы, новые способы взрывания. С учетом остроты возникших проблем обеспечения безопасности работ и формирования экологически сбалансированной среды обитания в ИПКОН РАН функционирует и развивается Лаборатория экологически сбалансированного освоения недр, основными задачами которой являются: управление отходами горнопромышленного комплекса, химико-аналитические исследования, маркшейдерские работы и геомеханика, экологическое сопровождение горных проектов. Лаборатория создана при поддержке гранта Российского научного фонда, руководителем проекта является академик К. Н. Трубецкой. Лаборатория оснащена и укомплектована современным, соответствующим мировому опыту измерительным и исследовательским оборудованием, предназначенным для:

- разработки научно обоснованных предложений по эффективной утилизации отходов добычи и переработки твердых полезных ископаемых и технологических решений по ведению закладочных работ на подземных рудниках; решений по максимально эффективному использованию выработанных пространств в недрах [13];
- разработки мер, направленных на улучшение состояния промышленной безопасности, и проведения инструментальных наблюдений за процессами сдвигания горных пород, составления проектов по производству маркшейдерских работ;
- комплексных исследований пределов допустимого влияния деятельности горного предприятия на окружающую среду;
- создания роботизированных геотехнологий, исключающих присутствие человека в опасных зонах ведения горных работ, направленных на улучшение среды обитания человека;
- геолого-минералогических и химико-аналитических исследований.

Например, для предотвращения формирования взрывоопасных условий, изыскания нетрадиционных эффективных способов борьбы со взрывами сульфидной пыли и создания безопасных методов и приемов ведения горных работ в проходческих и очистных забоях при разработке месторождений колчеданных руд проводятся исследования факторов и процессов формирования облака сульфидной пыли при разработке месторождений колчеданных руд. Для этого предусмотрены исследования вещественного состава колчеданных руд с применением комплекса минералогических исследований SIAMS, мобильного рентгенофлуоресцентного анализатора X-5000 MOBILE XRF. Выполняется анализ концентрации пылевых частиц в рудничной атмосфере и модельных средах с использованием приборов экологического контроля DT-9881M с диапазоном измерений концентрации пылевых частиц размером от 10 до 0,3 мкм, портативного анализатора частиц диаметром 10–700 нм DiSCmini для мониторинга наличия частиц концентрацией 10^3 – 10^6 част/см³ воздуха, в том числе с возможностью оценки их токсичности. Кроме того, применяется вспомогательное оборудование: пирометр высокотемпературный DT-9862; анализатор влажности SARTORIUS MA-150; оборудование для подготовки материалов к проведению лабораторных исследований.

Исключение взрывоопасности и условий образования облака сульфидной пыли является одним из основных факторов промышленной безопасности и создания нормальной среды обитания в горнотехнической системе при разработке месторождений подземным способом. Безопасность производства взрывных работ в забоях, опасных по взрыву пыли, обеспечивается осуществлением ряда специальных мероприятий, выбор которых в современных условиях требует серьезного научного подхода на базе фундаментальных исследований по различным направлениям.

Для обеспечения безопасности и повышения эффективности добычи сульфидных руд, отработка которых осложняется опасностью возникновения взрывов сульфидной пыли, весьма важной задачей является совершенствование нормативно-методической базы по предупреждению взрывов сульфидной пыли на подземных рудниках для предотвращения возникновения аварийных ситуаций.

Таким образом, разработка нормативной методической и законодательной базы обеспечения экологической и промышленной безопасности горных работ в различных направлениях признана приоритетным направлением развития ИПКОН РАН.

Выводы. Внедрение роботизированных геотехнологий при разработке месторождений твердых полезных ископаемых обеспечивает возможность существенного роста производительности горнотранспортного оборудования за счет минимизации затрат времени на выполнение технологических операций по добыче и транспортированию горной массы и исключения влияния человеческого фактора на выполнение операционных процессов. Кроме того, при использовании интеллектуальной техники, вследствие отсутствия персонала в забое, имеется возможность минимизировать размеры отдельных элементов горнотехнических конструкций, а некоторые элементы исключить вовсе, обеспечивая условия безопасного ведения горных работ. Это предполагает разработку обоснования использования интеллектуальных технологий при их внедрении на конкретных месторождениях.

Выполненными исследованиями доказано, что применение высоких вскрышных уступов при открытой разработке наклонных и крутопадающих месторождений, в том числе с использованием интеллектуальной техники, обеспечивает рост полноты освоения запасов месторождения при повышении эффективности открытых работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду.

Внедрение инновационных технологий освоения месторождений твердых полезных ископаемых вызывает необходимость совершенствования нормативно-методической базы, регламентирующей эффективное и безопасное освоение месторождений полезных ископаемых. На решение всех этих задач направлен первый мегапроект «Обеспечение устойчивости откосов при открытых горных работах», выполняемый по инициативе ИПКОН РАН горнотехническим сообществом России. Утверждение и реализация Федеральных норм и правил по обеспечению безопасности горных работ будет способствовать повышению экономической эффективности и безопасности разработки месторождений, внедрению инновационных геотехнологических решений, а также усилит конкурентоспособность российских предприятий на мировом уровне, что в современных условиях является весьма актуальным.

Работа выполнена при поддержке гранта РНФ № 14–37–00050.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Trubetsky K. N., Kaplunov D. R., Rylnikova M. V. Problems and prospects in the resource-saving and resource-reproducing geotechnology development for comprehensive mineral wealth development // Journal of Mining Science. 2012. Vol. 48. No. 4. P. 688–693.
2. Трубецкой К. Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. М.: ИПКОН РАН, 2014. 196 с.
3. Trubetsky K. N., Vladimirov D. J., Pytalev I. A., Popova T. M. Robotic mining system with the open development of mineral deposits // Mining magazine. 2016. No. 5. P. 21–27.
4. Рьльникова М. В., Владимиров Д. Я., Федотенко В. С., Есина Е. Н. Применение интеллектуальных систем и технологий при открытой разработке угольных месторождений с высокими вскрышными уступами // Горный журнал. 2018. № 1. С. 32–36.
5. Rylnikova M. V., Vladimirov D. J., Pytalev I. A., Popova T. M. Robotic geotechnologies as way of improving efficiency and ecologization of mineral resource management // Journal of Mining Science. 2017. No. 1. P. 92–101.
6. Рьльникова М. В., Радченко Д. Н. Создание в России научного центра по изучению экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. 2014. № 12. С. 4–7.
7. Радченко Д. Н., Лавенков В. С., Гавриленко В. В., Емельяненко Е. А. Совместная утилизация отходов обогащения при комплексном освоении месторождений многокомпонентных руд // Горный журнал. 2016. № 12. С. 87–93.
8. Kovalev V. A., Fedotenko V. S. Technological aspects of transition to high bench stripping in Kuzbass // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51. No. 5. P. 865–872.
9. Thompson R., Hahn S., Pastor S. Development of mine haul road surfacing condition monitoring through digital image processing // Mining Engineering. 2015. Vol. 67. No. 9. P. 34–45.
10. Hoek E., Caranza-Torres C., Corcum B. Hoek–Brown failure criterion // Proceedings of the North American Rock Mechanics Society “Mining innovation and technology”. Toronto, 2002. P. 267–273.
11. Read J., Stacey P. Guidelines for open pit slope design. Collingwood, Vic: CSIRO Publishing 2009. 496 p.
12. Трубецкой К. Н., Рьльникова М. В., Айнбиндер И. И., Есина Е. Н. Инициативы ИПКОН РАН по разработке нормативно-правовой документации в области обеспечения экологической и промышленной безопасности горных работ // 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли: матер. Междунар. науч.-практ. конф. 13–16 ноября 2017 г. М.: ИПКОН РАН, 2017. С. 20–24.
13. Каплунов Д. Р., Радченко Д. Н. Выработанные пространства недр: принципы многофункционального использования в полном цикле комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. 2016. № 5. С. 28–33.

Поступила в редакцию 24 мая 2018 года

IMPROVING THE NORMATIVE LEGAL FRAMEWORK FOR ENSURING ENVIRONMENTAL AND INDUSTRIAL SAFETY OF MINING – THE BASIS OF INTRODUCTION OF INNOVATIVE GEOTECHNOLOGIES

Ryl'nikova M. V., Fedotenko V. S., Esina E. N. – Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources (IPKON), Moscow, the Russian Federation. E-mail: rylnikova@mail.ru

The increase of environmental impact during the mineral resources exploitation as well as the increase of environmental payments and requirements for industrial safety determine the improvement of the regulatory framework for mining operations, which regulates the safe and efficient exploitation of mineral resources, including the use of innovative geotechnologies. The current regulations for environmental and industrial safety in mining operations, developed primarily in the last century, limited the involvement of mineral reserves located in particularly difficult mining, geomechanical and natural climatic conditions, and impede the introduction of new technological solutions, the use of which by regulatory documents not considered. Thus, the current regulatory documentation, which regulates the procedure for calculating the stability of the edges and benches of ore open-pits at their positioning at the limiting contour, was released several decades ago. Over the past decades, the mining and geomechanical situation has changed dramatically in the open mining operations, many new software complexes and computer developments have appeared, the possibilities of experimental methods for collecting initial data, their processing, justifying permissible parameters of the quarries edges have fundamentally changed, and the developed methods for assessing risks have been improved. For this reason, IPKON RAS, with the support of Rostekhnadzor, assumed the role of the initiator of the project for the development of Federal rules and regulations in the field of industrial safety "Rules for ensuring the stability of the edges and benches of pits, open-pits and dumps", which contribute to improving the economic efficiency and safety of open pit mining, and ensuring the competitiveness of Russian enterprises at the world level. This first initiative will be the basis for further improvement of the regulatory and methodological and legislative framework in the field of design, construction and operation of mineral resources. Similar studies in coordination with Rostekhnadzor will continue in other directions.

Key words: innovative geotechnologies; ecological safety; industrial safety; regulatory framework; stability; efficiency; habitat human.

REFERENCES

1. Trubetskoy K. N., Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V. Problems and prospects in the resource-saving and resource-reproducing geotechnology development for comprehensive mineral wealth development. *Journal of Mining Science*, 2012, vol. 48, no. 4, pp. 688–693.
2. Trubetskoi K. N. *Razvitie resursoberegaiushchikh i resursovoproizvodiaschikh geotekhnologii kompleksnogo osvoeniia mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh* [Development of resource-saving and resource-reproducing geotechnologies for mineral deposits comprehensive exploitation]. Moscow, IPKON RAS, 2014. 196 p.
3. Trubetskoy K. N., Vladimirov D. J., Pytalev I. A., Popova T. M. Robotic mining system with the open development of mineral deposits. *Mining magazine*, 2016, no. 5, pp. 21–27.
4. Ryl'nikova M. V., Vladimirov D. Ia., Fedotenko V. S., Esina E. N. [The use of intellectual systems and technologies under opencast mining of coal deposits with high stripping benches]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2018, no. 1, pp. 32–36. (In Russ.)
5. Ryl'nikova M. V., Vladimirov D. J., Pytalev I. A., Popova T. M. Robotic geotechnologies as way of improving efficiency and ecologization of mineral resource management. *Journal of Mining Science*, 2017, no. 1, pp. 92–101.
6. Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Creation of the Russian scientific research center on environmentally sustainable cycle of comprehensive development of solid mineral deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2014, no. 12, pp. 4–7. (In Russ.)
7. Radchenko D. N., Lavenkov V. S., Gavrilenko V. V., Emel'ianenko E. A. *Sovmestnaya utilizatsiia otkhodov obogashcheniia pri kompleksnom osvoenii mestorozhdenii mnogokomponentnykh rud* [Combined disposing of washery refuse under comprehensive development of multicomponent ore deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 12, pp. 87–93. (In Russ.)
8. Kovalev V. A., Fedotenko V. S. Technological aspects of transition to high bench stripping in Kuzbass. *Journal of Mining Science*, 2015, vol. 51, no. 5, pp. 865–872.
9. Thompson R., Hahn S., Pastor S. Development of mine haul road surfacing condition monitoring through digital image processing. *Mining Engineering*, 2015, vol. 67, no. 9, pp. 34–45.
10. Hoek E., Caranza-Torres C., Corcum B. Hoek–Brown failure criterion. *Proceedings of the North American Rock Mechanics Society. Mining Innovation and Technology*. Toronto, 2002, pp. 267–273.
11. Read J., Stacey P. Guidelines for open pit slope design. Collingwood, Vic, CSIRO Publ., 2009. 496 p.
12. Trubetskoi K. N., Ryl'nikova M. V., Ainbinder I. I., Esina E. N. [The initiatives of IPKON RAS over the improvement the normative legal framework for ensuring environmental and industrial safety of mining]. *50 let Rossiiskoi nauchnoi shkole kompleksnogo osvoeniia nedr Zemli: mater. Mezhdunar. nauch.-prakt. konf. 13–16 noiabria 2017 g.* [Proc. Int. Sci. to Pract. Conf. of 13th – 16th November, 2017 “50th anniversary of the Russian scientific school of comprehensive exploitation of mineral resources”]. Moscow, IPKON RAS Publ., 2017, pp. 20–24. (In Russ.)
13. Kaplunov D. R., Radchenko D. N. [The worked out areas: principles of multifunctional use in a full cycle of comprehensive exploitation of solid mineral deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 28–33. (In Russ.)

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГЛУБОКИХ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ

КАНТЕМИРОВ В. Д., ТИТОВ Р. С., ЯКОВЛЕВ А. М.

Изложены основные подходы к обоснованию производственной мощности глубоких карьеров. На примере карьеров АК «АЛРОСА» приведены основные проектные параметры, критерии и факторы, определяющие выбор производственной мощности алмазородного карьера в условиях криолитозоны. Для горнотехнических условий открытой разработки кимберлитовых месторождений алмазов исследованы и представлены аналитические зависимости для расчета производительности и срока существования карьеров, отражено влияние скорости понижения горных работ на производительность карьеров. Приведены результаты расчетов по предварительному обоснованию производственной мощности глубоких карьеров АК «АЛРОСА» в зависимости от интенсивности понижения горных работ и экономических факторов. Для карьеров «Юбилейный» и «Удачный» выполнены расчеты по обоснованию их оптимальной производственной мощности в зависимости от себестоимости добычи полезного ископаемого и горной массы, значений коэффициента вскрыши и относительного показателя, равного отношению любой назначенной скорости понижения горных работ в карьере к ее максимальному значению.

Ключевые слова: месторождения алмазов; производительность алмазородных карьеров; мощность; скорость понижения горных работ; эффективность инвестиций.

На современном этапе развития горного производства выбор производственной мощности карьера и обоснование сроков его существования являются одними из основных вопросов, от которых зависит экономически эффективная разработка месторождения и функционирование предприятия.

Под производственной мощностью горнодобывающего предприятия (карьера) понимают установленную проектом максимально возможную добычу полезного ископаемого требуемого качества в единицу времени (сутки, месяц, год). При проектировании карьера его проектную производительность определяют по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Задача определения производственной мощности карьера подразделяется на две части:

- определение максимально возможной производительности карьера по горнотехническим условиям;
- определение оптимальной или экономически целесообразной производительности; при этом максимально возможная производительность по горнотехническим условиям рассматривается как верхний ограничивающий предел.

Основными ограничивающими горнотехническими факторами, определяющими максимально возможную производственную мощность карьера, являются: интенсивность развития горных работ; провозная способность транспортных

Кантемиров Валерий Данилович – кандидат технических наук, заведующий сектором управления качеством минерального сырья. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: ukrkant@mail.ru

Титов Роман Сергеевич – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: ukrigd15@mail.ru

Яковлев Андрей Михайлович – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: ukrigd15@mail.ru

коммуникаций; мощность парка горнотранспортного оборудования и наличие фронта горных работ.

Фактор интенсивности развития горных работ при разработке наклонных и крутопадающих залежей, характерных для глубоких карьеров, оценивают через скорость понижения (углубки) горных работ; также при установлении производственной мощности карьера по горнотехническим возможностям обязательно необходимо оценивать и учитывать скорость подвигания горных работ в горизонтальном направлении.

Таблица 1

Проектные параметры карьеров «Юбилейный» и «Удачный» АК «АЛРОСА»

Карьер	Срок отработки	Глубина, м	Размер, м		Угол наклона бортов, град	Производительность	
			по поверхности	по дну		по руде, млн т	по вскрыше, млн м ³
Юбилейный	1984–2035	720	2000×1260	515×250	43–48	11,5	15
Удачный	1971–2015	640	2020×1530	660×230	59–63	8,5	24

Существует значительное количество методов обоснования необходимой производственной мощности карьера по полезному ископаемому с учетом геологических данных, горнотехнических и экономических факторов. Критериями оценки динамических горно-экономических задач являются чистый дисконтированный доход, индекс доходности инвестиций, внутренняя норма доходности инвестиций, срок их окупаемости [1].

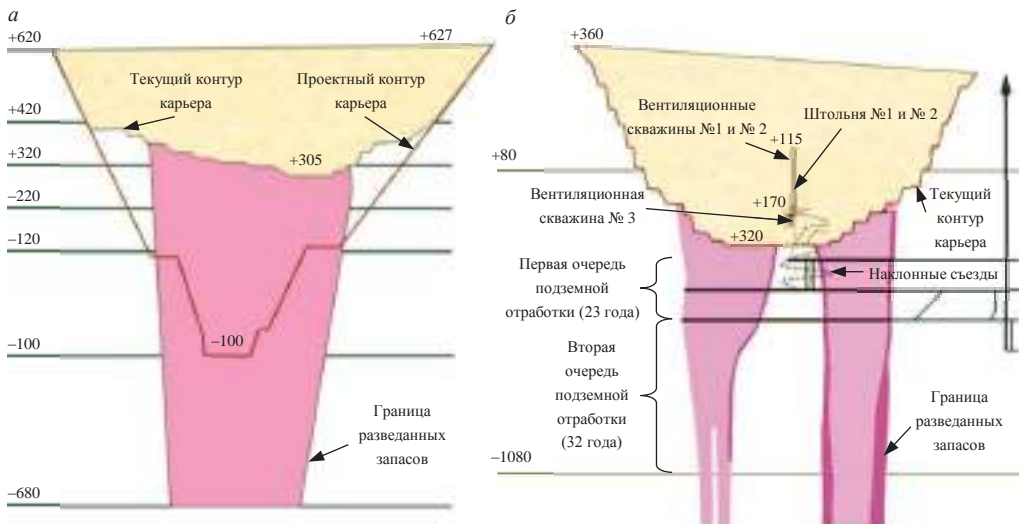


Рис. 1. Схемы отработки алмазных трубок: а – Юбилейная; б – Удачная

Для глубоких карьеров с относительно небольшими размерами в плане выбор оптимальной производственной мощности и срока существования в зависимости от скорости понижения горных работ (углубки) карьера является актуальной задачей. Примером таких горнодобывающих предприятий являются карьеры, разрабатывающие алмазоносные кимберлитовые трубки на севере Республики Саха (Якутия) предприятием АК «АЛРОСА».

Сектор управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН (ИГД УрО РАН) разработал *Методические указания по обоснованию*

мощности и срока существования алмазородных карьеров, основные положения которых вошли в национальный стандарт РФ по разработке алмазородных карьеров в криолитозоне.

Кимберлитовые трубки имеют вертикальные или близкие к вертикальным рудные тела, которые обрабатываются глубокими карьерами – до 720 м [2] (рис. 1, табл. 1).

Производительность карьера по вскрыше в течение всего срока эксплуатации должна обеспечивать стабильную производительность по руде и неснижаемый норматив подготовленных запасов.

Оценка возможной оптимальной производственной мощности карьера производится в увязке со скоростью понижения горных работ и сроком существования карьера.

Таблица 2

Проектная производительность карьера «Юбилейный» АК «АЛРОСА» по горнотехническим условиям

Проектные данные				Расчетная скорость понижения горных работ при постоянной производительности карьера по руде	
Интервал глубины, абс. отм., м	S , тыс. м ²	h_T , м/год	A_p , тыс. т/год	A_p , тыс. т/год	h_T , м/год
+400...+300	151,8	22,3	9381,3	5600	15
+300...+200	164,9	22,3	1019,2	5600	14
+200...+100	113,5	22,3	7018,1	5600	21
+100...0	71,0	22,3	4386,4	5600	33
0...-100	48,4	22,3	2992,9	5600	48
<i>Средние значения</i>					
+400...-100	104,6	22,3	5600	5600	22

Для вычисления среднегодовой производственной мощности карьера предлагается использовать следующую формулу:

$$A_p = h_T S \eta_0 (1 + Z_0) \gamma,$$

где h_T – среднегодовое понижение добычных работ, м/год; S – средняя площадь рудного тела, м²; η_0 – коэффициент извлечения руды, доли ед.; Z_0 – коэффициент разубоживания, доли ед.; γ – объемная масса руды, т/м³.

Максимально возможная скорость развития горных работ в глубину и в плане влияет на интенсивность разработки месторождения. За сопоставимый показатель интенсивности разработки может быть принята среднемесячная величина вскрываемой площади, м²/мес:

$$F_m = L_\phi v_\phi,$$

где L_ϕ – средняя протяженность фронта работ уступа, м; v_ϕ – среднемесячная скорость подвигания фронта работ, м/мес.

Интенсивность разработки месторождения зависит от горно-геологических условий и физико-механических свойств разрабатываемых пород. При этом отсутствует ограничение по числу единиц используемого оборудования, т. е. оно может быть максимально возможным.

Интенсивность развития горных работ при разработке наклонных и крутопадающих залежей характеризуется скоростью понижения горных работ [3]. Горизонт (группа горизонтов), на котором скорость продвижения уступа будет наименьшей

по сравнению с другими при расстановке на каждом горизонте максимально возможного количества экскаваторов, называется ограничивающим.

Для предварительных расчетов среднегодовое понижение добычных работ алмазородных карьеров следует принимать по нормам технологического проектирования (*Ведомственные нормы технологического проектирования (ВНТП 35-86). Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М., 1986. 56 с.*).

Таблица 3

Исходные данные для расчета производственной мощности карьеров «Юбилейный» и «Удачный»

Показатель	Юбилейный	Удачный
Максимальное расчетное понижение горных работ h_{\max} , м/год	28,4	31,2
Принятое значение годовой производительности экскаватора (ЭКГ-15 и ЛЕВHERR R9350), тыс. м ³ /год	1996–4169	2000–3800
Средняя минимальная длина экскаваторного блока (при автомобильном транспорте для соответствующего экскаватора), м	1000–1200	1200–1500
Высота уступа, м	15	15
Средний угол откоса рабочего борта карьера, град	15	18
Средний угол направления углубки карьера (или угол падения залежи), град	80	78
Средняя площадь рудного тела в проектном карьере S , тыс. м ²	104,6	7,4
Геологические запасы на 01.01.2014 г. руды, млн т	172	4,78
Средний объемный вес руды γ , т/м ³	2,4	2,5
Коэффициент извлечения руды из недр, доли ед.	0,99	0,74
Коэффициент разубоживания руды, доли ед.	0,02	0,35
Себестоимость добычи 1 м ³ полезного ископаемого, р./м ³	1781,7	1781,7
Себестоимость на 1 м ³ вынутых пустых пород, р./м ³	266,1	266,1
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /т	1,22	0,32
Добыча руды, тыс. м ³	11 140,0	1433,7
Вскрыша, тыс. м ³	2285,3	1500,0
<i>Средняя стоимость основных фондов, млн р.:</i>		
Рекультивация нарушенных земель		127,4
Здания		228,3
Сооружения, передаточные устройства		4138,8
Машины и оборудование		2252,1
Транспортные средства		82,3
Инвентарь производственный и хозяйственный		0,93
Всего фондов, млн р.		6829,8
Средние удельные капиталовложения, р./м ³		2285,3
Средняя стоимость удаления вскрышных пород, не зависящая от периода амортизации, р./м ³		124,0

Среднегодовое понижение добычных работ, м/год, следует определять по формуле:

$$h_r = h_c + \Delta h,$$

где h_c – базовая среднегодовая скорость понижения добычных работ (определяется по *таблице 1* ВНТП 35-86), м/год; Δh – поправка при использовании автомобильного транспорта (определяется по *таблице 2* ВНТП 35-86), м/год.

При проектировании рекомендуется определять предел производительности и срок службы карьера путем сравнения вариантов, рассчитанных для разных значений среднегодового понижения добычных работ. Лучшим считается вариант, обеспечивающий наибольшую производительность по руде при себестоимости добычи меньше или равной показателям карьера-аналога [4].

Цена на готовую продукцию устанавливается по данным рыночных исследований, себестоимость получения готовой продукции – по данным предприятий с аналогичными технологиями обогащения. Экономической оценке подвергаются календарные графики ведения горных работ, каждый из которых по сроку отработки и среднему коэффициенту вскрыши соответствует конкретной заданной глубине разработки.

Таблица 4

Результаты расчета технико-экономических показателей по карьерам
«Юбилейный» и «Удачный»

λ , м/год	h_i , м/год	A_p^i		V , млн м ³ /год	k , м ³ /м ³	T , год	C_A , р./м ³	C , р./м ³
		млн т/год	млн м ³ /год					
Карьер «Юбилейный»								
1,0	28,4	7,3	3,0	11,3	3,7	24	96,3	2602,7
0,8	22,7	5,8	2,4	9,0	3,7	30	77,0	2530,9
0,6	17,1	4,4	1,8	6,8	3,7	40	57,8	2459,2
0,4	11,4	2,9	1,2	4,5	3,7	59	38,5	2387,4
0,2	5,7	1,5	0,6	2,3	3,7	119	19,3	2315,6
Карьер «Удачный»								
1,0	31,2	0,6	0,20	0,24	1,1	8	574,7	2512,8
0,8	24,9	0,5	0,18	0,20	1,1	10	459,8	2392,5
0,6	18,7	0,4	0,10	0,14	1,1	14	344,8	2272,2
0,4	12,5	0,2	0,09	0,10	1,1	21	229,9	2152,0
0,2	6,2	0,1	0,05	0,05	1,1	41	115,0	2031,7

Экономически целесообразную производительность карьера и срок отработки месторождения следует находить исходя из максимума чистого дисконтированного дохода при отработке балансовых запасов алмазоносной кимберлитовой руды и других показателей, характеризующих разновременность затрат и доходов. Признаком рациональности календарного графика отработки является срок окупаемости вложений, не превышающий $0,5T$, где T – срок службы карьера, лет. Расчет чистого дисконтированного дохода осуществляется при заранее обоснованном коэффициенте дисконтирования, который косвенно характеризует экономический риск реализации оцениваемых решений [5].

В табл. 2 по карьере «Юбилейный» АК «АЛРОСА» представлены проектные значения скорости понижения горных работ и расчетные данные, полученные из условия поддержания постоянной производительности карьеров с учетом глубины зоны отработки и площади рудного тела. Результаты расчетов показывают, что для поддержания постоянной производительности карьера по руде при понижении и сокращении фронта горных работ необходимо последовательно увеличивать скорость понижения горных работ h_r , что не всегда оправданно экономически.

С помощью предложенной методики на примере карьеров «Юбилейный» и «Удачный» выполнены расчеты оптимальной мощности A_p^i , скорости пониже-

ния горных работ h_p , срока службы карьера T в увязке с себестоимостью добычи 1 м^3 полезного ископаемого C_A и полной себестоимостью выемки 1 м^3 горной массы C при соответствующих значениях коэффициента вскрыши k и сравнительного показателя скорости понижения горных работ, равного отношению любой назначенной скорости понижения горных работ в карьере к ее максимальному значению $\lambda = h_i / h_{\text{max}}$ [6]. Значения сравнительного показателя скорости понижения горных работ λ в расчетах приняты в интервале от 0,2 до 1. Исходные данные и результаты расчетов (в ценах 2015 г.) представлены в табл. 3, табл. 4.

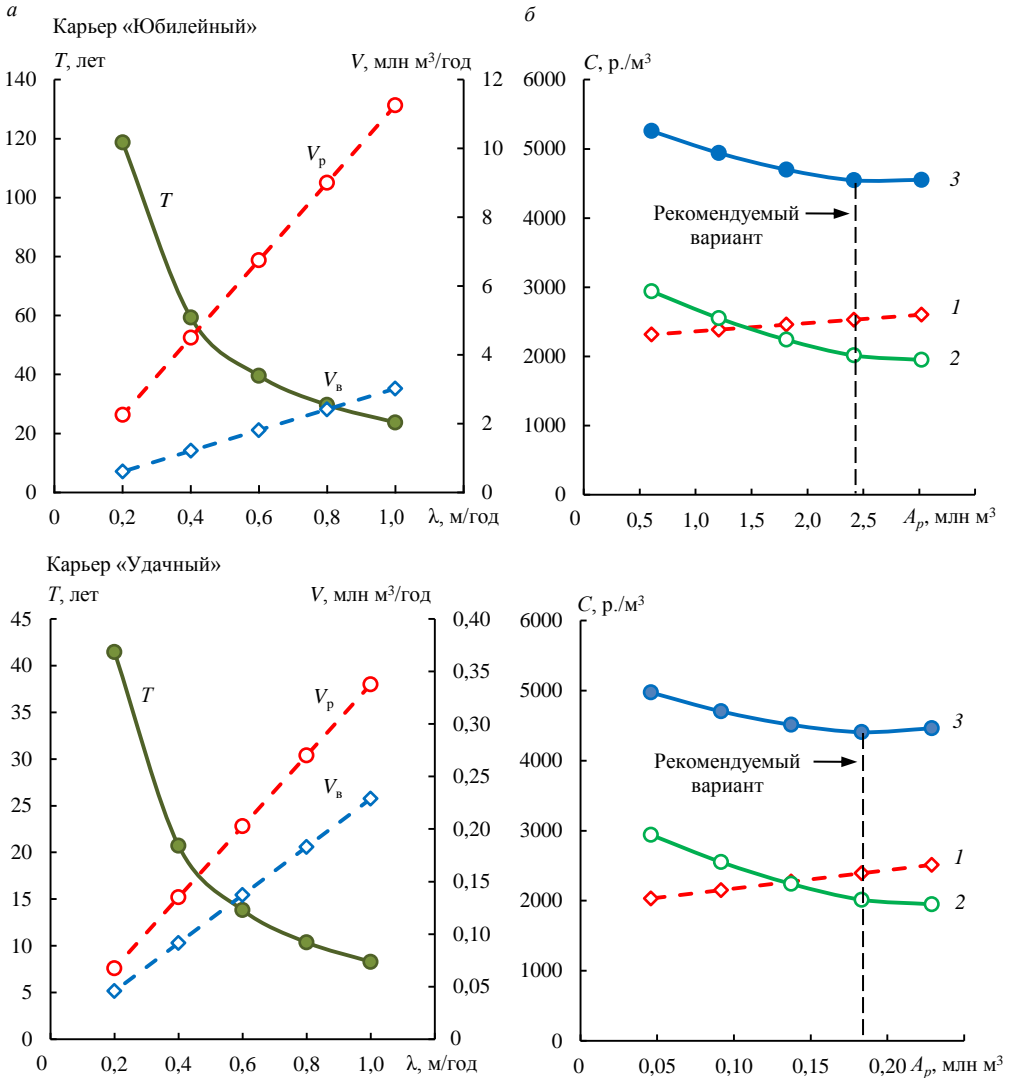


Рис. 2. Зависимости:

a – продолжительности работы карьера T , объемов добычи руды V_p и вскрыши V_b от сравнительного показателя скорости понижения горных работ λ ; *b* – стоимости добычи 1 м^3 руды C от производственной мощности карьера A_p ; 1 – расчетные данные; 2 – данные Института «Якутнипроалмаз»; 3 – суммарные значения расчетных данных Института «Якутнипроалмаз»

На рис. 2, *a* приведены расчетные зависимости продолжительности работы карьеров «Юбилейный» и «Удачный», объемов добычи руды и вскрыши от λ , на рис. 2, *b* – зависимости стоимости добычи 1 м^3 руды C от производственной мощ-

ности карьера A_p , позволяющие предварительно выбирать оптимальную мощность карьера.

При сравнении вариантов планируемой мощности карьера рекомендуется учитывать статистические данные предприятия о технико-экономических показателях эксплуатации алмазородных карьеров (карьеро-аналогов) [7]. Приемлемый вариант определяется минимумом суммы себестоимости, полученной расчетным путем, и фактической – карьера-аналога.

Предлагаемая методика выбора оптимальной мощности, скорости понижения горных работ и срока существования алмазородных карьеров, утвержденная в национальном стандарте РФ, позволит специалистам горного дела в условиях динамично изменяющегося рынка существенно упростить технологию принятия решений по освоению месторождений алмазов, а также оптимизировать количество рассматриваемых вариантов на стадии предпроектной проработки и тем самым сократить сроки и объемы проектных работ.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания 007-00293-18-00, тема № 0405-2018-0015.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Корнилов С. В., Лаптев Ю. В., Кантемиров В. Д. Стратегия освоения месторождений твердых полезных ископаемых Приполярного Урала // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 6. С. 11–17.
2. Акишев А. Н., Колганов В. Ф., Зырянов И. В. Классификация кимберлитовых месторождений на основе новых аналитических критериев // Горный журнал. 2014. № 9. С. 78–81.
3. Арсентьев А. И. Производительность карьеров. СПб: Санкт-Петербургский горный ин-т, 2002. 85 с.
4. Моссаковский Я. В. Экономика горной промышленности. М.: Горная книга, 2015. 525 с.
5. Методические рекомендации при оценке инвестиционных проектов. М.: Экономика, 2000. 422 с.
6. Холодняков Д. Г. Определение предела производительности карьера, обеспечивающего эффективность разработки месторождения // Горная промышленность. 2014. № 3 (115). С. 91–92.
7. Яковлев В. Л., Аленичев В. М. Обоснование концептуальных положений для определения мощности и срока существования карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 2. С. 4–13.

Поступила в редакцию 5 марта 2018 года

SUBSTANTIATION OF OPTIMUM PRODUCTION CAPACITY OF DEEP KIMBERLITE PIPES

Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: ukrkant@mail.ru

Basic approaches to the substantiation of deep open-pits production capacity are stated. By the example of Alrosa PJSC open-pits, basic design parameters, criteria and factors which determine the choice of production capacity of a diamond mine in conditions of cryolithozone are introduced. For the mining conditions of diamond kimberlite deposits opencast mining, analytical dependences for the calculation of capacity and life span of a mine are studied and introduced; the influence of the mining depth increase speed on the capacity of mines is reflected. Calculation results are introduced on the preliminary substantiation of Alrosa PJSC deep open-pits production capacity depending on the intensity of mining depth increase and some economic factors. For Yubileyny and Udachny open-pits, calculations on the substantiation of their optimum production capacity are fulfilled depending on the production cost of the mineral and rock mass, stripping ratio value, and the relative ratio equal to the relation of any designated speed of mining depth increase in an open-pit to its maximum value.

Key words: diamond deposits; diamond deposits capacity; production capacity; mining depth increase speed; return of investment.

REFERENCES

1. Kornilov S. V., Laptev Yu. V., Kantemirov V. D. [Development strategy of the fields of solid minerals of the pre-polar Urals]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 6, pp. 11–17. (In Russ.)
2. Akishev A. N., Kolganov V. F., Zyrianov I. V. [Classification of kimberlite deposits on the basis of some new analytical criteria]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2014, no. 9, pp. 78–81. (In Russ.)

3. Arsent'ev A. I. *Proizvoditel'nost' kar'erov* [Open-pits capacity]. St. Petersburg, Saint-Petersburg Mining University Publ., 2002. 85 p.
 4. Mossakovskii Ia. V. *Ekonomika gornoj promyshlennosti* [Mining industry economics]. Moscow, Gornaia kniga Publ., 2015. 525 p.
 5. Methodological recommendations under the estimation of investment projects. Moscow, Ekonomika Publ., 2000. 422 p. (In Russ.)
 6. Kholodniakov D. G. [Determination of an open-pit performance limit, which provides efficient deposit exploitation]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry Journal*, 2014, no. 3 (115), pp. 91–92. (In Russ.)
 7. Iakovlev V. L., Alenichev V. M. [Substantiation of conceptual conditions to determine capacity and operation time of an open pit]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 2, pp. 4–13. (In Russ.)
-

ОЦЕНКА НЕОДНОРОДНОСТИ И ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД НА ОСНОВЕ ВЕЛИЧИНЫ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ ЭНТРОПИИ

КУЗНЕЦОВ П. Ю., ГРИБ Н. Н.

В статье рассматриваются вопросы, связанные с созданием информационной основы для планирования эксплуатации месторождения горным предприятием на основе данных о неоднородности и пространственной изменчивости углеводородных пород, полученных посредством обработки результатов детальной разведки месторождения. На примере Эльгинского каменноугольного месторождения разработан подход к оценке неоднородности и пространственной изменчивости физико-механических свойств углеводородных пород, основанный на расчете величины относительной энтропии. Предложенный способ оценки неоднородности физико-механических свойств позволяет реализовать возможность принятия планового решения о необходимости выделения самостоятельных горнотехнологических комплексов для повышения эффективности ведения эксплуатационных работ на месторождении. Способ оценки пространственной изменчивости позволяет выделить на площади месторождения обособленные объекты, которые стоит характеризовать индивидуальными наборами показателей физико-механических свойств при принятии плановых решений, ориентированных на эффективную эксплуатацию угольного месторождения. Представлены результаты оценки пространственной изменчивости физико-механических свойств углеводородных пород участка первоочередной отработки Эльгинского каменноугольного месторождения в виде построенной комплексной карты величины интенсивности изменчивости.

Ключевые слова: углеводородные породы; физико-механические свойства пород; пространственная изменчивость; неоднородность свойств горных пород; относительная энтропия; интенсивность изменчивости; комплексная карта интенсивности изменчивости.

Инженерно-геологическое изучение угольных месторождений посредством бурения геологоразведочных скважин ориентировано на решение задач, возникающих при составлении проектов разработки угольных месторождений, и актуальных вопросов технического и технологического характера разработки месторождения [1, 2].

В современной практике на территории Российской Федерации вопрос об уровне изученности инженерно-геологических условий угольных месторождений решается в соответствии с требованиями нормативного документа – Методического пособия по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений, подлежащих разработке открытым способом [1]. Согласно данному нормативному документу, количество инженерно-геологических скважин, необходимых для достаточного изучения инженерно-геологических условий месторождения, зависит от группы и подгруппы сложности геологического строе-

Кузнецов Павел Юрьевич – кандидат геолого-минералогических наук, доцент, доцент кафедры горного дела. 678960, Республика Саха (Якутия), г. Нерюнгри, ул. Кравченко, 16, Технический институт (филиал) Северо-Восточного федерального университета. E-mail: kuznetsov.pavel.yu@gmail.com

Гриб Николай Николаевич – доктор технических наук, профессор, заместитель директора по научной работе, профессор кафедры горного дела. 678960, Республика Саха (Якутия), г. Нерюнгри, ул. Кравченко, 16, Технический институт (филиал) Северо-Восточного федерального университета. E-mail: grib@nfygu.ru

ния месторождения и пространственного распространения многолетней мерзлоты по его площади. В рассматриваемом нормативном документе [1] указано, что при проведении инженерно-геологических изысканий после завершения детальной разведки количество проектируемых дополнительных инженерно-геологических скважин должно быть сведено к минимуму.

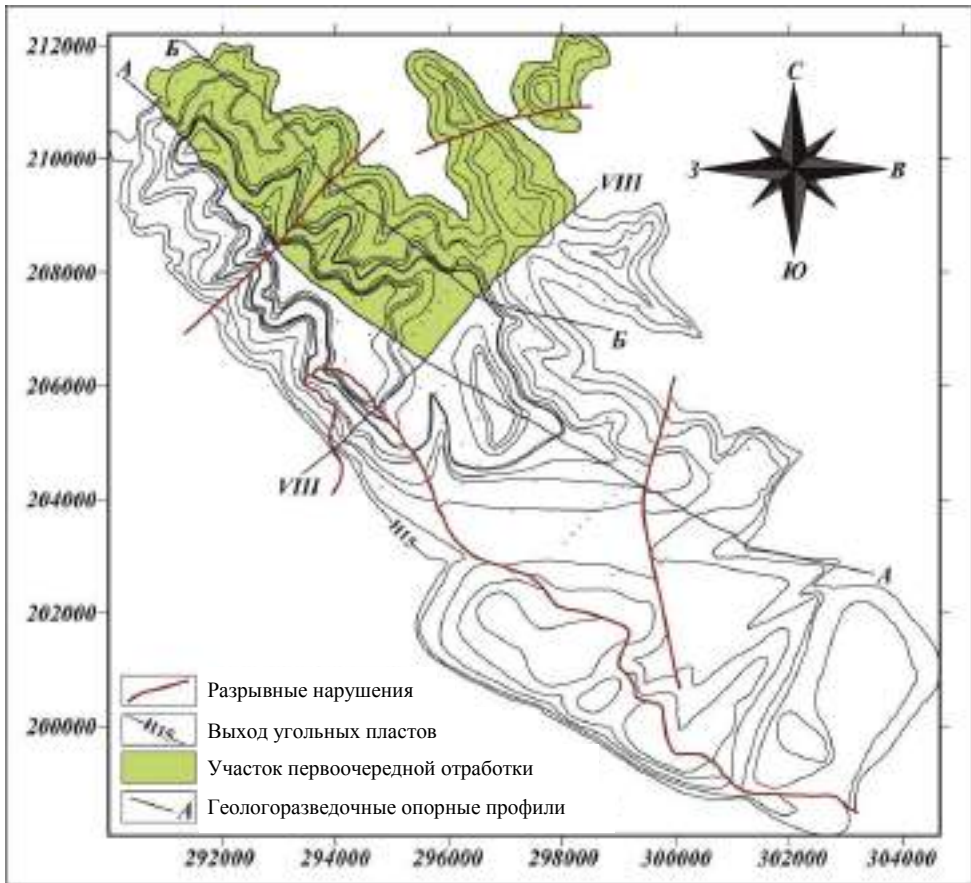


Рис. 1. Участок первоочередной отработки Эльгинского каменноугольного месторождения

Опираясь на изложенные требования, а также современные тенденции развития угольной промышленности, ориентированные на обеспечение повышения эффективности и безопасности эксплуатации угольных месторождений, можно отметить и рост требований к самому процессу планирования эксплуатации месторождения горным предприятием [3].

На основе нормативных документов [1, 2] предлагается при разработке концепции эксплуатации угольных месторождений в качестве основы для планирования горных работ применять результаты оценки неоднородности и пространственной изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород. Данный подход позволит более детально подойти к планированию горных работ и обеспечить оперативность принятия решений технологического характера на стадии эксплуатации угольного месторождения.

Объект исследования и исходные данные. Первично в качестве объекта исследований для оценки неоднородности и пространственной изменчивости физико-механических свойств было рассмотрено Эльгинское каменноугольное место-

рождение Южно-Якутского бассейна. Анализируя с точки зрения изученности физико-механических свойств отчетные материалы о результатах детальной разведки Эльгинского каменноугольного месторождения [4] и результаты прогнозирования физико-механических углевмещающих пород, представленные в работе [5], стоит отметить, что имеющиеся данные о физико-механических свойствах углевмещающих пород в большей части отнесены к участку первоочередной отработки месторождения. Данная асимметрия в расположении геологоразведочных скважин как основного источника данных о физико-механических свойствах углевмещающих пород была предопределена еще на стадии проектирования детальной разведки, что связано с большим сроком эксплуатации Эльгинского каменноугольного месторождения и стремлением обеспечить наиболее полное изучение площади, отведенной для первой очереди ввода в эксплуатацию месторождения [4].

Учитывая это, авторами было принято решение выделить в качестве объекта исследования участок первоочередной отработки (рис. 1). Данный участок стоит рассматривать как опорный, с возможностью его последующего расширения на всю площадь месторождения посредством обработки данных геофизических исследований скважин детальной разведки по методике прогнозирования физико-механических свойств углевмещающих пород, представленной в работе [5].

Участок первоочередной отработки (рис. 1) ограничен в пространстве опорным профилем $A-A$ и профилем $VIII-VIII$ и представляет собой площадь, простирающуюся от точки пересечения профилей в северо-западном направлении. Рассматриваемый участок разведан по неравномерной геологоразведочной сети с размерностью 250×500 м при ее сгущении в северном направлении от профиля $B-B$ до размерности $100-150 \times 250-300$ м (площадь вскрытия месторождения). Период разработки данного участка определяется временным интервалом в 40–50 лет [4].

Исходными данными для реализации оценки пространственной изменчивости и неоднородности рассматриваемого участка послужили результаты прогнозирования физико-механических свойств углевмещающих пород по данным геофизических исследований скважин, расположенных на участке первоочередной отработки [5]. В статье рассмотрены такие показатели физико-механических свойств углевмещающих пород, как предел прочности на одноосное сжатие; предел прочности на одноосное растяжение; истинная плотность.

Оценка неоднородности показателей физико-механических свойств углевмещающих пород. Для оценки неоднородности физико-механических свойств углевмещающих пород в рассматриваемом случае предлагается использовать величину относительной энтропии, эффективность применения которой для оценки неоднородности месторождений в достаточной степени хорошо представлена в работах [6, 7]. Формула для расчета величины относительной энтропии имеет вид:

$$H_{отн}^{area} = \frac{-\sum_{i=1}^{i=n} p_i \cdot \ln(p_i)}{\ln(n)} \cdot 100 \% = \frac{H}{H_{max}} \cdot 100 \%, \quad (1)$$

где $H_{отн}^{area}$ – относительная энтропия, %; $H_{max} = \ln(n)$ – максимальная энтропия, нит; H – энтропия, нит; n – число анализируемых классов (геологических компонентов, признаков, параметров, показателей), задействованных в исследовании; p_i – доля i -го компонента (значения геологических компонентов, признаков, параметров, показателей) в системе.

Расчет величины относительной энтропии производился по всей площади рассматриваемого участка месторождения, для каждого рассматриваемого физико-механического свойства в отдельности, с учетом выделения классов для расчета по формуле Стерджесса и ограничением шага интервала класса. Ограничение шага интервала класса связано со значимостью изменения физико-механического свойства породы при ведении технологических расчетов при эксплуатации горного предприятия [8, 9]: предел прочности на одноосное сжатие – 10 МПа; предел прочности на одноосное растяжение – 1 МПа; истинная плотность – 0,1 т/м³.

Установление класса неоднородности участка первоочередной отработки по физико-механическим свойствам углевмещающих пород производилось в соответствии с классификацией, представленной в табл. 1 [7].

Таблица 1

Классификация геологических объектов и их свойств по неоднородности

Показатель качества угля (класс)	Значение относительной энтропии, %	
	от	до
Весьма однородный	0	22,0
Однородный	22,1	38,0
Неоднородный	38,1	55,0
Весьма неоднородный	55,1	100

На основании установления класса неоднородности физико-механических свойств углевмещающих пород при детализации планов ведения горных работ и производства технологических расчетов на стадии эксплуатации месторождения можно рекомендовать разделение углевмещающего массива на отдельные горно-технологические комплексы для классов «неоднородный» и «весьма неоднородный». Для классов «весьма однородный» и «однородный» рекомендуется углевмещающий массив рассматривать как единый горнотехнологический комплекс.

Результаты расчета значений величины относительной энтропии как меры неоднородности рассматриваемых физико-механических свойств представлены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты расчета значений величины относительной энтропии как меры неоднородности по физико-механическим свойствам углевмещающих пород Эльгинского месторождения

Показатель физико-механических свойств углевмещающих пород	Значение относительной энтропии ($H_{от}^{area}$ – общая неоднородность), %	Характеристика физико-механических свойств углевмещающих пород (класс неоднородности)
Предел прочности пород на одноосное сжатие	87,10	Весьма неоднородный
Предел прочности пород на одноосное растяжение	80,89	Весьма неоднородный
Истинная плотность	57,38	Весьма неоднородный

Анализируя данные табл. 2, можно отметить, что все рассматриваемые в данной статье физико-механические свойства углевмещающих пород относятся к классу весьма неоднородных. При этом наибольшая величина неоднородности присуща прочностным показателям физико-механических свойств углевмещающих пород. Установленное обстоятельство свидетельствует о том, что при плани-

ровании горных и эксплуатационно-разведочных работ на площади Эльгинского каменноугольного месторождения необходимо предусмотреть вариативность принимаемых решений с учетом всего диапазона колебания изменений физико-механических свойств пород и возможность разделения углепородного массива на отдельные горнотехнологические комплексы.

Оценка пространственной изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород. Величина, принимаемая в качестве характеристики пространственной изменчивости физико-механических свойств пород, должна обеспечивать возможность дифференцирования исследуемого месторождения на участки с различной интенсивностью изменения физико-механических свойств. В качестве такой величины предлагается использовать величину интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород, рассчитываемую по формуле:

$$I_{izm} = \frac{H_{om}^{skv}}{H_{om}^{area}},$$

где H_{om}^{skv} – относительная энтропия, определенная для скважины, %; H_{om}^{area} – неоднородность исследуемой площади, определенная по формуле (1), %.

При расчете величины интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород (I_{izm}) необходимо придерживаться следующих принципов расчета:

- расчет неоднородности (H_{om}^{area}) исследуемой площади осуществляется по всей совокупности имеющихся данных о физико-механических свойствах углевмещающих пород по каждому свойству в отдельности;
- расчет величин относительной энтропии (H_{om}^{skv}) ведется в отдельности для каждой скважины в пределах классов, определенных для всей совокупности данных, принятых при расчете неоднородности исследуемой площади (H_{om}^{area});
- расчет величины интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород (I_{izm}) осуществляется для каждой скважины и выражается в относительных единицах.

При оценке пространственной изменчивости исследуемого участка через величину интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород необходимо произвести группировку результатов расчетов исходя из следующих принципов:

1. Величина интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород меньше 1 ($I_{izm} < 1$) – *участок исследуемой площади характеризуется пониженным значением интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород.*

2. Величина интенсивности изменения физико-механических свойств углевмещающих пород больше или равна 1 ($I_{izm} \geq 1$) – *участок исследуемой площади характеризуется повышенным значением интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород.*

Результаты расчета величины интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород удобно интерпретировать на основе графической обработки посредством построения карт интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород по каждому исследуемому свойству в отдельности. При этом для разработки общей концепции планирования эксплуатации месторождения наиболее удобными будут являться комплексные карты интенсивности изменчивости физико-механических свойств по площади исследуемого месторождения. Построение карт данного типа

осуществляется путем наложения (совмещения) карт интенсивности изменчивости, полученных для каждого физико-механического свойства углевмещающих пород в отдельности. На рис. 2 представлена комплексная карта интенсивности изменчивости рассмотренных физико-механических свойств углевмещающих пород участка первоочередной отработки Эльгинского месторождения.

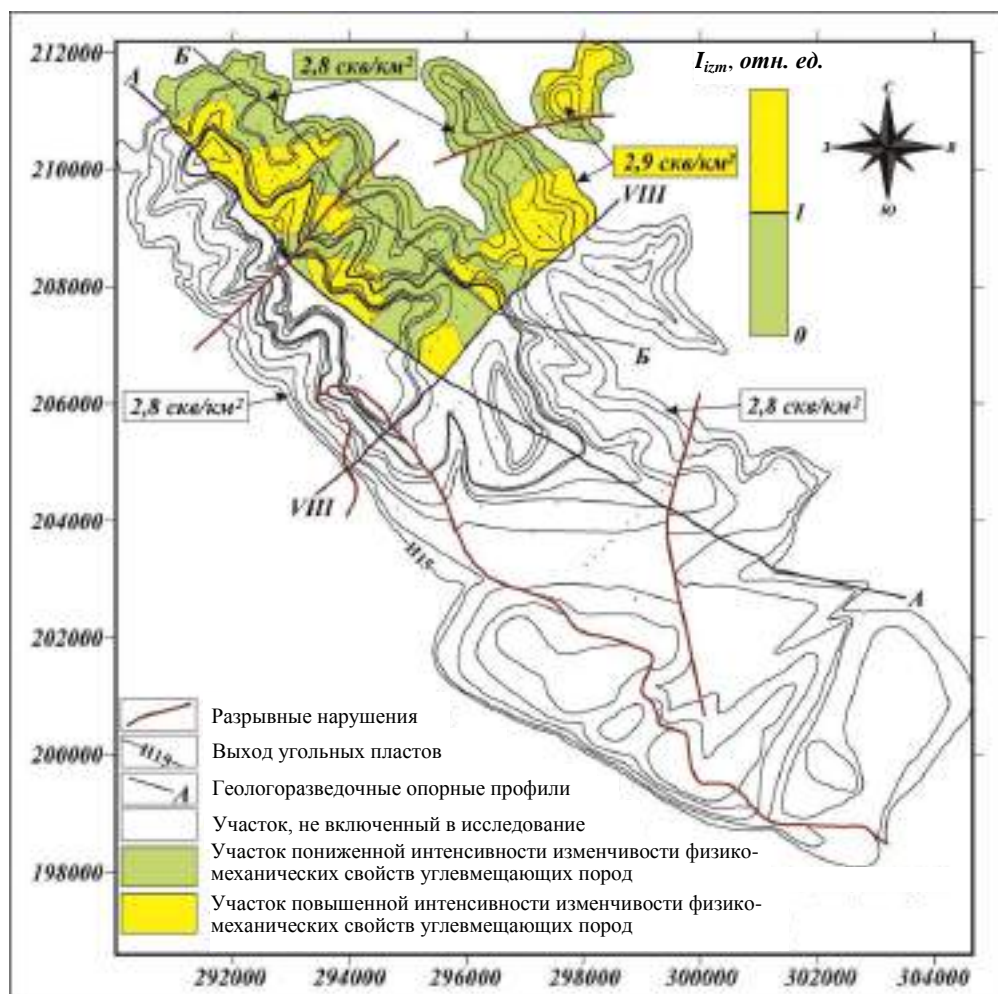


Рис. 2. Комплексная карта интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород участка первоочередной отработки Эльгинского месторождения

Анализируя результаты, представленные на комплексной карте интенсивности изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород участка первоочередной отработки Эльгинского месторождения, можно отметить, что предложенный подход к оценке пространственной изменчивости свойств углевмещающих пород позволяет выделять на площади исследования самостоятельные участки, которые характеризуются повышенной и пониженной интенсивностью изменчивости физико-механических свойств пород.

Выделенные участки с повышенной и пониженной интенсивностью в концепции планирования ведения горных работ и эксплуатационно-разведочных работ должны рассматриваться как самостоятельные объекты с индивидуальными физико-механическими характеристиками в пределах площади исследования.

В качестве ключевых моментов, определяющих важную роль рассмотренного в статье подхода к оценке неоднородности и пространственной изменчивости физико-механических свойств углевмещающих пород при планировании эксплуатации угольного месторождения, стоит выделить следующие:

– предложенный способ оценки неоднородности позволяет подойти к рассмотрению углепородного массива с точки зрения выделения в нем отдельных горно-технологических комплексов, для которых будут приниматься самостоятельные технологические решения;

– предложенный способ оценки пространственной изменчивости позволяет выделить на площади месторождения обособленные объекты, которые стоит характеризовать индивидуальными показателями физико-механических свойств.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений, подлежащих разработке открытым способом. Л.: Недра, 1986. 113 с.
2. Инструкция и методические рекомендации по изучению инженерно-геологических свойств боковых пород и прогнозу их устойчивости на угольных месторождениях (по данным разведки) / сост. Г. Г. Скорцов, Л. А. Соколовская, Б. В. Смирнов. М.: ВСЕГИНГЕО, 1980. 94 с.
3. Уголь России. М.: Принтлето, 2017. 264 с.
4. Отчет о результатах детальной разведки Северо-западного участка Эльгинского каменноугольного месторождения в Токинском угленосном районе Южно-Якутского бассейна за 1991–1996 гг.: в 3 т. / исп. Поляков Н. П., Павлик М. И., Гриб Н. Н. [и др.]. Чутьман: Южякутгеология, 1996. Т. 1. 367 с.
5. Гриб Н. Н., Кузнецов П. Ю. Прогнозирование физико-механических свойств углевмещающих пород на основе данных геофизических исследований скважин и математического аппарата Марковской нелинейной статистики // Уголь. 2018. № 1. С. 68–73.
6. Гриб Н. Н., Кузнецов П. Ю. Оценка изученности показателей качества угля Эльгинского месторождения // Уголь. 2016. № 9. С. 72–77.
7. Кузнецов П. Ю., Гриб Н. Н., Скоморошко Ю. Н. Оценка неоднородности и пространственной изменчивости показателей качества углей // Горный журнал. 2017. № 3. С. 47–54.
8. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой [и др.]. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
9. Кузнецов П. Ю. Оценка пространственной изменчивости свойств массива горных пород для оптимизации сети инженерно-геологических скважин при разведке угольных месторождений (на примере Эльгинского месторождения): дис. ... канд. геол.-минер. наук. Нерюнгри, 2005. 236 с.

Поступила в редакцию 27 февраля 2018 года

ASSESSMENT OF HETEROGENEITY AND SPATIAL VARIABILITY OF PHYSICAL-MECHANICAL PROPERTIES OF COAL-BEARING STRATA ON THE BASIS OF RELATIVE ENTROPY VALUE

Kuznetsov P. Iu., Grib N. N. – Technical Institute (branch) of Ammosov North-Eastern Federal University, Neryungri, the Russian Federation. E-mail: kuznetsov.pavel.yu@gmail.com

The article considers the problems connected with the creation of informational basis for the planning of field development by a mining enterprise on the basis of the data on the heterogeneity and spatial variability of coal-bearing strata, acquired by means of processing the results of the detailed mineral exploration. By the example of Elginsky coal mine, an approach to the assessment of the heterogeneity and spatial variability of physical-mechanical properties of coal-bearing strata is worked out, based on the calculation of relative entropy value. The suggested method of assessing the heterogeneity of physical-mechanical properties allows realizing the possibility of making systematic solution on the need of distinguishing independent mining-technological complexes to improve the efficiency of actual mining of a field. The method of assessing spatial variability allows singling out separate facilities at the area of a field, which should be characterized by individual sets of indices of physical-mechanical properties when making systematic solutions focused on efficient coal mine development. The results of assessing spatial variability of physical-mechanical properties of coal-bearing strata are introduced at the first-priority section of Elginsky coal mine in the form of the aggregate map of variability intensity value.

Key words: coal-bearing strata; physical-mechanical properties of rock; spatial variability; heterogeneity of rock properties; relative entropy; variability intensity; aggregate map of variability intensity.

REFERENCES

1. *Metodicheskoe posobie po izucheniiu inzhenerno-geologicheskikh uslovii ugo'nykh mestorozhdenii, podlezhashchikh razrabotke otkrytym sposobom* [Guidance manual on the examination of engineering-geological conditions of coal deposits subject to opencast mining]. Leningrad, Nedra Publ., 1986. 113 p.

2. *Instruktsiia i metodicheskie rekomendatsii po izucheniiu inzhenerno-geologicheskikh svoystv bokovykh porod i prognozu ikh ustoychivosti na ugol'nykh mestorozhdeniiakh (po dannym razvedki) / sost. G. G. Skortsov, L. A. Sokolovskaia, B. V. Smirnov* [Instructions and methodological recommendations on the examination of engineering-geological properties of lateral rock and the forecast of their stability at coal deposits (according to the exploration data). Edited by G. G. Skortsov, L. A. Sokolovskaia, B. V. Smirnov]. Moscow, VSEGINGEO Publ., 1980. 94 p.
 3. *Ugol' Rossii* [Coal of Russia]. Moscow, Printleto Publ., 2017. 264 p.
 4. Poliakov N. P., Pavlik M. I., Grib N. N., and others. *Otchet o rezul'tatakh detal'noi razvedki Severo-zapadnogo uchastka El'ginskogo kamennougol'nogo mestorozhdeniia v Tokinskom ugleosnom raione luzhno-lakutskogo basseina za 1991–1996 gg.: v 3 t.* [Report on the results of the detailed exploration of the northwestern section of Elginsky coal mine in Tokinsky coal district of the South Yakut basin for 1991–1996: in 3 books]. Chulman, Iuzhiakutgeologiiia Publ., 1996, vol. 1. 367 p.
 5. Grib N. N., Kuznetsov P. Iu. [Forecasting physical-mechanical properties of coal-bearing strata on the basis of the data from geophysical works of wells and mathematical apparatus of Markov nonlinear statistics]. *Ugol' – Coal*, 2018, no. 1, pp. 68–73. (In Russ.)
 6. Grib N. N., Kuznetsov P. Iu. [Assessment of the state of knowledge of coal quality indices of Elginsky mine]. *Ugol' – Coal*, 2016, no. 9, pp. 72–77. (In Russ.)
 7. Kuznetsov P. Iu., Grib N. N., Skomoroshko Iu. N. [Assessment of heterogeneity and spatial variability of coal quality indices]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2017, no. 3, pp. 47–54. (In Russ.)
 8. Trubetskoi K. N., and others. *Otkrytye gornye raboty: spravochnik* [Reference book “Opencast Mining”]. Moscow, Gornoe biuro Publ., 1994. 590 p.
 9. Kuznetsov P. Iu. *Otsenka prostranstvennoi izmenchivosti svoystv massiva gornykh porod dlia optimizatsii seti inzhenerno-geologicheskikh skvazhin pri razvedke ugol'nykh mestorozhdenii (na primere El'ginskogo mestorozhdeniia): dis. kand. geol.-miner. nauk* [Assessment of spatial variability of rock massif properties for the optimization of the network of engineering-geological wells when prospecting coal deposits (by the example of Elginsky mine). Cand. geol.-miner. sci. diss.]. Neryungri, 2005. 236 p.
-

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРА КИЕМБАЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ХАРИСОВ Т. Ф., ХАРИСОВА О. Д., ЕФРЕМОВ Е. Ю., КОНОВАЛОВА Ю. П.

Согласно нормативным документам, для определения и обоснования параметров бортов и уступов карьеров должен быть выполнен расчет коэффициента запаса устойчивости с помощью классических методов предельного равновесия. Данные методы не учитывают такие факторы, как современная геодинамика и параметры структурных нарушений в массиве, которые оказывают негативное влияние на устойчивость бортов и уступов карьеров. В статье приведены результаты исследований устойчивости бортов карьера Кiemбаевского месторождения, где произошло обрушение уступов на западном борту. Для выявления причин обрушения произведена актуализация физико-механических свойств пород, слагающих прибортовой массив. На основании полученных данных выполнен расчет коэффициента запаса устойчивости по фактической контуре карьера. Результаты расчетов показали, что борта и уступы карьера находятся в устойчивом состоянии, но в реальности это не подтверждается. Основной причиной нарушения являются не низкие прочностные свойства массива, а образование протяженных трещин сдвигового характера, вызванных процессами деформирования в условиях повышенного сжатия в одном направлении и депрессией во втором, с нарушением первичной структуры массива горных пород. С учетом геомеханических условий отработки Кiemбаевского карьера была разработана конструкция наблюдательной станции для мониторинга деформационных процессов прибортового массива, включающая две традиционные профильные линии и две локальные наблюдательные станции. Наблюдения за состоянием прибортового массива далеко не всегда дают возможность предотвратить обрушения и оползни, но позволяют снизить возможный ущерб от них и особенно риск для людей, находящихся в карьере.

Ключевые слова: устойчивость бортов; карьер; уступы; параметры бортов; трещиноватость; прибортовой массив; поверхность скольжения; коэффициент запаса устойчивости; наблюдательная станция; реперы; мониторинг.

По сравнению с подземными разработками, количество месторождений, разрабатываемых открытым способом, преобладает. На его долю приходится около 83 % мировой добычи руд и около 50 % мировой добычи угля, что делает проблему обеспечения устойчивости бортов карьеров весьма актуальной для горной науки и горнодобывающей промышленности [1].

На стадии проектирования карьера для определения и обоснования параметров его бортов выполняется расчет коэффициента запаса устойчивости, который учитывает геологическое строение массива, его обводненность, прочностные ха-

Харисов Тимур Фаритович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: timur-ne@mail.ru

Харисова Ольга Дмитриевна – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: olgzheltysheva@gmail.com

Ефремов Евгений Юрьевич – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: efremov-eu@mail.ru

Коновалова Юлия Павловна – научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: lisjul@mail.ru

раактеристики пород. Однако остаются неучтенными такие факторы, как современная геодинамика и параметры структурных нарушений в массиве, а именно системы трещин, их направление по простиранию, угол падения, заполнитель и раскрытие, которые оказывают негативное влияние на устойчивость бортов и уступов карьеров [2, 3].

Объект исследования. Примером проявления негативного влияния перечисленных факторов является Кiemбаевский карьер по добыче хризотил-асбеста АО «Оренбургские минералы», где в апреле 2017 г. произошло обрушение уступов западного борта. Обрушение захватило участок длиной более 500 м по простиранию и по высоте от отметки 240 м до 315 м (рис. 1).



Рис. 1. Нарушенный участок западного борта Кiemбаевского карьера

Исследуемый массив Кiemбаевского месторождения приурочен к скальному и полускальному трещиноватому комплексу пород. Асбестовые руды и вмещающие породы месторождения представлены серпентинитами, серпентинитами с ядрами перидотитов и серпентинизированными перидотитами, которые в тектонических зонах прорваны дайками диоритовых порфириров, микродиоритов и гранатопироксеновых пород [4].

Для анализа физико-механических свойств вмещающих пород и руд непосредственно на уступах карьера были отобраны образцы для последующих испытаний их прочностных свойств. По результатам испытаний были построены паспорта прочности пород и определены показатели угла внутреннего трения и сцепления в образце (табл. 1) [4].

Следует отметить, что прибортовой массив карьера характеризуется большим многообразием заполнителей трещин, прочностные характеристики которых представлены в табл. 2. При этом незалеченных трещин очень мало. Свойства контактов в наибольшей степени оказывают влияние на устойчивость отдельных уступов и небольших трещиноватых участков бортов и в меньшей степени – на устойчивость всего борта в целом [4].

Прочностные свойства трещиноватого массива значительно отличаются от прочности образца, и для перехода от сцепления пород в образце C_0 к сцеплению в массиве C_m используется коэффициент структурного ослабления λ :

$$C_m = \lambda C_0, \quad (1)$$

величина которого зависит от факторов, связанных с характером структурного строения массива, его однородностью и прочностью пород.

Сцепление пород в массиве приближенно может быть определено по формуле:

$$C_m = \frac{C_0 - C}{1 + a \ln(H/l_T)} + C, \quad (2)$$

где C – сцепление по контактам между блоками; a – коэффициент, зависящий от прочности пород в образце и характера трещиноватости; H – высота борта, м; l_T – средний размер блоков, м.

Таблица 1

Результаты испытаний прочностных свойств пород в образце

Номер пробы	Порода	Местоположение		Предел прочности, МПа		Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град
		борт	горизонт, м	при сжатии	при растяжении		
21	Выветрелый серпентинит с прожилками магнетита	восточный	360	87,6	6,1	22,2	36,5
22	Слабоизмененный серпентинит	восточный	330	116,7	19,9	36,0	26,6
22	Слабоизмененный серпентинит	восточный	330	171,4	17,4	47,2	32,3
22	Слабоизмененный серпентинит	восточный	330	124,0	17,9	36,9	28,4
23	Неизмененный серпентинит	восточный	315	125,9	12,7	34,6	32,4
24	Слабоизмененный серпентинит	восточный	285	108,9	7,1	27,1	37,1
25	Неизмененный серпентинит	восточный	270	93,8	9,4	25,8	32,4
26	Руда		225	82,9	9,2	23,3	31,3
27	Серпентинит зеленый с черными прожилками	западный	330	39,1	4,5	11,1	30,9
37	Неизмененный серпентинит с трещинами	западный	315	80,0	7,1	21,4	33,7

При расчетах устойчивости бортов карьера в характеристики сопротивления сдвигу вводится коэффициент запаса n , который в соответствии с рекомендациями «Правил...» [5–7] принимается равным 1,5. Расчетные характеристики прочности пород определяются по формулам:

$$C_n = \frac{C_m}{n}, \quad (3)$$

$$\varphi_n = \arctg \frac{\operatorname{tg} \varphi}{n}. \quad (4)$$

При расчете прочностных свойств прибортового массива восточного борта использовались средние значения физико-механических свойств пород в образцах

проб № 21–25, а для западного и южного бортов использовались средние значения прочностных свойств пород в образцах проб № 27 и № 37.

На основании выполненных по формулам (1)–(4) расчетов были определены характеристики массива, представленные в табл. 3.

Методы исследования. Для определения причин произошедшего нарушения и разработки мероприятий, обеспечивающих безопасное ведение горных работ, была выполнена многовариантная оценка устойчивости бортов карьера по фактическому контуру на основании актуализированных физико-механических свойств пород, слагающих прибортовой массив (табл. 3).

Таблица 2

Прочностные характеристики контактов во вмещающем массиве Киембаевского месторождения

Заполнитель трещин	Сцепление, т/м ²	Угол трения, град
Брусит	4	15
Магнезит	6–8	15
Серпентинит	10	20
Тальк	2	12
Офит	8	15
Асбестофит	10–20	22
Гематит	8	15
Глинка трения	2	12

Для расчета устойчивости бортов и уступов карьера построено шесть расчетных сечений, плановое положение которых представлено на рис. 2. Расчетные сечения проходят через потенциально опасные участки № 1–7, выявленные по результатам комплексного анализа влияющих негативных факторов [8] на западном, восточном и южном бортах Киембаевского асбестового карьера.

Таблица 3

Принятые значения физико-механических свойств пород Киембаевского карьера

Плотность γ , т/м ³	Сцепление C_n , т/м ²	Угол внутреннего трения ϕ_n , град
Для прибортового массива восточного борта		
2,45	28,0	21,3
Для прибортового массива западного и южного бортов		
2,45	16,0	21,3

В программном комплексе SCAD Office «Откос» была произведена многовариантная оценка устойчивости бортов карьера и его уступов с использованием четырех классических методов: Федоровского–Курилло, Бишоп (упрощенный), Филлениуса, Ямбу (упрощенный). Методы отличаются друг от друга способом построения поверхности скольжения и используемым в расчетах математическим аппаратом. Подробное описание методов представлено в литературных источниках [9–12].

Результаты исследований. Результаты вычисления коэффициента запаса устойчивости по фактическому контуру представлены в табл. 4. На рис. 3 представлена схема наиболее вероятных поверхностей скольжения на расчет-

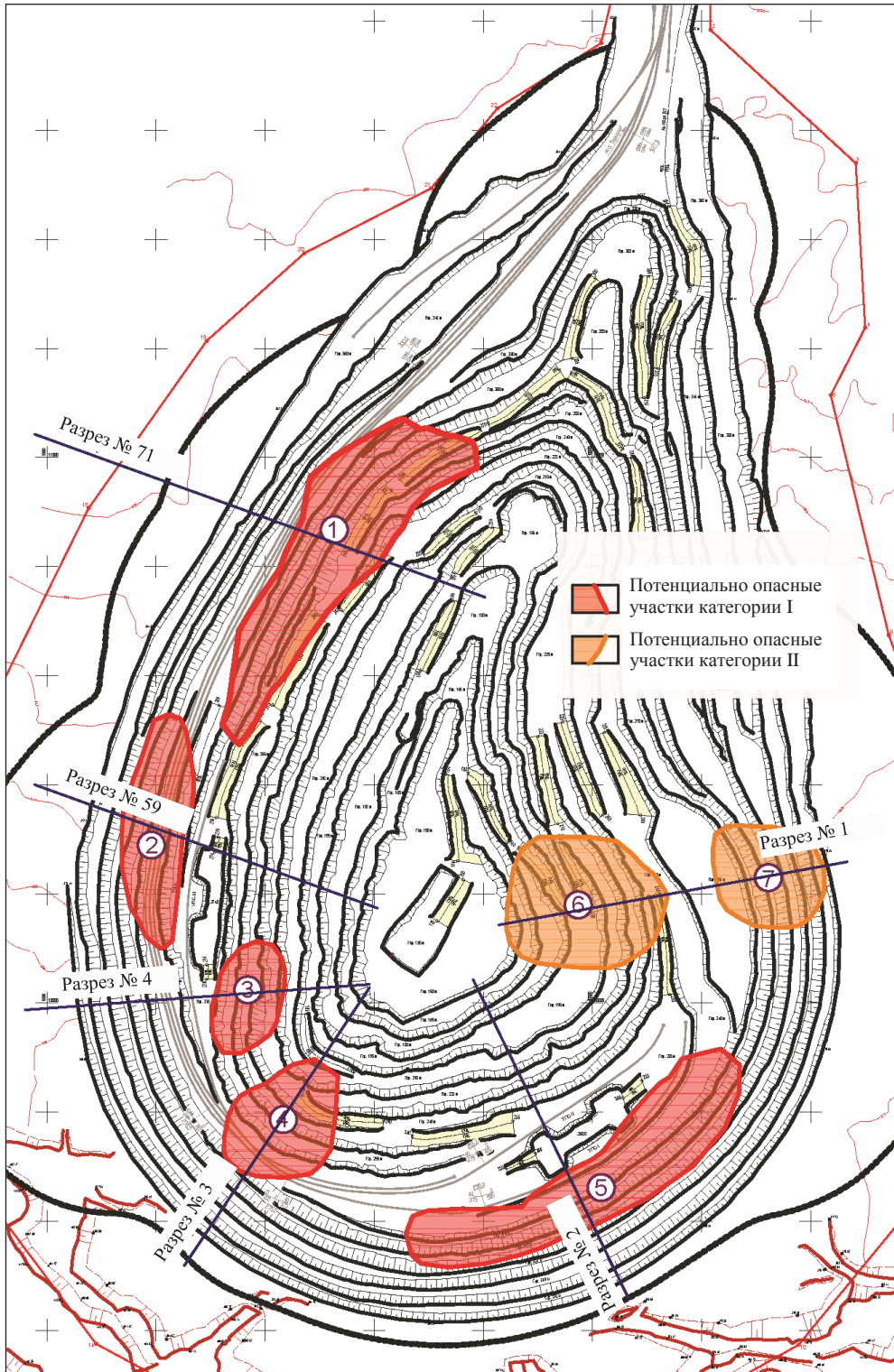


Рис. 2. Схема расположения расчетных сечений для оценки устойчивости бортов и уступов Киямбаевского карьера

ном сечении, совпадающем с положением геологического разреза № 71, по фактическому контуру Киембаевского карьера, где произошло обрушение уступов.

Таблица 4

Результаты вычисления коэффициента запаса устойчивости по фактическому контуру

Номер задачи	Коэффициент запаса устойчивости, рассчитанный различными методами				Средний коэффициент запаса	Автоматический подбор наиболее вероятной поверхности скольжения (интервал по горизонтальной оси расчетной схемы)	
	Федоровского–Курилло	Филлениуса	Бишопа (упр.)	Янбу (упр.)		Левая граница, м	Правая граница, м
Линия разреза № 1 (восточный борт)							
1	1,724	1,695	1,809	1,677	1,726	0/200	795/855
2	1,242	1,224	1,291	1,159	1,229	0/200	364/465
3	1,626	1,592	1,677	1,488	1,596	475/545	630/692
4	2,038	2,044	2,068	1,882	2,008	269/285	364/465
5	2,900	2,883	3,071	2,638	2,873	0/200	269/285
Линия разреза № 3 (юго-западный борт)							
1	1,334	1,331	1,422	1,313	1,350	0/200	742/816
2	2,494	2,53	2,673	2,272	2,492	0/200	243/260
3	1,264	1,245	1,308	1,175	1,248	281/297	355/368
4	2,015	2,002	2,136	1,894	2,012	321/328	550/573
5	2,211	2,213	2,360	2,055	2,210	355/405	497/536
Линия разреза № 4 (западный борт)							
1	1,359	1,344	1,418	1,335	1,364	0/200	730/780
2	1,137	1,130	1,180	1,081	1,132	0/200	346/367
3	2,020	2,018	2,151	1,900	2,022	403/451	584/607
4	2,122	2,119	2,24	1,970	2,113	584/607	684/702
Линия разреза № 2 (юго-восточный борт)							
1	1,695	1,675	1,762	1,412	1,636	0/200	804/851
2	0,962	0,964	0,986	0,929	0,960	0/200	378/396
3	0,946	0,929	0,967	0,904	0,937	249/269	378/396
4	2,169	2,158	2,285	2,010	2,156	518/562	643/670
5	1,129	1,099	1,131	1,051	1,103	321/337	378/396
Линия разреза № 59 (западный борт)							
1	1,459	1,444	1,522	1,431	1,464	0/200	821/866
2	1,871	1,943	1,987	1,738	1,885	0/200	264/282
3	1,367	1,347	1,446	1,303	1,366	0/200	396/470
4	1,999	1,928	2,104	1,846	1,969	264/282	396/470
5	1,638	1,618	1,724	1,595	1,644	396/470	396/470
6	1,345	1,350	1,394	1,272	1,340	0/200	302/316
Линия разреза № 71 (западный борт)							
1	1,444	1,413	1,510	1,410	1,444	0/200	634/683
2	1,259	1,274	1,328	1,208	1,267	0/200	348/430
3	1,779	1,779	1,869	1,660	1,772	0/200	260/285
4	1,143	1,124	1,175	1,070	1,128	260/360	384/430

Значения коэффициента запаса устойчивости, полученные различными методами расчета, отличаются друг от друга в пределах 10–15 %. Южный, западный и восточный борты находятся в устойчивом состоянии с минимальным коэффи-

циентом запаса устойчивости 1,350 у юго-западного борта и максимальным коэффициентом 1,726 у восточного борта карьера. Однако отдельные уступы на потенциально опасных участках бортов карьера находятся в граничном состоянии и имеют коэффициент запаса устойчивости от 0,937 до 0,960.

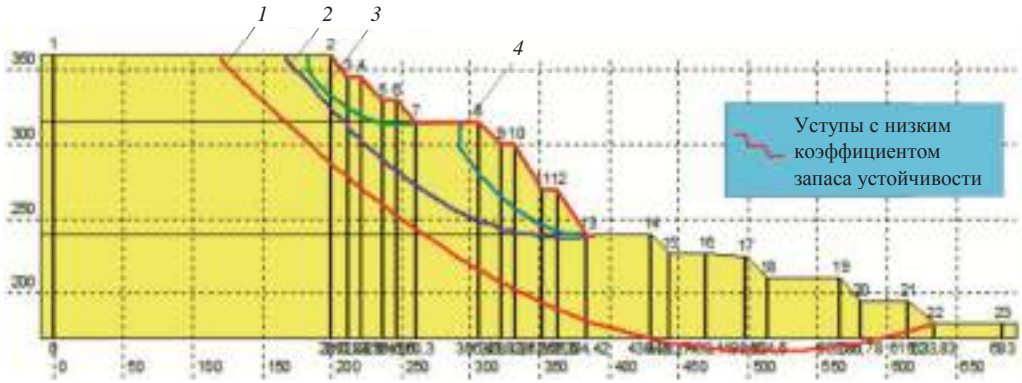


Рис. 3. Схема наиболее вероятных поверхностей скольжения на линии геологического разреза № 71 (западный борт):
1 – коэффициент запаса устойчивости 1,444; 2 – коэффициент запаса устойчивости 1,267; 3 – коэффициент запаса устойчивости 1,772; 4 – коэффициент запаса устойчивости 1,128

На участке борта на геологическом разрезе № 71 в интервале горизонтов 230–315 м, где произошло обрушение уступов, при расчете классическими методами коэффициент запаса устойчивости составил 1,128, т. е. по показателям уступы находятся в устойчивом состоянии, однако в реальности это не так.

Исходя из полученных результатов расчета можно сделать вывод, что классические методы алгебраического и векторного сложения сил, которые согласно существующим нормативным документам [6–7] необходимо применять для оценки устойчивости бортов карьеров, не всегда достоверны.

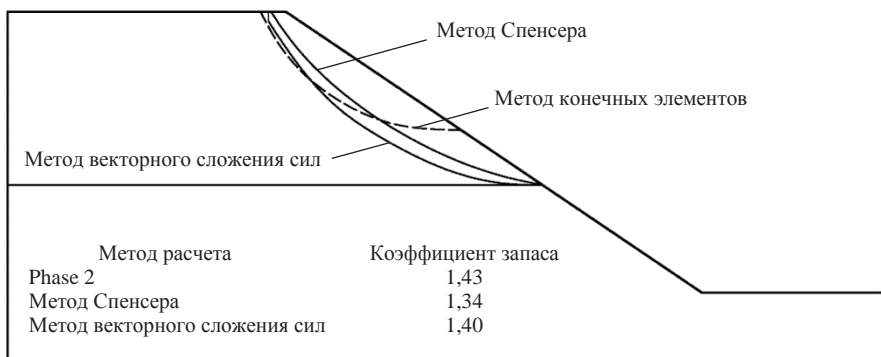


Рис. 4. Поверхности скольжения в прибортовом массиве, полученные различными методами

В настоящее время все большее распространение приобретает метод математического моделирования. Однако в простых условиях результаты вычислений, полученные с помощью обоих методов, как правило, близки между собой (рис. 4) [13].

Причина заключается в том, что математическое моделирование обычно не учитывает трещинообразование, которое в блочной напряженно-деформирован-

ной среде представляет собой очень сложный процесс, включающий как детерминированную, так и стохастическую составляющие [13–15].

Исходя из сказанного можно сделать вывод, что причиной нарушения исследуемого участка борта карьера являются не низкие прочностные характеристики массива, а образование протяженных трещин сдвигового характера, вызванных дилатационными процессами деформирования в условиях повышенного сжатия в одном направлении и депрессии во втором, с нарушением первичной структуры массива горных пород.



Рис. 5. Схема наблюдательной станции Кiemбаевского карьера

Так как учет данного фактора является практически невозможным, то для обеспечения безопасного функционирования карьера необходимо проводить мониторинг деформаций прибортового массива в процессе разработки месторождения. Систематический контроль состояния уступов, бортов и территорий, прилегающих к карьере, является необходимым условием бесперебойной работы горного предприятия [16–17].

На основании требований нормативных документов [18], с учетом геомеханических условий отработки Кiemбаевского карьера была разработана конструкция наблюдательной станции для мониторинга деформационных процессов. Наблюдательная станция построена по принципу «от общего к частному» и

включает в себя существующий на территории месторождения геодинамический полигон, две традиционные профильные линии, а также две локальные наблюдательные станции (рис. 5). Реперы закладываются как на дневной поверхности, примыкающей к карьеру, так и непосредственно в бермы уступов, поставленных на предельный контур. Систематические маркшейдерские наблюдения на разработанной наблюдательной станции позволят получать необходимую информацию о деформациях бортов карьера, являющуюся основой для прогноза их устойчивости.

Итак, трещиноватый скальный массив представляет собой сложную иерархически блочную среду. Учет всех факторов, оказывающих негативное воздействие на устойчивость бортов карьеров, является крайне сложной и зачастую невыполнимой задачей.

Классические методы расчета коэффициента запаса устойчивости и компьютерное моделирование не всегда позволяют достоверно оценить устойчивость бортов карьера, особенно в трещиноватых тектонически-напряженных скальных массивах.

Для обеспечения безопасного ведения горных работ необходимо проводить мониторинг деформаций прибортового массива в процессе разработки месторождения.

Наблюдения за состоянием прибортового массива далеко не всегда дают возможность предотвратить обрушения и оползни, но позволяют снизить возможный ущерб от них и особенно риск для людей, находящихся в карьере.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ericsson M., Larsson V. E&M's annual survey of global mining investment // *Engineering & Mining Journal*. 2013. Vol. 214. No. 1. P. 28–33.
2. Сашурин А. Д., Панжин А. А. Механизм формирования аварийных ситуаций различного масштаба вследствие современных геодинамических движений // *Черная металлургия*. 2017. № 1 (1405). С. 21–25.
3. Sashurin A. D., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Knyazev D. Yu. Innovative approaches to rock mass stability in mining high-grade quartz veins // *Eurasian Mining*. 2016. No. 2 (26). P. 3–5.
4. Исследование инженерно-геологических условий разработки и обоснование предельных углов наклона бортов карьера Кiemбаевского асбестового ГОКа: отчет о НИР / ИГД УрО РАН, рук. Сашурин А. Д., Яковлев А. В. Екатеринбург, 2002. 164 с.
5. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л.: ВНИМИ, 1971. 178 с.
6. Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. Л.: ВНИМИ, 1987. 127 с.
7. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. СПб: ВНИМИ, 1998. 208 с.
8. Исследование геомеханических условий, причин и закономерностей нарушения устойчивости бортов карьера АО «Оренбургские минералы» и разработка мероприятий по безопасному ведению горных работ: отчет о НИР / ИГД УрО РАН, рук. Сашурин А. Д. Екатеринбург, 2017. 188 с.
9. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 378 с.
10. Хуан Я. Х. Устойчивость земляных откосов. М.: Стройиздат, 1988. 240 с.
11. Федоровский В. Г., Курилло С. В. Метод расчета устойчивости откосов и склонов // *Геоэкология*. 1997. № 6. С. 95–106.
12. Федоровский В. Г., Курилло С. В. Метод переменной степени мобилизации сопротивления грунту для расчета прочности грунтовых массивов // *Основания, фундаменты и механика грунтов*. 1998. № 4/5. С. 18–22.
13. Цирель С. В., Павлович А. А. Проблемы и пути развития методов геомеханического обоснования параметров бортов карьеров // *Горный журнал*. 2017. № 7. С. 39–45.
14. Кочарян Г. Г., Спивак А. А. Иерархия структурных и геодинамических характеристик земной коры // *Геология, инженерная геология, гидрогеология, геоэкология*. 2002. № 6. С. 537–550.
15. Лукк А. А., Дещеревский А. В., Сидорин А. Я., Сидорин И. А. Вариации геофизических полей как проявление детерминированного хаоса во фрактальной среде. М.: ОИФЗ РАН, 1996. 200 с.
16. Желтышева О. Д., Ефремов Е. Ю. Современные технологии мониторинга устойчивости бортов карьеров // *Маркшейдерия и недропользование*. 2014. № 5 (73). С. 63–66.
17. Панжин А. А., Сашурин А. Д., Панжина Н. А. Геодинамический мониторинг на Узельгинском месторождении // *Маркшейдерия и недропользование*. 2016. Т. 1. № 3 (83). С. 30–35.
18. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. Л.: ВНИМИ, 1987. 118 с.

RESEARCH OF STABILITY OF EDGES AND BENCHES OF THE KIYEMBAYEVSKY FIELD OPEN-PIT

Kharisov T. F., Kharisova O. D., Efremov E. Iu., Konovalova Iu. P. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: timur-ne@mail.ru

According to normative documents, for the definition and justification of parameters of edges and benches of open-pits, stability factor of safety calculation should be fulfilled by means of classical methods of extreme balance. These methods don't consider such factors as modern geodynamics and parameters of structural disturbances in the massif, which exert negative impact on stability of edges and benches of open-pits. Results of researches on the Kiyembayevsky field open-pit edges stability are given in article, where the western bench edges collapse took place. Updating of physical-mechanical properties of rock composing the adjacent rock massif is made to identify the collapse reasons. On the basis of the obtained data, stability factor of safety calculation is fulfilled according to the actual contour of an open-pit. Results of calculations have shown that edges and benches of an open-pit are in a steady state, but in reality it isn't confirmed. These are not low strength properties of the massif, but the formation of the extended cracks of shift character caused by the processes of deformation in the conditions of the increased compression in one direction and a depression in the second direction with violation of primary structure of the massif of rocks, which is the main reason for violation. Taking into account geomechanical conditions of working off of the Kiyembayevsky open-pit, the design of observing station has been developed for monitoring of deformation processes of the adjacent rock massif. It includes two traditional profile lines and two local observing stations. Observations of a condition of the adjacent rock massif not always give the chance to prevent collapses and landslides, but allow reducing possible damage from them, especially risk for the people who are in the open-pit.

Key words: stability of edges; open-pit; benches; parameters of edges; rock jointing; adjacent rock massif; surface of sliding; stability factor of safety; observing station; reference points; monitoring.

REFERENCES

1. Ericsson M., Larsson V. E&MJ's annual survey of global mining investment. *Engineering & Mining Journal*, 2013, vol. 214, no. 1, pp. 28–33.
2. Sashurin A. D., Panzhin A. A. [Mechanism of generation of emergencies of various scales in consequence of modern geodynamic displacements]. *Chernaia metallurgiiā – Ferrous Metallurgy*, 2017, no. 1 (1405), pp. 21–25. (In Russ.)
3. Sashurin A. D., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Knyazev D. Yu. Innovative approaches to rock mass stability in mining high-grade quartz veins. *Eurasian Mining*, 2016, no. 2 (26), pp. 3–5.
4. Sashurin A. D., Iakovlev A. V. [Research report “Investigation of engineering-geological conditions of mining and substantiation of limiting angles of inclination of open-pit edges of Kiyembayevsky asbestos mining and processing complex”]. The Institute of Mining UB RAS Publ., Ekaterinburg, 2002. 164 p.
5. Instruction on observation over the edges, benches slopes, and open-pit waste dumps deformations and the development of actions to maintain their stability. Leningrad, VNIMI Publ., 1971. 178 p. (In Russ.)
6. Methodological guidelines over the calculation of stability and bearing capacity of dumps. Leningrad, All-Russian Research Institute of Mining Geomechanics and Survey Publ., 1987. 127 p. (In Russ.)
7. Rules of slopes stabilization at coal mines. St. Petersburg, VNIMI, 1998. 208 p. (In Russ.)
8. Sashurin A. D. [Research report “Investigation of geomechanical conditions, reasons and regularities of JSC Orenburg Minerals open-pit edges destabilization and development of actions on safe mining”]. The Institute of Mining UB RAS Publ., Ekaterinburg, 2017. 188 p.
9. Fisenko G. L. *Ustoichivost' bortov kar'erov i otvalov* [Stability of open-pits' and dumps' edges]. Moscow, Nedra Publ., 1965. 378 p.
10. Kluian Ia. Kh. *Ustoichivost' zemlianykh otkosov* [Stability of earth walls]. Moscow, Stroizdat, 1988. 240 p.
11. Fedorovskii V. G., Kurillo S. V. [Calculation method for slopes and inclinations]. *Geoekologiiā. Inzhenernaia geologiiā, gidrogeologiiā, geokriologiiā – Environmental Geoscience*, 1997, no. 6, pp. 95–106. (In Russ.)
12. Fedorovskii V. G., Kurillo S. V. [Method of variable degree of soil resistance mobilization to calculate strength characteristics of soil mass]. *Osnovaniia, fundamenti i mekhanika gruntov – Soil Mechanics and Foundation Engineering*, 1998, no. 4/5, pp. 18–22. (In Russ.)
13. Tsirel' S. V., Pavlovich A. A. [Problems and development paths of the methods of geomechanical substantiation of open-pit edges parameters]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2017, no. 7, pp. 39–45. (In Russ.)
14. Kocharian G. G., Spivak A. A. [Hierarchy of structural and geodynamic characteristics of earth crust]. *Geoekologiiā. Inzhenernaia geologiiā, gidrogeologiiā, geokriologiiā – Environmental Geoscience*, 2002, no. 6, pp. 537–550. (In Russ.)
15. Lukk A. A., Deshcherevskii A. V., Sidorin I. Ia., Sidorin I. A. [Variations of geophysical fields as the manifestation of determined chaos in fractal environment]. Moscow, IPE RAS Publ., 1996. 200 p.
16. Zheltyshva O. D., Efremov E. Iu. [Modern technologies of open-pits edges stability monitoring]. *Marksheideriia i nedropol'zovanie – Mine Surveying and Subsurface Use*, 2014, no. 5 (73), pp. 63–66. (In Russ.)
17. Panzhin A. A., Sashurin A. D., Panzhina N. A. [Geodynamic monitoring at Uzelginsky deposit]. *Marksheideriia i nedropol'zovanie – Mine Surveying and Subsurface Use*, 2016, vol. 1, no. 3 (83), pp. 30–35. (In Russ.)
18. Methodological guidelines on observations over the deformations of open-pits and dumps edges, interpretation of their results, and stability forecast. Leningrad, All-Russian Research Institute of Mining Geomechanics and Survey Publ., 1987. 118 p. (In Russ.)

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И ОПТИМИЗАЦИЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ БЛОЧНОЙ КРЕПИ ПОДЗЕМНОГО СООРУЖЕНИЯ

БЯКОВ Н. С., **КОРНИЛКОВ М. В.**, КАРЯКИН А. Л., РАЕВСКАЯ Л. Т.

Методом конечных элементов проведен анализ напряженно-деформированного состояния железобетонного блока вертикального ствола, находящегося под действием горного давления и собственного веса крепи ствола. Элемент ствола шахты выбирался в форме цилиндрической оболочки. На выделенный элемент железобетона прикладывались изгибающий и крутящий моменты, а также нормальные и сдвигающие силы, приложенные к боковым сторонам элемента. В данной работе расчет проводился в комплексе программ Лира-САПР. Расчет основан на принципе возможных перемещений. Определялся минимум функционала полной энергии. При расчете принималась гипотеза плоских сечений и учитывались диаграммы, связывающие напряжения и деформации в бетоне и арматуре. Выполнена оптимизация параметров данной конструкции по критерию минимума стоимости с соблюдением требований норм по надежности и несущей способности сооружения.

Ключевые слова: подземные железобетонные сооружения; метод конечных элементов; оптимизация.

Создание новых и реконструкция существующих шахт, рудников, карьеров, возведение подземных железнодорожных, автомобильных и коллекторных тоннелей, гидроэлектростанций, строительство метрополитена – все это относится к области строительства подземных сооружений. Огромное количество подобных сооружений существует в горной промышленности: в отраслях производства, занимающихся разведкой, добычей, переработкой полезных ископаемых. Горнодобывающие предприятия, компании транспортной отрасли, объекты обороны и защиты страны используют подземные горнотехнические сооружения. В ходе эксплуатации подземных сооружений обеспечивается работа подземного хозяйства предприятий: процессы добычи, складирования, хранения, транспортировки. Подземные горнотехнические сооружения должны соответствовать требованиям высокого уровня надежности. Важнейшими требованиями, которые предъявляются к строительным конструкциям, являются требования по обеспечению прочности, устойчивости, долговечности и надежности. Все это должно быть обосновано аналитическими расчетами.

Одним из методов освоения подземного пространства становится создание сооружений из железобетонных блоков, главным образом в форме тонкостенных

Бяков Никита Сергеевич – начальник Восьмого отдела. 620144, г. Екатеринбург, Сибирский тракт, 3, Государственная экспертиза. E-mail: nikitabyakov@yandex.ru

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

Карякин Александр Ливневич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой электрификации горных предприятий. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.egrp@m.ursmu.ru

Раевская Лариса Трофимовна – кандидат физико-математических наук, доцент кафедры технической механики и оборудования целлюлозно-бумажных производств. 620100, г. Екатеринбург, Сибирский тракт, 37, Уральский государственный лесотехнический университет. E-mail: ltrvsk@yandex.ru

оболочек. Основным материалом несущих конструкций горнотехнических сооружений является монолитный или сборный железобетон. Особенности железобетона связаны с тем, что он как композитный материал состоит из бетона и стальной арматуры, и в силу его анизотропии приходится учитывать характеристики напряженно-деформированного состояния композитного материала. Это означает, что соотношения между усилиями и деформациями не могут быть описаны так, как это принято для упругих изотропных тел. Для железобетонных элементов это может приводить к существенным погрешностям. Под действием эксплуатационных нагрузок в бетоне образуются трещины и развиваются неупругие деформации. Так, в [1] сказано, что «в наиболее полном объеме указанные особенности железобетона могут быть реализованы через физические соотношения, связывающие напряжения и деформации бетона и арматуры, или физические соотношения, связывающие усилия и перемещения железобетонных элементов в целом. Физические соотношения определяются на основе обобщенного закона Гука для анизотропного тела».

На выделенный элемент железобетона будут действовать изгибающий и крутящий моменты, а также силы нормальные и сдвигающие, приложенные к боковым сторонам элемента. Математическая модель получается из уравнений равновесия внешних усилий, действующих по боковым сторонам, и внутренних усилий в нормальном сечении. При расчете принимается гипотеза плоских сечений и учитываются диаграммы, связывающие напряжения и деформации в бетоне и арматуре. В деформационной модели для бетона могут быть использованы диаграммы различной формы: криволинейные, с ниспадающей ветвью, упрощенные трехлинейные, включающие условно упругий, неупругий и условно пластический участки, а также двухлинейные, по типу диаграммы Прандтля, включающие условно упругий и условно пластический участки. Использование таких диаграмм позволяет комплексно учитывать упруго-пластическую работу бетона в отличие от ранее применяемого чисто упругого или чисто пластического расчета. Для арматуры также могут применяться криволинейные, упрощенные трехлинейные и двухлинейные диаграммы. Диаграммы состояния бетона и арматуры путем изменения их параметрических точек и конфигурации позволяют учитывать нелинейные свойства материала для различных видов и классов бетона и арматуры.

Для железобетонных элементов, особенно для элементов с трещинами, гипотеза плоских сечений не отражает в полной мере реальный физический характер деформирования его сечений. Однако, по мнению авторов [1], применение такого достаточно условного характера деформирования сечения позволяет создать необходимый расчетный аппарат, который в целом дает конечные результаты, близкие к экспериментальным данным. При этом деформационная модель позволяет на единой методологической основе производить расчет железобетонных конструктивных систем и элементов различной конфигурации и состава, а также учитывать накопление повреждений, предысторию нагружения эксплуатируемых железобетонных конструкций. В частности, в новых нормативных документах (*Свод правил СП 63.13330.2012 «СНиП 52-01-2003. Бетонные и железобетонные конструкции. Основные положения». Актуализированная редакция СНиП 52-01-2003*) для расчета прочности стержневых железобетонных балок, колонн на действие изгибающих моментов и продольных сил рассматривается расчет по предельным усилиям в сжатом бетоне и растянутой арматуре, основанный на методе предельного равновесия, когда деформации бетона и арматуры достигают некоторых предельных значений. В СП 63.13330.2012 расчет поперечных сил (по предельным значениям) также основан на эмпирических соотношениях.

Обеспечение прочностной надежности подземного сооружения связано не только с оценкой характеристик напряженно-деформированного состояния (НДС), но и с их изменением в процессе эксплуатации. Очевидно, что проектирование подземных выработок предприятий по добыче полезных ископаемых должно производиться исходя из условий снижения трудоемкости, материалоемкости, сметной стоимости строительства и применения широкой механизации горнопроходческих работ, а также в соответствии с требованиями Временной инструкции по разработке проектов и смет для жилищно-гражданского строительства (СН 401-69).

Анализ нормативной документации (СП 91-13330.2012) показывает, что при выполнении расчета железобетонных сооружений не рассматривается задача определения оптимальных параметров, например по критерию минимума стоимости готового элемента. Установлено, что в действующих нормах проектирования и имеющихся результатах научных исследований в области проектирования железобетонных конструкций зданий и сооружений отсутствуют расчетные параметры, позволяющие это учитывать.

Исходя из всего сказанного, целью настоящей работы авторы считают не только исследование напряженно-деформированного состояния конкретного железобетонного сооружения, но и оптимизацию параметров данной конструкции по критерию стоимости. В частности, в настоящей работе объектом исследования является элемент вертикальной крепи из сборного железобетона, выполненный в форме цилиндрической оболочки с толщиной стенок меньше внутреннего радиуса. Подобный элемент крепи (блок) будет работать в области повышенных давлений в связи с использованием его при строительстве подземных сооружений.

Моделирование. Метод расчета. В настоящее время в строительстве для определения усилий, напряжений и деформаций в элементах конструкции используют специальные компьютерные программы и комплексы, в основе которых лежит метод конечных элементов. В данной работе расчет проводился в комплексе программ Лира-САПР. В этом комплексе расчет основан на принципе возможных перемещений: на любом возможном перемещении сумма возможных работ всех сил (внутренних и внешних) равна нулю. Определяется минимум функционала полной энергии $I(u) = \Pi(u) + W(u)$ при условии $a(u, v) + (f, v) = 0$ [2]. Введены следующие обозначения: $I(u)$ – функционал полной потенциальной энергии системы; u – вектор перемещений; $\Pi(u)$ – потенциальная энергия деформации; $W(u)$ – работа внешних сил; $a(u, v)$ – возможная работа внутренних сил, v – возможное перемещение; (f, v) – возможная работа внешних сил; f – вектор внешних нагрузок. Возможные работы вычисляются как

$$a(u, v) = \int_{\Omega} \sigma(u) \varepsilon(v) d\Omega; \quad (f, v) = \int_{\Omega} f v d\Omega,$$

где σ – вектор напряжений; ε – вектор деформаций; Ω – область рассматриваемой задачи. В узлах расчетной сетки вычисляются значения перемещений.

Хотя железобетон – материал анизотропный, упруго-пластично-ползучий, принято считать, что он «воспринимает силовые и несиловые воздействия как монолитное целое», и следовательно, характеризуется некоторой усредненной жесткостью [3]. Поэтому выбирался один для всего материала универсальный конечный элемент оболочки (рис. 1), который в библиотеке элементов программы Лира-САПР числится под номером КЭ-44. Это четырехугольный элемент, предназначенный для расчета тонких оболочек. Конечный элемент представлен в виде пластины, имеющей размеры 20 × 20 см.

В каждом из узлов реализуется шесть степеней свободы – три поступательных – u , v , w и три вращательных относительно координатных осей ix , iy , iz . Степени свободы u , v – это горизонтальные перемещения, положительные направления которых совпадают с положительным направлением координатных осей x_1 , y_1 ; w – вертикальное перемещение (прогиб), положительное направление которого совпадает с осью z_1 ; ix , iy – углы поворота относительно координатных осей, положительное направление которых противоположно направлению вращения часовой стрелки, если смотреть с конца соответствующих осей; iz – угол поворота относительно оси z общей системы координат; u , v отвечают мембранным, а w , ix , iy – изгибным деформациям. Угол поворота iz не входит в число узловых параметров, определяющих деформацию элемента, и в местной системе координат равен нулю. Эта степень свободы появляется при стыковке элементов, не лежащих в одной плоскости, и необходима для учета пространственной работы конструкции.

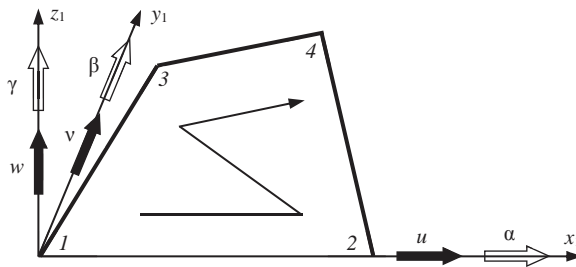


Рис. 1. Схематическое изображение конечного элемента и последовательность нумерации его узлов

Для моделирования оболочечного элемента конструкции принимались следующие параметры. Внутренний радиус оставался постоянным и равным 3,85 м. Постоянной считалась и высота блока, ее величина равнялась 5 м. Толщина оболочки менялась от 200 до 1000 мм с шагом 50 мм. Полученная в программном комплексе модель оболочки показана на рис. 2, а.

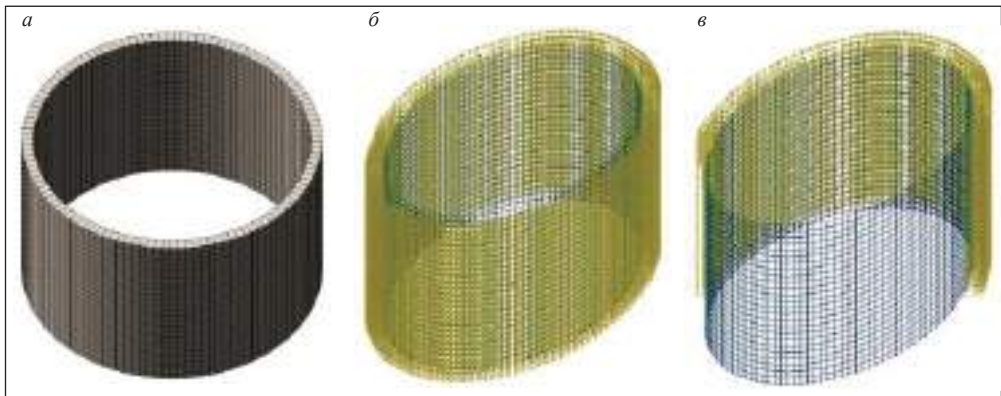


Рис. 2. Модель оболочки:

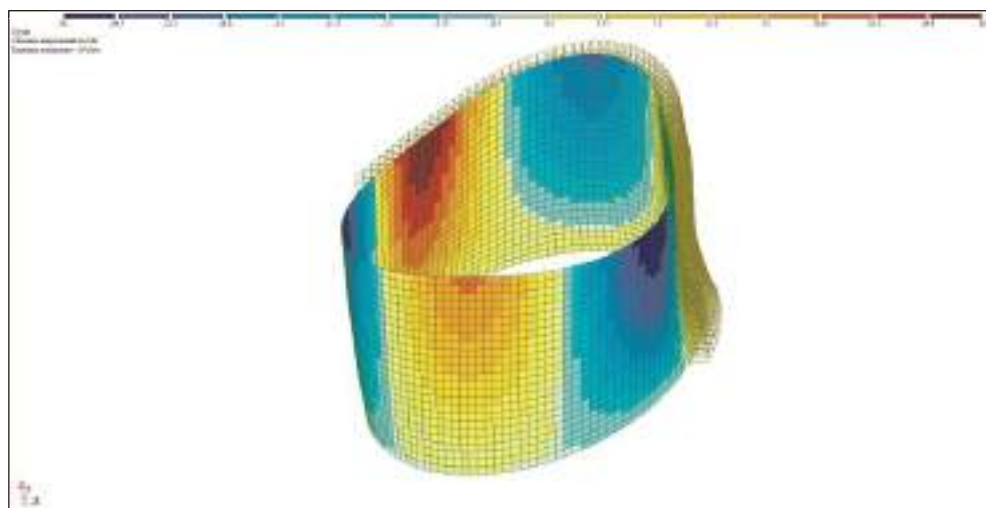
а – без нагружения; б – при симметричном нагружении; в – при несимметричном нагружении

Кроме толщины изменяемым параметром являлся класс бетона, который варьировался от В10 до В30 (ГОСТ 26633-2015). Так, например, для бетона класса В30 в расчете принимались следующие характеристики: начальный модуль упругости $E_b = 3\,250\,000$ т/м²; расчетное сопротивление осевому сжатию $R_b = 1700$ т/м²; расчетное сопротивление осевому растяжению $R_{bt} = 115$ т/м²; нормативное сопро-

тивление осевому сжатию $R_{bn} = 2200 \text{ т/м}^2$; нормативное сопротивление осевому растяжению $R_{bt} = 175 \text{ т/м}^2$. В деформационной модели для бетона использовалась двухлинейная диаграмма состояний.

Армирование выбиралось с использованием проката арматурного класса А500СП (С – свариваемая, П – повышенное сцепление) с эффективным периодическим профилем (*Прокат арматурный класса А500СП с эффективным периодическим профилем. Технические условия ТУ 14-1-5526-2006 (с изменением № 1)*).

a



b

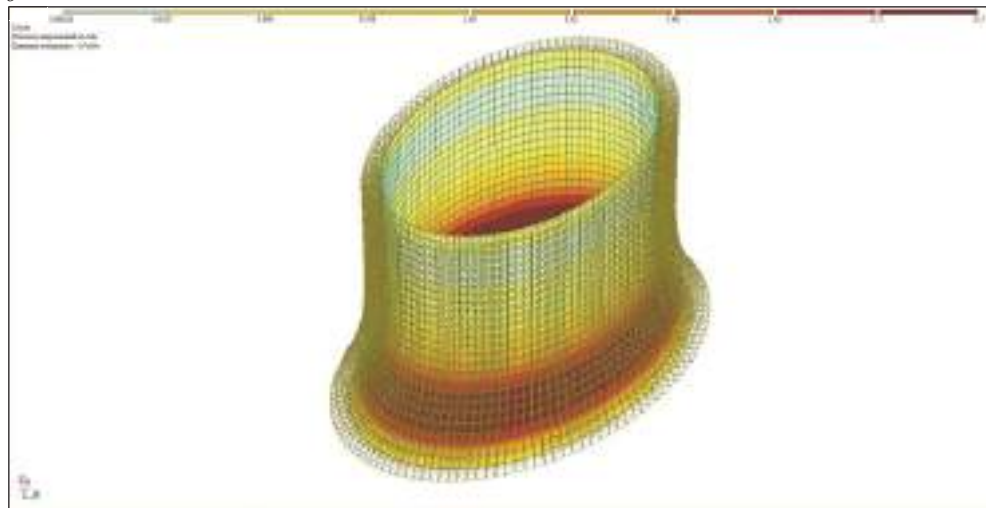


Рис. 3. Мозаика и изополя напряжений по моменту M_x :

a – мозаика при несимметричном нагружении; *b* – изополя при симметричном нагружении

Стержни арматуры имеют два продольных ребра и поперечные выступы, которые и обеспечивают повышенное сцепление с бетоном, что в свою очередь позволяет говорить о монолитном материале с усредненной жесткостью. Расчетные характеристики арматуры: модуль упругости $E_s = 20\,000\,000 \text{ т/м}^2$; расчетное сопротивление растяжению продольной арматуры $R_s = 45\,000 \text{ т/м}^2$; расчетное сопротивление растяжению поперечной арматуры $R_{sw} = 30\,000 \text{ т/м}^2$; расчетное сопротивление сжатию $R_{sc} = 45\,000 \text{ т/м}^2$. Предел текучести – 500 Н/мм^2 . Преимущества выбран-

ной арматуры по сравнению, например, с арматурной сталью класса А-III марок 25Г2С и 35ГС (ГОСТ 5781-82) тех же диаметров арматуры состоят в улучшенной свариваемости и пластичности, повышенной вязкости и долговечности. Важно также, что сварные соединения не образуют хрупких разрушений, кроме того, получается сравнительно низкая себестоимость производства и значительная экономия стали. Стальной каркас арматуры состоял из двух цилиндрических секто́в внутри бетонной оболочки.

Нагрузки прикладывались перпендикулярно поверхности оболочки. Нагружение учитывалось в виде симметричного (рис. 2, б) или несимметричного (рис. 2, в) воздействия. Модель сооружения нагружалась расчетными нагрузками, собственный вес конструкций учитывался программным комплексом автоматически в зависимости от толщины оболочки. Опасным сечением модели будет, скорее всего, нижнее сечение. Если располагать элемент ствола таким образом, что его верхнее сечение окажется на уровне поверхности земли, а нижнее, соответственно, на глубине 5 м, то нагрузка от грунта будет возрастать с глубиной, и эпюра нагружения будет иметь форму треугольника. Поскольку глубина расположения подобных элементов ствола крепи достаточно велика (до 100 м), то разница в нагрузке верхнего и нижнего сечения оболочки незначительна. При выборе максимально возможного объемного веса грунта порядка 20 кН/м³ нагрузка величиной 80 т/м² принята с запасом для большинства распространенных типов грунтов (СП 43.13330.2012 «СНиП 2.09.03-85. Сооружения промышленных предприятий»).

Результаты. 1. Исследование НДС элемента. При проведении исследования напряженно-деформированного состояния элемента вертикальной крепи варьировались следующие параметры: толщина оболочки ствола в пределах 200–1000 мм с шагом 50 мм; диаметры стержней внешней арматурной сетки 25–40 мм по оси *x* и 28–40 мм по оси *y*, а также соответствующие диаметры арматуры, расположенной у внутренней поверхности оболочки 32–40 мм по обеим осям; класс бетона от В10 до В30. Были получены характеристики напряженно-деформированного состояния для всех наборов изменяемых параметров (около ста экспериментов). Некоторые результаты по напряжениям в стенке элемента приведены на рис. 3. Единицы измерения – (т · м)/м. Как следует из рис. 3, а, наибольшее отрица-

тельное напряжение при несимметричном нагружении – в верхней правой части оболочки (темно-синее поле), а максимальное положительное – в верхней левой части (темно-красное поле). Изополя показывают более плавный переход от одного значения напряжения к другому и позволяют определить, где находится наиболее напряженная область. Единицей измерения в знаменателе является погонный метр.

Таблица 1
Зависимость величины напряжений от количества бетона и арматуры на 1,0 м³ оболочки

Объем бетона, м ³	Масса арматуры, кг	Напряжение, Н/мм ²
0,20	246	21,00
0,25	190	15,30
0,30	183	11,20
0,35	169	9,48
0,40	152	7,84
0,45	152	6,63
0,50	152	5,72
0,55	152	5,01
0,60	144	4,45
0,65	135	3,99
0,70	135	3,62
0,75	135	3,30
0,80	135	3,03
0,85	135	2,80
0,90	135	2,61
0,95	130	2,43
1,00	123	2,28

Наибольшее положительное напряжение по шкале в верхней части рис. 3, $a - 30$ (т · м)/м. Умножая эту величину на длину напряженного участка, можем получить предельное значение момента в тоннах на метр и подобрать арматуру. Из рис. 3, a можно примерно оценить длину напряженного участка вдоль верхней линии кольца в 1,2 м, так что максимальное значение момента $M_x = 36$ т · м. На рис. 3, b показаны только изополя напряжений по моменту относительно оси x . Максимальные значения напряжений и моментов M_x оказываются в нижней части элемента. С увеличением объема бетона и расхода арматуры напряжение в элементе падает (табл. 1), что соответствует теоретическим предпосылкам. Были проведены расчеты для всех марок бетонов и различных наборов параметров сооружения.

Таблица 2

Результаты расчета стоимости в зависимости от параметров конструкции

Толщина, мм	Диаметр стержня арматуры, мм				Объем бетона, м ³	Масса арматуры, кг				Расход арматуры, кг/м ³	Стоимость, р.
	внешней по x	внешней по y	внутренней по x	внутренней по y		внешней по x	внешней по y	внутренней по x	внутренней по y		
200	36	32	32	36	0,20	39,95	63,10	63,10	79,90	1230,2	9211
250	32	40	40	32	0,25	31,55	49,32	49,32	63,10	773,2	7515
300	32	36	40	32	0,30	31,55	39,95	49,32	63,10	613,1	7337
350	32	36	40	28	0,35	31,55	39,95	49,32	48,30	483,2	6969
400	32	32	36	40	0,40	31,55	31,55	39,95	49,32	380,9	6533
450	32	32	36	40	0,45	31,55	31,55	39,95	49,32	338,6	6683
500	32	32	36	40	0,50	31,55	31,55	39,95	49,32	304,8	6833
550	32	32	36	40	0,55	31,55	31,55	39,95	49,32	277,1	6983
600	28	32	36	40	0,60	24,15	31,55	39,95	49,32	241,6	6874
650	28	32	36	36	0,65	24,15	31,55	39,95	39,95	208,6	6696
700	28	32	36	36	0,70	24,15	31,55	39,95	39,95	193,7	6846
750	28	32	36	36	0,75	24,15	31,55	39,95	39,95	180,8	6996
800	28	32	36	36	0,80	24,15	31,55	39,95	39,95	169,5	7146
850	28	32	36	36	0,85	24,15	31,55	39,95	39,95	159,5	7296
900	28	32	36	36	0,90	24,15	31,55	39,95	39,95	150,7	7446
950	25	32	36	36	0,95	19,25	31,55	39,95	39,95	137,6	7424
1000	25	28	36	36	1,00	19,25	24,15	39,95	39,95	123,3	7315

В табл. 1 приведены данные для бетона В30. Изменения объема бетона, массы арматуры и напряжения связаны с увеличением толщины оболочки.

2. *Оптимизация конструкции по критерию стоимости.* Ставилась задача определения влияния параметров железобетонных конструкций, в частности в форме оболочки, на стоимость сооружения при соблюдении требований норм по их надежности и несущей способности. Цель – определить те параметры, которые минимизируют стоимость элемента крепи. Как и в исследовании НДС, варьировались толщина оболочки, марка бетона и диаметр арматуры. Стоимость кубического метра бетона не превышала 3000 р./м³, стоимость арматуры была взята в размере 35 000 р./т. Расчетная стоимость в зависимости от диаметра арматуры и толщины стенок для бетона В30 приведена в табл. 2.

Для анализа полученных данных на рис. 4 показана зависимость стоимости от толщины оболочки.

Методом наименьших квадратов в программе SciLab 5.5.2 была получена функция $\varphi(x)$ (рис. 5), аппроксимирующая зависимость, показанную на рис. 4.

На рис. 5 по оси абсцисс откладывается толщина оболочки, по оси ординат – стоимость. Найденные с помощью программы SciLab 5.5.2 коэффициенты функции позволили представить ее в виде многочлена $\varphi(x) = 9941,083 - 10,320x + 0,008x^2$, который можно исследовать на экстремум. Исследования показали, что оптимальная по критерию минимума стоимости толщина оболочки $x = 629$ мм. Минимальная стоимость при этом значении параметра $\varphi(x) = 6684$ р. за элемент конструкции объемом $0,629$ м³.

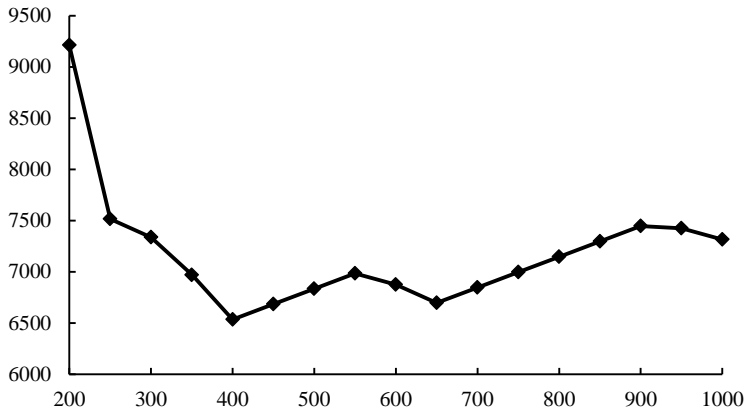


Рис. 4. Зависимость стоимости сооружения (ось y) в рублях от толщины оболочки (ось x) в мм, бетон В30, арматура А500

Таким образом, выполнены расчеты конструкции вертикальной крепи на действие сил бокового давления грунта при двух типах нагружения: симметричном и несимметричном (более неблагоприятном), по результатам расчетов получены усилия, напряжения и перемещения конструкции.

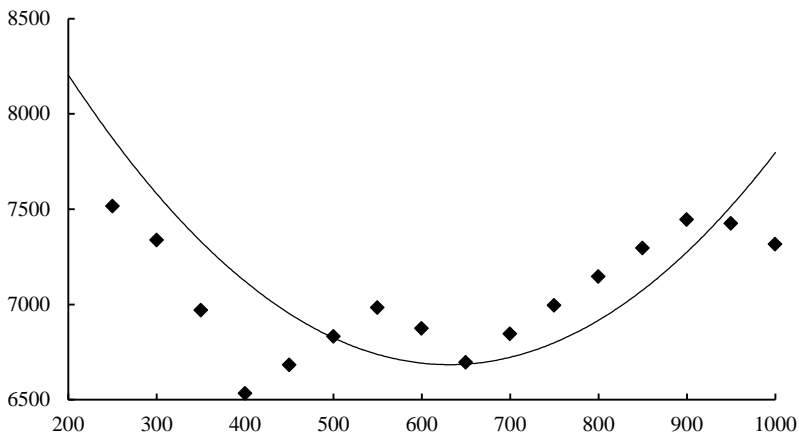


Рис. 5. Аппроксимирующая экспериментальные данные функция $\varphi(x)$ – зависимость стоимости от толщины оболочки

Поставлена и решена задача оптимизации параметров оболочки по критерию минимума стоимости. По расчетным усилиям подобрано армирование конструкции.

Методика расчета, построенная модель, оценки характеристик НДС и оптимальные по стоимости параметры можно использовать не только при строитель-

стве конкретной оболочечной модели, но и любого подземного сооружения в форме оболочки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Залесов А. С., Мухамедиев Т. А. Настоящее и будущее расчета железобетона // Бетон и железобетон. 2005. № 4. С. 3–6.
2. Городецкий А. С., Евзеров И. Д. Компьютерные модели конструкций. Киев: Факт, 2005. 344 с.
3. Бондаренко В. М., Суворкин Д. Г. Железобетонные и каменные конструкции: учеб. для вузов. М.: Высшая школа, 1987. 384 с.

Поступила в редакцию 27 февраля 2018 года

INVESTIGATION OF STRESS-STRAINED STATE AND OPTIMIZATION OF REINFORCED CONCRETE BLOCK SUPPORT OF AN UNDERGROUND STRUCTURE

Biakov N. S., Kornilkov M. V., Kariakin A. L. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: nikitabyakov@yandex.ru

Raevskaia L. T. – The Ural State Forest Engineering University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: ltrvsk@yandex.ru

The finite elements method analysis of the stress-strained state of the reinforced concrete block mine shaft under the action of rock pressure and mine shaft support dead load is carried out. The element of the mine shaft was selected in the shape of a cylindrical shell. The selected element of reinforced concrete was subjected to bending moment and torque, as well as the normal and shear forces were acted on the sides of the element. In this paper the calculation was carried out in a set of LIRA-SAPR programs. The calculation is based on the possible displacements principle. The minimum of the total energy functional was determined. In the calculation the hypothesis of flat sections was adopted and the diagrams relating stresses and deformations in concrete and reinforcement were taken into account. Optimization of these construct parameters was carried out based on the criterion of minimum cost with compliance between the requirements of the standards for their reliability and load-bearing capacity of a structure.

Key words: underground reinforced concrete structures; finite elements method; optimization.

REFERENCES

1. Zalesov A. S., Mukhamediev T. A. [The present and the future of reinforced concrete calculation]. *Beton i zhelezobeton – Concrete and Reinforced Concrete*, 2005, no. 4, pp. 3–6. (In Russ.)
2. Gorodetskii A. S., Evzerov I. D. *Komp'yuternye modeli konstruktssii* [Software models of structures]. Kiev, Fakt Publ., 2005. 344 p.
3. Bondarenko V. M., Suvorkin D. G. *Zhelezobetonnye i kamennye konstruktssii: ucheb. dlia vuzov* [School book for the institutions of higher education “Reinforced concrete and stone structures”]. Moscow, Vysshiaia shkola Publ., 1987. 384 p.

ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ОПРОБОВАНИЙ ПРИ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЯХ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ТАГИЛЬЦЕВ С. Н., ТАГИЛЬЦЕВ В. С.

При проведении гидрогеологических исследований на стадиях разведки и подготовки к эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых фильтрационные опробования имеют существенные отличия от опытно-фильтрационных работ, которые выполняются при разведке подземных вод. Основные особенности определяются отличительными чертами геологической среды вблизи земной поверхности и организационно-методическими традициями гидрогеологических исследований, такими как двухслойное строение пласта, низкие фильтрационные свойства горных пород, небольшие дебиты фильтрационных опробований, кратковременность откачек, влияние емкости ствола скважин на получаемые данные. Снижение погрешности и обеспечение необходимой точности определения гидродинамических параметров обеспечивается реализацией специального алгоритма действий при проведении и обработке данных откачек. Анализ гидрогеологической ситуации и профессиональный подход к проведению работ позволяют получить всю гидрогеодинамическую информацию, необходимую для обеспечения проектирования и эксплуатации горнодобывающих объектов.

Ключевые слова: фильтрационные опробования; месторождения твердых полезных ископаемых; двухслойное строение пласта; низкие фильтрационные свойства; влияние емкости ствола скважин.

При проведении гидрогеологических исследований на стадиях разведки и подготовки к эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых опытно-фильтрационные работы имеют существенные отличия от фильтрационных опробований, которые выполняются при поисках и разведке подземных вод [1–4]. Эти отличия можно разделить на две условные группы. Первая группа объединяет особенности, которые определяются отличительными чертами геологической среды, в которой проводятся фильтрационные опробования [1, 2, 5]. Вторая группа отличий включает организационно-методические особенности гидрогеологических исследований на месторождениях твердых полезных ископаемых. Эти особенности определяются целями производимых работ и организационно-методическими традициями и привычками [4, 5].

Большинство гидрогеологических исследований выполняется вблизи дневной поверхности, в приповерхностной части геологического разреза. Приповерх-

Тагильцев Сергей Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tagiltsev@k66.ru

Тагильцев Викентий Сергеевич – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: vikhgeo@gmail.com

ностная часть геологического разреза чаще всего имеет двухслойное строение. В интервале глубин от поверхности земли до 3–15 м, как правило, развиты покровные четвертичные образования различного генезиса. По литологическому составу эти отложения обычно существенно глинистые. Коренные породы, имеющие палеозойский или мезозойский возраст, залегают ниже покровных образований и значительно отличаются по литологическому составу и фильтрационным свойствам.

Если уровень подземных вод находится в покровных отложениях, то при гидродинамических исследованиях реализуется схема двухслойного пласта [4–6]. В большинстве случаев при проведении гидрогеологических работ двухслойный пласт имеет относительно низкие фильтрационные свойства. Коэффициент фильтрации коренных пород составляет меньше 1 м/сут, а параметр водопроницаемости – не более 10–20 м²/сут. В связи с относительно низкими фильтрационными свойствами водоносного горизонта при проведении опытных работ необходимо использовать небольшие дебиты скважин, которые требуют специального подбора насосного оборудования и диаметров скважин.

Низкие фильтрационные свойства определяют особые условия проведения откачек и наливов. Дебит откачки или налива должен обеспечивать оптимальное значение понижения (или повышения) уровня подземных вод. Нередко завышенный дебит вызывает осушение скважины и делает невозможным полноценное выполнение задач фильтрационных опробований.

При проведении исследований в породах со слабыми фильтрационными свойствами начальные периоды понижения и восстановления уровней всегда осложняются участием в формировании дебита откачки емкости (объема) опытной скважины. Если пласт обладает низкими фильтрационными свойствами, то часть дебита воды, откачиваемая из скважины, формируется за счет жидкости, которая находится в стволе скважины [4, 5, 7]. В этом случае развитие понижения уровня в пласте задерживается и график приобретает характерный вид (рис. 1).

Данные фильтрационных опробований обрабатываются с помощью графиков: $\Delta H - \lg t$; $S - \lg t$; $S_b - \lg[(t_0 + t_b)/t_b]$, где S – понижение уровня при откачке; ΔH – восстановление уровня при откачке; S_b – понижение уровня на этапе восстановления; t – время от начала откачки; t_0 – продолжительность откачки; t_b – время в процессе восстановления уровня.

Перечисленные зависимости и их графическое изображение обычно называют временными графиками. В качестве критерия, позволяющего оценивать продолжительность влияния емкости опытной скважины на форму графиков временного прослеживания, обычно используется выражение [4, 5, 7]:

$$(\omega_c S) / (Q t_{cm}) \leq \varepsilon, \quad (1)$$

где ω_c – площадь сечения ствола скважины; t_{cm} – продолжительность влияния емкости скважины; Q – дебит откачки (налива); ε – допустимая погрешность.

В типовых условиях гидрогеологических исследований последнее выражение упрощается до вида [5, 8]

$$t_{cm} = 0,1 / T, \quad (2)$$

где T – водопроницаемость пласта.

Влияние емкости скважин на форму временных графиков имеет значительную продолжительность при проведении опробований в пластах с относительно низкими фильтрационными свойствами. Например, если $T = 5$ м²/сут, то продолжи-

тельность периода деформации временного графика составляет примерно 0,5 часа. Неправильный выбор представительного участка временного графика (на участке влияния емкости скважины) обычно приводит к занижению значения фильтрационных характеристик (параметра T) в 3–5 раз [4, 7].

В тех случаях, когда представительный участок графика слабо выражен и рассчитать значение коэффициента C_p (уклон графика на участке, где отсутствует влияние емкости) с достаточной точностью не представляется возможным, можно определить значение C_y . Это условный коэффициент, который определяется

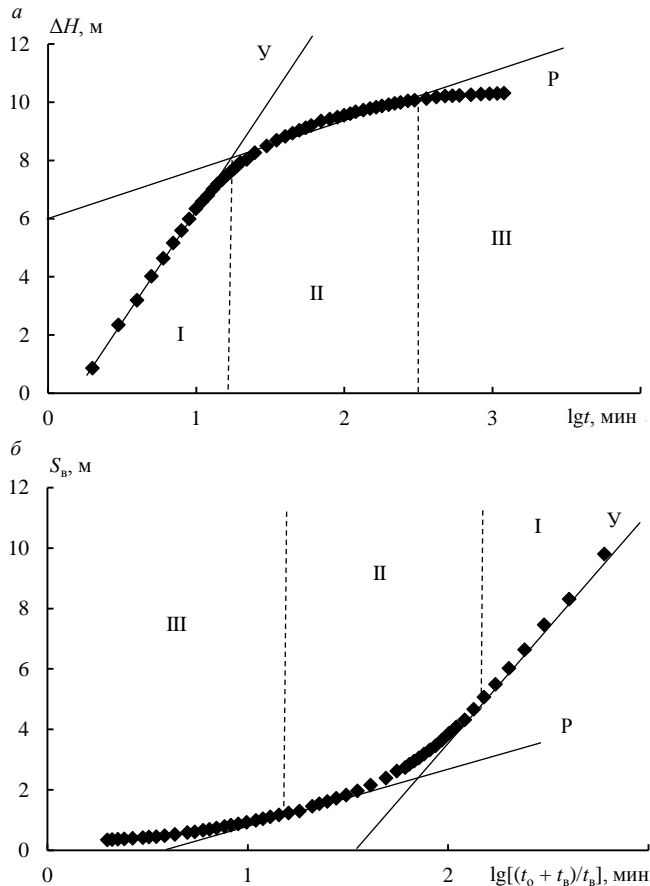


Рис. 1. Особенности интерпретации временных графиков: a – зависимость $\Delta H - \lg t$; b – зависимость $S_b - \lg[(t_0 + t_b)/t_b]$; I – период влияния емкости; II – период реализации схемы безграничного пласта; III – этап стабилизации; P – расчетный участок; Y – участок для определения условного коэффициента C_y

по «крутому» участку графика, отражающему период влияния емкости ствола скважины (рис. 1). В тех случаях, когда на графиках хорошо выражены участки P и Y, следует рассчитывать поправочный коэффициент C_y/C_p . Этот коэффициент можно применять для скважин, расположенных на одном участке и вскрывающих тот же водоносный горизонт [4].

Особенность обработки данных в двухслойных пластах состоит в том, что схема безграничного пласта относительно быстро переходит в схему *пласт с перетеканием*. В этом случае временной график начинает выполаживаться и может приобрести практически горизонтальный вид. В результате представительные

участки временного графика, пригодные для определения гидродинамических параметров пласта, недостаточно выражены и имеют очень короткую продолжительность.

Для правильной диагностики и выбора представительного участка временного графика необходимо максимально точно выявить период влияния емкости пласта. Данная характеристика рассчитывается с помощью зависимости (1) или на основании графика $S_B - \lg[(t_o + t_B)/t_B]$ (рис. 1). Участок графика, деформированный влиянием емкости, отличается по форме, уклону и отделяется от представительного (расчетного) участка резким перегибом [4]. Форма временного графика позволяет достаточно точно выделить период влияния емкости скважины и момент окончания эффекта $t_{ем}$.

Гидродинамическая схема двухслойного пласта существенно отличается от наиболее часто применяемой схемы безграничного пласта [6, 7]. По своим гидродинамическим особенностям двухслойный пласт близок к гидродинамической схеме пласта с перетеканием из соседних водоносных горизонтов. В случае двухслойного пласта перетекание происходит из покровных образований. Развитие процесса перетекания вызывает переход нестационарного режима в режим ложной стабилизации и отражается выполаживанием временного графика.

Очень часто начальный этап периода ложной стабилизации опережает окончание периода влияния емкости скважины или совпадает с ним. Таким образом, аномалии временных графиков, связанные с началом процесса перетекания, накладываются на аномалии, связанные с влиянием емкости. Эти явления затрудняют надежную интерпретацию результатов фильтрационных опробований.

Организационно-методические особенности гидрогеологических работ связаны с определенными традициями проведения работ как по методическому содержанию, так и по общей продолжительности [1, 4, 5, 9]. При проведении ОФР используются практически всегда только одиночные скважины, хотя в поисковой и разведочной гидрогеологии (на воду) главным источником информации считаются кустовые откачки. Отсутствие наблюдательных скважин исключает или затрудняет определение таких гидродинамических параметров, как коэффициент пьезопроводности, коэффициент упругой или гравитационной водоотдачи, параметр перетекания, действующий гидродинамический радиус скважины [4, 5, 10]. Следует отметить, что без указанных гидродинамических характеристик бывает очень сложно выполнить диагностику важной гидравлической характеристики пласта – напорный или безнапорный пласт. Таким образом, использование одиночных скважин предопределяет, что достаточно надежно можно определить только водопроницаемость или коэффициент фильтрации [6, 7].

В тех случаях, когда существуют наблюдательные скважины, данные по этим скважинам очень часто трудно использовать. Указанное обстоятельство связано с тем, что в породах с низкими фильтрационными свойствами образуются небольшие депрессионные воронки, а параметр перетекания, как правило, не превышает первых десятков метров. Относительно простая интерпретация временных графиков возможна только в тех случаях, когда расстояние от центральной скважины до наблюдательной скважины составляет менее 0,1 параметра перетекания (B). В реальной ситуации, при соблюдении этого условия расстояние до наблюдательной скважины должно составлять не более 5 м, что выполняется очень редко.

Интерпретация данных наблюдательных скважин в условиях развития процесса перетекания возможна при максимальных расстояниях от центральной до наблюдательной скважины в пределах $(0,5-1,0)B$. В этих случаях используются поправочные коэффициенты на значения уклонов расчетных прямых, проведенных в точках перегиба графиков [4, 5]. К сожалению, наложение эффекта влияния

емкости скважины на особенности графиков, связанные с перетеканием, очень существенно затрудняет получение правильных результатов.

Продолжительность откачек в процессе выполнения гидрогеологических работ на месторождениях полезных ископаемых бывает очень короткой. Часто длительность откачек составляет всего несколько часов. Для сравнения отметим, что при гидрогеологических работах на воду пробные откачки должны выполняться не менее одних суток. При реализации схемы двухслойного пласта ложная или окончательная стабилизация может наступать в течение первых десятков минут (до нескольких часов). По этой причине кратковременный характер откачек приносит наименьший вред по сравнению с другими особенностями и недостатками. Следует отметить, что недостаточная продолжительность откачек в первую очередь влечет за собой недостоверное определение граничных условий.

В условиях двухслойного пласта детальность измерений уровня должна быть очень частой, особенно в начальный период откачек. В первые минуты эта детальность должна составлять десятки секунд. Частота измерений определяется необходимостью выявить и отследить период влияния емкости скважины. Также очень важно выполнить правильную диагностику перехода от нестационарного к ложно-стационарному периоду откачки.

Снижение погрешности и достижение необходимой точности определения гидродинамических параметров обеспечивается реализацией специального алгоритма действий при обработке откачек. В качестве критериев, позволяющих оценить точность гидродинамических расчетов, следует использовать набор специальных характеристик. Основные характеристики включают: соотношение коэффициентов C_y/C_p , соотношение удельного дебита q и водопроницаемости T пласта, расчеты действующего гидродинамического радиуса скважины r'_c и оценку значений коэффициента пьезопроводности a и параметра перетекания B [4]. Указанные параметры, как правило, имеют характерные значения: соотношение C_y/C_p варьируется от 3 до 5, соотношение q/T обычно не превышает значения от 1 до 2, параметр перетекания ориентировочно на порядок больше, чем значение водопроницаемости. Значение коэффициента a оценивается по гидродинамической ситуации и в комплексе с параметрами r'_c и B . Если указанные характеристики соответствуют типовым значениям, то можно считать, что гидродинамические характеристики пласта и скважины рассчитаны правильно.

Таким образом, особенности геологической среды и организационно-методические отличительные черты проведения гидрогеологических исследований на стадиях разведки и подготовки к эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых предопределяют наличие существенных особенностей выполнения и интерпретации опытно-фильтрационных работ. Анализ гидрогеологической ситуации и грамотный подход к проведению работ позволяют получить всю гидродинамическую информацию, необходимую для обеспечения проектирования и эксплуатации горнодобывающих объектов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Изучение гидрогеологических и инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых / отв. ред. Г. Н. Кашковский. М.: Недра, 1986. 172 с.
2. Лехов М. В. Методы расчета и причины ошибочных результатов экспресс-откачек из скважин. М.: Инженерные изыскания, 2017. С. 38–50.
3. Moench A. F. Transient flow to a large-diameter well in an aquifer with storative semiconfining layers // *Water Resources Research*. 1985. Vol. 21. No. 8. P. 1121–1131.
4. Опытнo-фильтрационные работы: учеб. пособие / С. Н. Тагильцев [и др.]. Екатеринбург: УГГУ, 2005. 67 с.
5. Тагильцев С. Н., Тагильцев В. С. Особенности проведения и интерпретации фильтрационных опробований при инженерных изысканиях // *Инженерные изыскания в строительстве: матер. XII Общерос. конф. изыскательских организаций*. М.: Геомониторинг, 2016. С. 409–415.

6. Синдаловский Л. Н. Справочник аналитических решений для интерпретации опытно-фильтрационных опробований. СПб: СПбГУ, 2006. 396 с.
7. Шестаков В. М. Гидрогеодинамика. М.: МГУ, 2009. 368 с.
8. Тагильцев В. С. Оценка взаимосвязи размеров депрессионной воронки и дебита скважин в типовых гидрогеологических условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 6. С. 103–107.
9. Technical Review. Practical guidelines for test pumping in water wells. International Committee of the Red Cross (ICRC), 2011. 104 p.
10. Тагильцев С. Н., Тагильцев В. С. Оценка степени гидродинамического несовершенства разведочных и эксплуатационных скважин // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 5. С. 171–176.

Поступила в редакцию 16 февраля 2018 года

FEATURES OF PERFORMING AND INTERPRETING FILTRATION SAMPLINGS DURING HYDROGEOLOGICAL INVESTIGATIONS AT SOLID MINERAL DEPOSITS

Tagil'tsev S. N., Tagil'tsev V. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: tagiltsev@k66.ru

When performing hydrogeological investigations at the stages of exploration and solid mineral deposits development, filtration samplings possess significant differences from groundwater inflow testings, which are performed during ground water exploration. The main features are determined by some distinctive characteristics of geological environment near the earth surface and organizational-methodological traditions of hydrogeological investigations, such as: two-layer bed structure, low filtration properties of rocks, low flow rates of filtration samplings, short duration of pumping, the influence of mine shaft capacity on the acquired data. Reduction of error and ensuring of required accuracy of hydrodynamic parameters determination is ensured by the realization of a special algorithm of actions when performing and processing the pumping data. The analysis of hydrogeological situation and professional work performance make it possible to acquire all hydrogeological information required to support design and exploitation of a mining facility.

Key words: filtration samplings; solid mineral deposits; two-layer bed structure; low filtration properties; influence of mine shaft capacity.

REFERENCES

1. *Izuchenie gidrogeologicheskikh i inzhenerno-geologicheskikh uslovii mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh. Otv. red. G. N. Kashkovskii* [Investigation of hydrogeological and engineering-geological conditions of solid mineral deposits. Edited by G. N. Kashkovskii]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 172 p.
2. Lekhov M. V. *Metody rascheta i prichiny oshibochnykh rezul'tatov ekspress otkachek iz skvazhin* [The methods of calculating and the reasons for erroneous outcome of express pumping from wells]. Moscow, Inzhenernye izyskaniia Publ., 2017, pp. 38–50.
3. Moench A. F. Transient flow to a large-diameter well in an aquifer with storative semiconfining layers. *Water Resources Research*, 1985, vol. 21, no. 8, pp. 1121–1131.
4. Tagil'tsev S. N., and others. *Opytno-fil'tratsionnye raboty: ucheb. posobie* [School book “Groundwater inflow testing”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2005. 67 p.
5. Tagil'tsev S. N., Tagil'tsev V. S. [Features of performing and interpreting filtration samplings during engineering survey]. *Inzhenernye izyskaniia v stroitel'stve: mater. XII Obshcheros. konf. izyskatel'skikh organizatsii* [Proc. 12th All-Russ. Conf. of Survey Contr. “Engineering survey in construction”]. Moscow, Geomonitoring Publ., 2016, pp. 409–415. (In Russ.)
6. Sindalovskii L. N. *Spravochnik analiticheskikh reshenii dlia interpretatsii opytno-fil'tratsionnykh oprobovanii* [Reference book on analytical solutions for the interpretation of groundwater inflow testing]. St. Petersburg, SPbU Publ., 2006. 396 p.
7. Shestakov V. M. *Gidrogeodinamika* [Hydrogeodynamics]. Moscow, MSU Publ., 2009. 368 p.
8. Tagil'tsev V. S. [Assessing the relationship of dimensions of depression hopper and discharge wells in typical hydrogeological conditions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2012, no. 6, pp. 103–107. (In Russ.)
9. Technical Review. Practical guidelines for test pumping in water wells. *International Committee of the Red Cross (ICRC)*, 2011. 104 p.
10. Tagil'tsev S. N., Tagil'tsev V. S. [Assessment of hydrodynamic imperfection of exploration and production wells]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 5, pp. 171–176. (In Russ.)

ИМПУЛЬСНЫЙ ИНДУКЦИОННЫЙ КАРОТАЖ ИЗ ОБСАЖЕННЫХ СКВАЖИН

РАТУШНЯК А. Н., БАЙДИКОВ С. В., ТЕПЛУХИН В. К.

Исследованы возможности индукционного каротажа из обсаженных геологоразведочных скважин для определения удельного сопротивления горных пород с помощью индукционных импульсных зондирований (EMMR). Предложен компенсационный способ измерений с несимметричной питающей индукционной установкой, имеющей два магнитных диполя с различными по величине встречными моментами, компенсирующими вклад в измеряемое поле от проводящей обсадной колонны. Показана информативность измеряемой ЭДС спада несимметричной индукционной установки при определении удельного сопротивления среды в условиях скомпенсированного влияния проводящей обсадной колонны. Определена дальность исследований заколонного пространства в зависимости от размера установки. Компенсационный способ измерений с несимметричной питающей индукционной установкой позволяет определять удельное электрическое сопротивление вмещающей среды за обсадной колонной скважины по экстремальным значениям ЭДС, измеряемой на ограниченном спектре времен спада.

Ключевые слова: нестационарное электромагнитное поле; проводящая обсадная колонна; индукционные импульсные зондирования; квадрупольный индукционный источник.

Задачей исследований электромагнитными методами каротажа через обсадную колонну скважины является определение удельного электрического сопротивления пластов, продуктивных на углеводороды. Решение этой задачи позволяет выполнить оценку нефтенасыщенности пластов-коллекторов, определить текущее состояние выработки продуктивных пластов и уточнить положение невырабатываемых участков залежи.

В работах [1–3] описан способ индукционного каротажа, в котором сопротивление вмещающих пород за обсадной колонной скважины определяют по результату измерений осевой составляющей магнитной индукции, создаваемой гармоническим током в одновременно включаемых двух соосных генераторных индуктивных катушках различных встречных моментов, расположенных на разных расстояниях от измерительной катушки. Использование двух генераторных индуктивных катушек со встречными моментами позволяет скомпенсировать влияние проводящей обсадной колонны на измеряемое магнитное поле.

В настоящей работе изучена возможность применения индукционных импульсных зондирований при каротаже обсаженных скважин для определения удельного электрического сопротивления пород за обсадной колонной.

Новая технология индукционного каротажа по сравнению с методом электрического каротажа обладает рядом преимуществ:

- снижение экранирующего влияния стальной колонны;
- повышение точности измерения за счет фокусирования сигнала;
- исключение влияния перфорации колонны путем индуктивных возбуждения и измерения магнитного поля и отсутствия контактов электродов;

Ратушняк Александр Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: geo_info@mail.ru

Байдилов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: badikek@mail.ru

Теплухин Владимир Клавдиевич – доктор технических наук, руководитель отдела новых технологий. 452600, г. Октябрьский, Республика Башкортостан, ул. Садовое кольцо, 4А, ООО «ПетроТул-НБ». E-mail: teplukhin-v@yandex.ru

- отсутствие необходимости в проведении мероприятий по отчистке стенок скважины от парафиновых и прочих отложений;
- возможность применения в режиме непрерывной записи.

Нестационарное поле магнитного диполя в обсаженной скважине. Физико-геометрическая модель среды (рис. 1), неоднородная по удельной электрической проводимости, включает: скважину радиусом a , скважинный снаряд с удельной электропроводностью σ_1 ; вмещающие породы с удельной электропроводностью σ_2 ; обсадную колонну с удельной электропроводностью σ_c в виде цилиндрического слоя толщиной h . Цилиндрическую обсадную колонну, обладающую низким удельным электрическим сопротивлением, аппроксимируем S -слоем с продольной проводимостью $S = \sigma_c h = \text{const}$ при $\sigma_c \rightarrow \infty$, $h \rightarrow 0$ в виде тонкого цилиндра, находящегося на границе сред с удельными электропроводностями σ_1 и σ_2 .

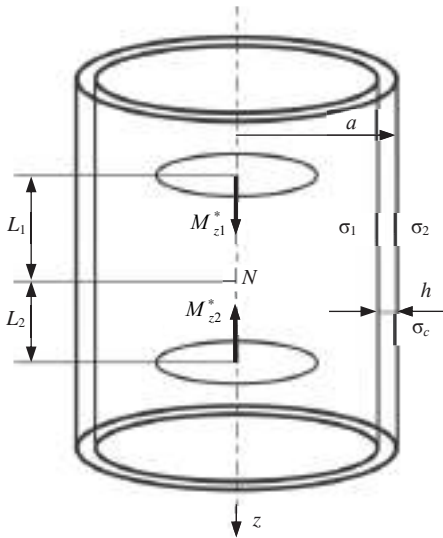


Рис. 1. Несимметричная квадрупольная установка соосных магнитных диполей с моментами M_{z1}^* и M_{z2}^* и обсадная колонна в виде проводящего S -слоя на границе скважина–среда

В работах [1, 2] для определения величины удельного электрического сопротивления среды через обсадную колонну скважины предложено использовать компенсационный способ измерений индукционными частотными зондированиями с несимметричной квадрупольной установкой, состоящей из двух магнитных диполей с различными моментами встречного направления вдоль оси Z скважины $M_{z1}^* \neq -M_{z2}^*$.

Оценим возможность решения этой задачи при импульсном режиме изменения тока в источниках. В точке измерений N , расположенной на оси скважины на различном расстоянии $L_1 \neq L_2$ между диполями, измеряется электродвижущая сила (ЭДС) магнитной индукции, создаваемая при одновременно включенных импульсных токах в источниках (рис. 1).

Оценим возможность решения этой задачи при импульсном режиме изменения тока в источниках. В точке измерений N , расположенной на оси скважины на различном расстоянии $L_1 \neq L_2$ между диполями, измеряется электродвижущая сила (ЭДС) магнитной индукции, создаваемая при одновременно включенных импульсных токах в источниках (рис. 1).

Перед проведением измерений в скважине проводят компенсацию вклада проводящей обсадной колонны в измеряемое поле. Компенсация заключается в подборе таких моментов M_{z1}^* , M_{z2}^* и расстояний L_1 , L_2 , чтобы измеряемая в точке N величина ЭДС при помещении установки внутрь обсадной колонны в воздухе была скомпенсирована (равна нулю). Если поместить установку в исследуемую обсаженную скважину и провести измерения в исследуемом интервале глубин, то за счет индукции и возникновения вихревых токов во вмещающей проводящей среде измеряемая величина ЭДС будет отличаться от нуля.

При импульсном режиме изменения тока в источнике в виде ступенчатой функции Хевисайда измеряемой величиной поля является вещественная компонента ЭДС, наводимая в измерительной катушке изменением потока магнитной индукции. Расчет временной характеристики ЭДС выполняется с помощью численного синус-преобразования Фурье для положительной части спектра частот $\omega \geq 0$ вещественной части поля [4]:

$$\varepsilon(t) = \frac{2}{\pi} \int_0^{\infty} \text{Re} \varepsilon(\omega) \frac{\sin(\omega t)}{\omega} d\omega. \quad (1)$$

ЭДС, наводимая в одном витке измерительной катушки малой площади S_z по сравнению с размером установки L , изменяющимся магнитным полем, равна $\varepsilon(\omega) = -j\omega S_z B_z(\omega)$, следовательно $\operatorname{Re}\varepsilon(\omega) = \omega S_z \operatorname{Im}B_z(\omega)$ и временная характеристика ЭДС будет определяться с помощью синус-преобразования Фурье от мнимой квадратуры осевой составляющей магнитной индукции

$$\varepsilon(t) = \frac{2}{\pi} S_z \int_0^{\infty} \operatorname{Im}B_z(\omega) \sin(\omega t) d\omega. \quad (2)$$

Для режима спада поля после пропускания токового импульса длительностью T расчет проводится с помощью теоремы наложения $\varepsilon(T, t) = \varepsilon(T + t) - \varepsilon(t)$, где время t отсчитывается от момента выключения тока [5]. При больших временах зарядки T , когда магнитное поле устремляется к стационарному значению, ЭДС становления и спада равны по модулю и отличаются знаком $\varepsilon(T, t) = -\varepsilon(t)$.

В работах [2, 3] приведено решение задачи о гармоническом электромагнитном поле осевого магнитного диполя в цилиндрически-симметричной неоднородной среде с проводящим цилиндрическим S -слоем на границе сред с удельными электропроводностями σ_1 (пространство скважины) и σ_2 (среда). Электромагнитное поле определено с помощью вспомогательного вектор-потенциала магнитного типа, который в каждой из сред имеет вертикальную и радиальную составляющие. Осевая составляющая магнитной индукции в пространстве скважины на оси Z при $r = 0$ на расстоянии $z = L$ (разнос) от диполя описывается тремя слагаемыми

$$B_z = B_{zp} + B_{zc} + B_{zw}. \quad (3)$$

Для модели, представленной на рис. 1, когда в пространстве скважины находится скважинный прибор, являющийся диэлектриком ($\sigma_1 = 0$), слагаемые в (3) описывают соответственно:

B_{zp} – первичное поле диполя в непроводящей среде (скважине);

B_{zc} – поле стоячей волны в скважине, не зависящее от частоты и проводимости пород;

$$B_{zw} = \frac{\mu_0 M_z^*}{2\pi^2} \int_0^{\infty} \frac{\lambda^2 K_1(ma)}{I_1(\lambda a) G} \cos\lambda L d\lambda \quad \text{– поле бегущей волны,}$$

где $m^2 = \lambda^2 + j\omega\mu_0\sigma^2$; $G = \lambda a I_0(\lambda a) K_1(ma) + ma K_0(ma) I_1(\lambda a) + j\omega\mu_0 S a I_1(\lambda a) K_1(ma)$; I_0 , I_1 , K_0 , K_1 – модифицированные функции Бесселя и Макдональда порядков 0 и 1. На постоянном токе множитель $G = 1$ и $B_{zp} = -B_{zc}$; $B_z = B_{zw} = B_{zp}$.

Слагаемые B_{zp} и B_{zc} не зависят от частоты и проводимости пород σ_2 и являются вещественными величинами. Вклад от влияния электропроводности пород в формуле (3) поля бегущей волны в вещественную составляющую магнитного поля $\operatorname{Re}B_z$, которая определяется в основном первичным полем магнитного диполя и полем стоячей волны в скважине, очень мал [2, 3]. Информацию об электропроводности вмещающих пород дает мнимая квадратура осевой составляющей магнитного поля $\operatorname{Im}B_z$, которая описывается слагаемым B_{zw} . При нестационарном режиме источника поля измеряемая величина ЭДС спада, определяемая с помощью преобразования (2), также будет зависеть от электропроводности вмещающих пород и величины продольной проводимости цилиндрического S -слоя [6].

Анализ результатов расчетов поля. В работе [3] изложены исследования, посвященные определению величины удельного электрического сопротивления

среды по экстремуму ЭДС и по времени, соответствующему экстремуму, при интерпретации материалов индукционного каротажа с импульсным режимом источника поля в открытом стволе скважины. Для учета влияния проводящей промысловой жидкости, заполняющей пространство между скважинным прибором и стенкой скважины, предложено использовать поправки за ее влияние на измеряемую величину ЭДС спада.

При нестационарном режиме тока источника в непроводящей среде ($\sigma_1 = \sigma_2 = 0$ «воздух») для модели рис. 1 величина измеряемой ЭДС спада на фиксированном разnose L зависит от продольной проводимости S обсадной цилиндрической колонны и ее радиуса a . Расчеты спада ЭДС в обсадной колонне радиусом $a = 0,075$ м на разnose $L = 1$ м при различных величинах продольной проводимости S приведены на рис. 2. В силу линейности примем $M_{z1}^* = 1 \text{ А} \cdot \text{м}^2$, а также площадь измерительной катушки $S_e = 1 \text{ м}^2$.

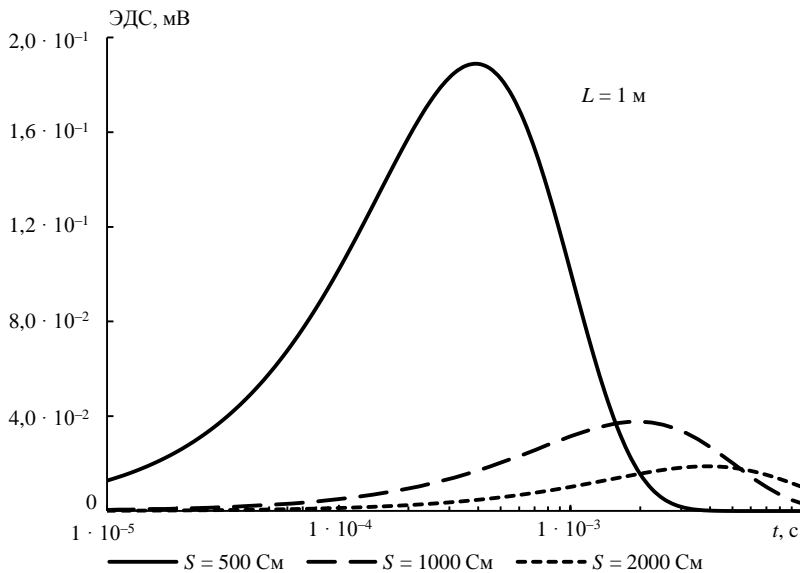


Рис. 2. Кривые спада ЭДС в скважине с обсадной колонной диаметром $d = 0,15$ м в непроводящей среде на разnose $L = 1$ м

Экстремальные значения величины ЭДС и время экстремума ЭДС определяются значениями продольной проводимости S и радиусом обсадной колонны. Время, соответствующее экстремуму ЭДС, увеличивается пропорционально величине продольной проводимости S , а величина самого экстремума ЭДС увеличивается обратно пропорционально величине S .

Измерения в проводящей обсадной колонне, находящейся в воздухе, при гармоническом и импульсном режимах изменения тока источника имеют существенные отличия. При гармоническом режиме изменения тока для всех величин S измеряемая составляющая магнитного поля $\text{Im}B_z$ достигает постоянного экстремального значения, соответствующего однородной безграничной проводящей среде, в безразмерном виде магнитного числа равного $h_z = 2\pi L^3 B_z / \mu_0 M_z^* = -0,5344$ [2, 3]. При этом с импульсным режимом изменения тока величина экстремума измеряемой величины ЭДС, как видно на рис. 2, линейно зависит от величины продольной проводимости S .

Примем фиксированную величину продольной проводимости обсадной колонны $S = 2 \cdot 10^3$ См, что соответствует удельной электропроводности металла

обсадной трубы $\sigma_c = 2 \cdot 10^5$ См/м и толщине $h = 0,01$ м. При измерениях ЭДС спада в условиях обсаженной скважины с одним магнитным диполем величина вклада в величину измеряемого сигнала ЭДС от проводящих пород существенно меньше, чем вклад от проводящей колонны с большой продольной проводимостью. Определение удельного сопротивления пород без компенсации вклада от проводящей обсадной колонны затруднительно ввиду малости полезной части сигнала ЭДС.

Отметим общую особенность поля квадрупольной установки при гармоническом или импульсном режимах тока источника. В обоих случаях при очень больших значениях продольной проводимости S -слоя исследуемая модель будет представлять собой открытый идеальный волновод. Электромагнитное поле, представляющее собой сумму первичного поля диполя, стоячей и бегущей волн, будет определяться в основном только свойствами среды, заполняющей внутреннее пространство и радиусом волновода. За счет явления скин-эффекта в почти идеальном S -слое вклад в измеряемое электромагнитное поле от индукции поля в проводящей окружающей среде будет очень мал.

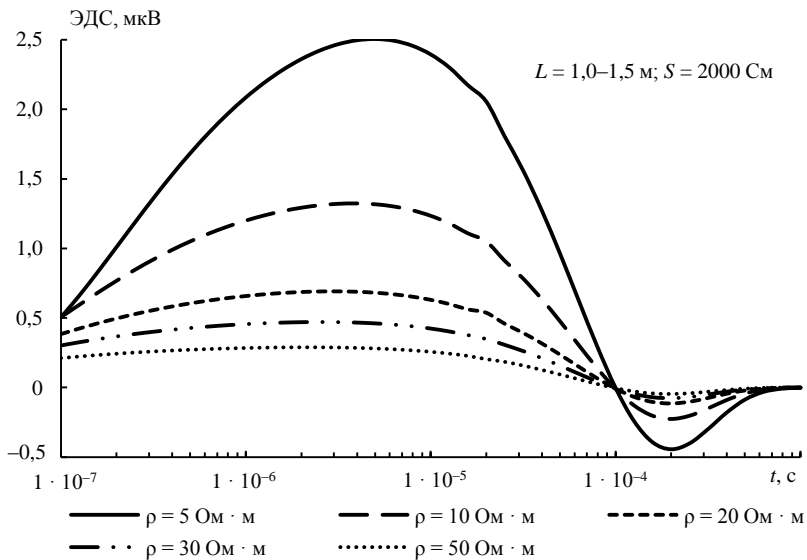


Рис. 3. Спад ЭДС с несимметричной квадрупольной установкой $L_{12} = 1,0\text{--}1,5$ м в обсадной колонне диаметром $d = 0,15$ м с продольной проводимостью $S = 2000$ См

Для компенсации вклада проводящей обсадной колонны в измеряемое поле в работах [1–3] предложено использовать несимметричную квадрупольную установку, состоящую из двух магнитных диполей с различными моментами встречного направления вдоль оси Z скважины. Компенсация влияния колонны достигается использованием конструкции квадрупольной установки с подбором таких величин встречных моментов диполей и их разносами относительно точки измерений в условиях обсадной колонны, чтобы измеряемая величина ЭДС спада в непроводящей среде (в воздухе) равнялась нулю. В случае помещения установки в исследуемую обсаженную скважину измеряемая величина ЭДС будет отличаться от нуля за счет индукции и возникновения вихревых токов во вмещающих проводящих породах.

Величина ЭДС уменьшается с увеличением длины зонда пропорционально L^{-3} . Для компенсации влияния S -слоя на измеряемую величину ЭДС

соотношение моментов диполей встречного направления при равных величинах радиусов катушек должно быть равно $M_{z1}^* / M_{z2}^* = (J_1 v_1) / (J_2 v_2)$, где J_{12} – сила тока, v_{12} – число витков катушек. При заданных конструкции установки с фиксированными целыми числами витков v_1 , v_2 и расстояниях между катушками и точкой измерений L_{12} точная компенсация на временах, близких к экстремуму ЭДС, достигается прецизионной регулировкой силы тока в одном из магнитных диполей.

На рис. 3 приведены кривые ЭДС на оси скважины при $a = 0,075$ м; $S = 2 \cdot 10^3$ См в зависимости от различного удельного электрического сопротивления вмещающей среды для квадрупольной установки с разносами $L_{12} = 1,0-1,5$ м в условиях скомпенсированного вклада проводящей обсадной колонны. Различия амплитуд кривых ЭДС (величин максимума и минимума) обусловлены различным удельным электрическим сопротивлением вмещающей среды в заколонном пространстве. Времена, соответствующие экстремальным величинам ЭДС, определяются только характеристиками обсадной колонны: радиусом a и продольной проводимостью S (толщиной h и удельной электропроводностью колонны).

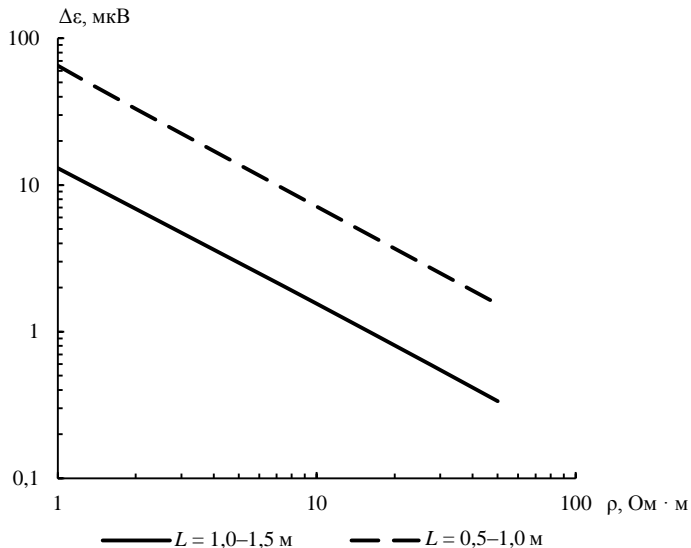


Рис. 4. Зависимость размаха ЭДС спада $\Delta\epsilon(t)$ от ρ среды для диаметра колонны $d = 0,15$ м при $S = 2 \cdot 10^3$ См для установок с разносами L

Сравнивая разрешающие возможности индукционных исследований при гармоническом или импульсном режимах тока источника (рис. 3, рис. 4), следует отметить их общие ограничения, связанные с уменьшением величины измеряемого сигнала при увеличении удельного сопротивления вмещающей среды. Эти ограничения связаны с использованием компенсационного способа измерений. По мере уменьшения величины продольной проводимости S -слоя разрешающая способность метода увеличивается.

Величину ρ среды удобно определять по величине максимума ЭДС спада на характерном времени или по размаху амплитуды поля $\Delta\epsilon(\rho) = \epsilon(\max) - \epsilon(\min)$, графики которой приведены на рис. 4 при $a = 0,075$ м; $S = 2 \cdot 10^3$ См с сочетаниями разносов $L_{12} = 1,0-1,5$ и $L_{12} = 1,5-2,5$ м. Величина размаха амплитуды поля $\Delta\epsilon$ и разрешение по удельному электрическому сопротивлению ρ вмещающей среды в заколонном пространстве увеличивается по мере уменьшения размера несим-

метричной компенсационной установки. Однако при этом требуется более точная компенсация поля от проводящей обсадной колонны в точке измерений.

Оценим степень экранирования (ослабления) электромагнитного поля проводящим S -слоем по величине азимутальной составляющей электрического поля E_φ , наводимой изменяющимся магнитным полем за цилиндрическим S -слоем. Временную характеристику электрического поля $E_\varphi(t)$ получим, выполнив численное преобразование Фурье от частотной зависимости $E_\varphi(\omega)$ по формуле, подобной (1).

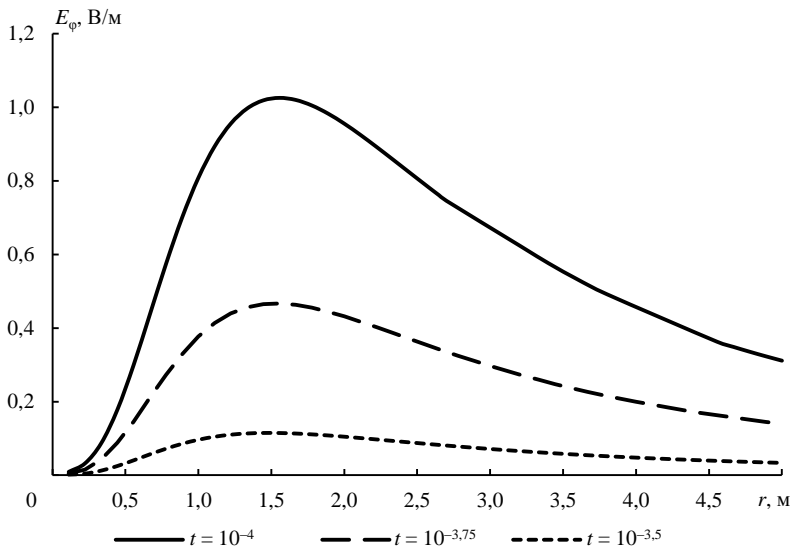


Рис. 5. Зависимость напряженности электрического поля E_φ от несимметричной квадрупольной установки $L_{12} = 1,0-1,5$ м за обсадной колонной диаметром $d = 0,15$ м с продольной проводимостью $S = 2 \cdot 10^3$ См; t , с — время спада ЭДС

Зависимости $E_\varphi(t)$ на линии измерительной катушки $z = 0$ с увеличением расстояния r по радиусу от оси скважины приведены на рис. 5 на трех временах t спада ЭДС (шифр кривых). Расчеты выполнены для размеров квадрупольной индукционной установки $L_{12} = 1,0-1,5$ м при удельном электрическом сопротивлении среды $\rho = 10$ Ом \cdot м в проводящей обсадной колонне диаметром $d = 0,15$ м с продольной проводимостью $S = 2 \cdot 10^3$ См.

В районе трубы при условии возбуждения магнитных полей встречно-направленными магнитными диполями происходит компенсация компоненты $E_\varphi(t)$. На расстоянии r , превышающем радиус обсадной колонны a , электрическое поле отличается от нуля, что создает условия появления вихревых токов в окружающем проводящем пространстве. Величины полумаксимумов напряженности электрического поля наблюдаются на расстояниях r от 0,75 до 3,5 м от оси скважины, а максимум — на расстоянии, близком к разному удаленного магнитного диполя $r = 1,5$ м. Уменьшение размера квадрупольной установки $L_{12} = 0,5-1,0$ м приводит к увеличению компоненты $E_\varphi(t)$ пропорционально L^{-3} , при этом положение максимума смещается на расстояние, равное разному удаленного магнитного диполя $r = 1,0$ м.

Приведенные результаты характеризуют дальность исследований в радиальном направлении от оси скважины с компенсационной установкой.

Таким образом, определение удельного сопротивления пород в заколонном пространстве обсаженных скважин возможно с помощью компенсационного

способа измерений с применением квадрупольной индукционной установки с импульсным режимом тока. Компенсационный способ измерений с несимметричной питающей индукционной установкой позволяет определять удельное электрическое сопротивление вмещающей среды за обсадной колонной скважины по экстремальным значениям величин ЭДС, измеряемой на ограниченном спектре времен спада.

Работа выполнена при частичной поддержке программы фундаментальных исследований УрО РАН (проект № 18-5-5-38).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Способ индукционного каротажа из обсаженных скважин и устройство для его осуществления: пат. 2614853 Рос. Федерация № 2015107806; заявл. 05.03.2015; опубл. 29.03.2017. Бюл. № 10. 10 с.
2. Ратушняк А. Н., Байдилов С. В., Теплухин В. К. Индукционный каротаж в обсаженных скважинах // Уральский геофизический вестник. 2016. № 2 (28). С. 98–107.
3. Ратушняк А. Н., Теплухин В. К. Теоретические и экспериментальные основы индукционных методов исследований скважин. Екатеринбург: УрО РАН, 2017. 127 с.
4. Ваньян Л. Л. Основы электромагнитных зондирований. М.: Недра, 1965. 109 с.
5. Атабеков Г. И. Теоретические основы электротехники. Ч. 1. Линейные электрические цепи. М.: Энергия, 1978. 592 с.
6. Способ импульсного индукционного каротажа из обсаженных скважин: заявка на пат. № 2017140399, 2017.
7. Шейнманн С. М. Об установлении электромагнитных полей в земле // Прикладная геофизика. 1947. Вып. 3. С. 3–55.
8. Ваньян Л. Л. Основы электромагнитных зондирований. М.: Недра, 1965. 109 с.
9. Уэйт Дж. Р. Геоэлектромagnetизм. М.: Недра, 1987. 235 с.

Поступила в редакцию 28 февраля 2018 года

PULSE INDUCTIVE ELECTRO-MAGNETIC LOGGING IN CASED WELLS

Ratushniak A. N., Baidikov S. V. – Geophysical Center of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: geo_info@mail.ru

Teplukhin V. K. – Petrotool LLC, Oktyabrsky, Republic of Bashkortostan, the Russian Federation. E-mail: teplukhin-v@yandex.ru

The possibilities of inductive electro-magnetic logging from cased exploration wells for the determination of specific resistivity of rocks by means of induction pulse sounding (EMMR) are investigated. A compensating measurement method with an asymmetrical feeding induction installation with two magnetic dipoles with different counterparts in the magnitude compensating for the contribution to the measured field from the conducting casing string is proposed. It is shown that the measured EMF of the asymmetric induction plant is informative in determining the specific resistance of the medium under conditions of compensated influence of the conducting casing string. The range of studies of the cavernous space is determined depending on the size of the installation. The compensation method of measurements with an asymmetrical feeding induction installation makes it possible to determine the specific electrical resistance of the enclosing medium behind the casing string of the well according to the extreme values of the EMF values measured on a limited spectrum of the decay times.

Key words: nonstationary electromagnetic field; conductive casing string; induction pulse sensing; quadrupole induction source.

REFERENCES

1. Ratushniak A. N., Teplukhin V. K., Naianzin A. N. *Sposob induktsionnogo karotazha iz obsazhennykh skvazhin i ustroystvo dlia ego osushchestvleniia* [Method of inductive electro-magnetic logging in cased wells and facility for its realization]. Patent RF, no. 2614853, 2017.
2. Ratushniak A. N., Baidikov S. V., Teplukhin V. K. [Inductive electro-magnetic logging in cased wells]. *Ural'skii Geofizicheskii Vestnik – Ural Geophysical Bulletin*, 2016, no. 2 (28), pp. 98–107. (In Russ.)
3. Ratushniak A. N., Teplukhin V. K. *Teoreticheskie i eksperimental'nye osnovy induktsionnykh metodov issledovaniia skvazhin* [Theoretical and experimental fundamentals of inductive methods of wells exploration]. Ekaterinburg, UB RAS Publ., 2017. 127 p.
4. Van'ian L. L. *Osnovy elektromagnitnykh zondirovaniia* [Fundamentals of electro-magnetic sounding]. Moscow, Nedra Publ., 1965. 109 p.
5. Atabekov G. I. *Teoreticheskie osnovy elektrotekhniki. Ch. 1. Lineinye elektricheskie tsepi* [Theoretical fundamentals of electric engineering. Pt. 1. Linear electric circuits]. Moscow, Energiia Publ., 1978. 592 p.

6. Teplukhin V. K., Ratushniak A. N. *Sposob impul'snogo induktsionnogo karotazha iz obszhennykh skvazhin* [Method of pulse inductive electro-magnetic logging in cased wells]. Patent RF application, no. 2017140399, 2017.
 7. Sheinmann S. M. [Regarding the establishment of electro-magnetic fields in the ground]. *Prikladnaia geofizika – Applied Geophysics*, 1947, issue 3, pp. 3–55. (In Russ.)
 8. Van'ian L. L. *Osnovy elektromagnitnykh zondiroviii* [Fundamentals of electro-magnetic sounding]. Moscow, Nedra Publ., 1965. 109 p.
 9. Wait R. J. *Geoelektromagnetizm* [Geoelectromagnetizm. Transl. from English]. Moscow, Nedra Publ., 1987. 235 p.
-

ВАРИОГРАММНЫЙ АНАЛИЗ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ СОДЕРЖАНИЯ ОКСИДА ФОСФОРА (V) НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АПАТИТОВЫЙ ЦИРК

ШАРАФЕЕВА Ю. А., СТЕПАЧЕВА А. В.

Месторождение Апатитовый цирк – одно из апатитовых месторождений Хибинского массива, разрабатываемое Расвумчоррским рудником Кировского филиала АО «Апатит» с 1954 г. подземным способом. В данный момент в АО «Апатит» активно внедряется Ventyx MineScare – это набор интегрированных модулей, используемых при организации горных работ на предприятиях, ведущих открытую (подземную) обработку пластовых (рудных) месторождений. Внедрение современных компьютерных технологий в горное производство позволяет применять геостатистические методы для решения геологических задач. С помощью компьютерных программ выполнены подготовка и анализ данных опробования скважин детальной и эксплуатационной разведки, рассчитаны экспериментальные вариограммы распределения полезного компонента, подобраны теоретические модели и проведена их перекрестная проверка. Установленные закономерности важны при прогнозировании распределения полезного ископаемого и планировании горных работ.

Ключевые слова: содержание полезного компонента; гистограмма; общая вариограмма; вариограммы по направлениям; теоретическая модель; перекрестная проверка.

Кировский филиал АО «Апатит» группы компании «ФосАгро» разрабатывает шесть Хибинских месторождений: Кукисвумчорр, Юкспор, Апатитовый цирк (АЦ), Плато Расвумчорр, Коашва и Ньюркапахк. Месторождение Апатитовый цирк находится между Юкспором и Плато Расвумчорр, составляя с ними и Кукисвумчорром 12-километровое рудное тело однотипного геологического строения. Протяженность АЦ по простиранию – 2,5 км.

Рациональное использование полезного ископаемого (ПИ), принятие управленческих, проектно-инженерных и экономических решений при отработке руд невозможно без надежного информационного обеспечения. В Кировском филиале АО «Апатит», крупнейшем в мире предприятии по производству высокосортного (с содержанием P_2O_5 более 35,7 %) апатитового концентрата, работу инженеров, геологов и маркшейдеров объединяет горно-геологическая информационная система Ventyx MineScare. Кроме того, в Горном институте ФИЦ КНЦ РАН создана система компьютерного моделирования объектов горной технологии MINEFRAME, предназначенная для решения широкого круга геологических и горно-технологических задач.

MineScare и MINEFRAME имеют общую цель – сбор, накопление и обработка информации, но отличаются интерфейсом и функционалом. Благодаря объедине-

Шарафеева Юлия Александровна – участковый геолог Кировского филиала АО «Апатит»; аспирантка ФИЦ КНЦ РАН. 184209, г. Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24, ФИЦ «Кольский научный центр РАН». E-mail: kuznecova1yulia@gmail.com

Степачева Анна Владимировна – программист. 184209, г. Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24, ФИЦ «Кольский научный центр РАН». E-mail: stepacheva@mineframe.ru

нию возможностей обеих программ математически смоделированы геологические объекты и геостатистически описано пространственное распределение ПИ.

Для исследования выбрано месторождение Апатитовый цирк, так как относительно других Хибинских месторождений оно имеет небольшие размеры, наиболее выдержанное строение, в том числе закономерно меняющуюся мощность. Опробование месторождения удовлетворяет условиям применения геостатистики – есть значимые корреляционные связи между пробами в пространстве и отсутствуют резкие изменения свойств среды.

Геологические закономерности апатитового оруденения. Промышленное апатитовое оруденение приурочено к комплексу ийолит-уртитов, слагающему коническую полукольцевую интрузию протяженностью около 75 км, мощностью от 50–500 до 1500–2000 м [1]. Пластообразные тела апатит-нефелиновых руд залегают в висячем боку комплекса ийолит-уртитов или в самом комплексе. Приуроченность апатит-нефелиновых руд к массивным уртитам – следствие их генетической связи [2, 3].

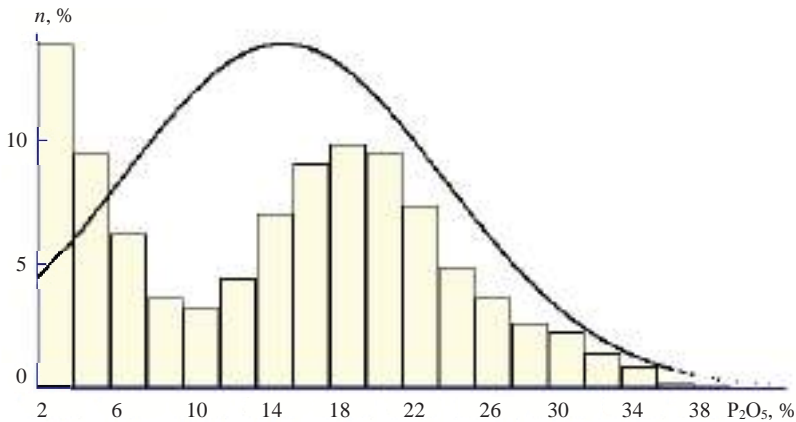


Рис. 1. Гистограмма распределения P_2O_5 в пробах, ограниченных 2-процентным каркасом АЦ

Особенностью распределения и концентрации апатита в рудном поле является отчетливое зональное строение месторождения. В висячем боку размещены обычно богатые апатитом пятнистые и пятнисто-полосчатые руды. В средней части разреза и лежащем боку размещаются блоковые, линзовидно-полосчатые, сетчатые руды, уртиты с апатитом. В зоне верхнего контакта залежи с вмещающими породами спорадически расположены сфен-apatитовые руды. Для большинства типов руд, выделяемых по составу и текстурным особенностям, установлены переходные разности, усложняющие оценку распространенности типов и средних содержаний полезных компонентов [1].

Особое положение занимают брекчированные руды, фиксирующие позднемагматический продольный конический разлом [4, 5]. Интенсивность проявления конического разлома – определяющий фактор в формировании структуры всего месторождения и отдельных рудных тел. Поэтому наряду с вертикальной раннемагматической зональностью на закономерности апатитового оруденения и вещественного состава месторождения существенно влияет наличие брекчированных руд [1].

На месторождении АЦ нарушение смещено к висячему боку залежи, где брекчирует зону богатых руд. Падение разлома – согласно рудной залежи и составляет 20–45°. С удалением от головной части отмечается несовпадение элементов

залегания. На абсолютных отметках 470–600 м угол падения брекчированных руд 40–45°, а залежь падает под углом 20–30°. Северо-западная часть сложена только брекчированными рудами. Здесь на фоне интенсивного изменения внутренней структуры встречаются участки, где сохраняется ненарушенное состояние руд. Это говорит о прерывистой кулисообразной форме разлома [1].

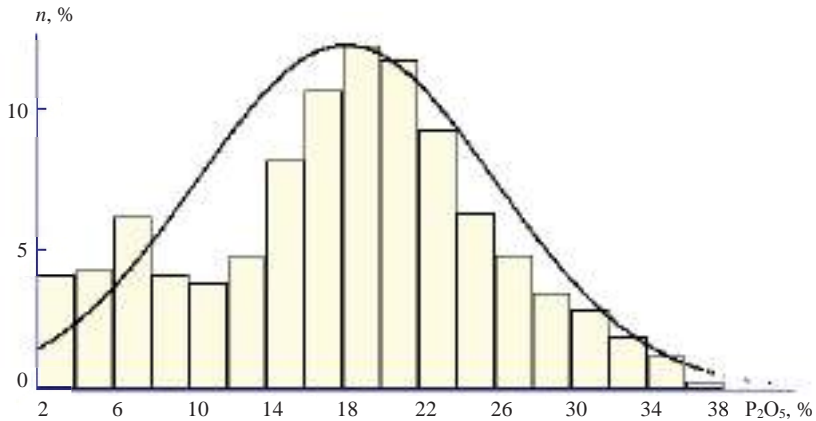


Рис. 2. Гистограмма распределения P_2O_5 в пробах, ограниченных 4-процентным каркасом АЦ

Вариограммный анализ. Геостатистика позволяет выполнять оперативный подсчет и прогноз запасов ПИ. Однако прежде чем использовать ее аппарат для решения практических задач, необходимо располагать вариограммной моделью объекта (месторождения, блока, рудопотока и т. д.), которая должна максимально соответствовать истинной структуре его изменчивости [6].

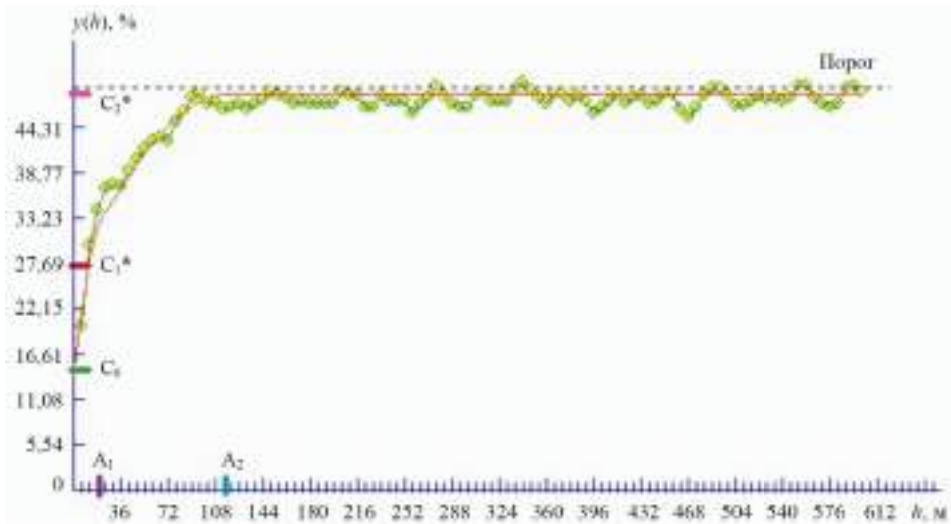


Рис. 3. Общая вариограмма распределения P_2O_5 внутри 4-процентного рудного тела АЦ: C_0 – значения эффекта самородков; C_1 и A_1 – параметры первой модели; C_2 и A_2 – параметры второй модели

Для изучения пространственного распределения полезного компонента (P_2O_5) месторождения АЦ использованы данные эксплуатационной и детальной разведки Кировского филиала АО «Апатит». Создана база данных по более чем 600 геологоразведочным скважинам, содержащая более чем 11 000 проб. Инструмента-

ми MineScape на основе геологических разрезов и планов построены 2-процентные ($P_2O_5 \geq 2\%$) и 4-процентные ($P_2O_5 \geq 4\%$) каркасные модели месторождения. Статистический анализ результатов опробования, включающий данные по содержанию P_2O_5 в пробах, входящих в 2-процентный каркас рудного тела, показал неоднородность выборки (рис. 1). На гистограмме распределения ярко выражено преобладание бедных руд.

Таблица 1

Параметры модели общей вариограммы

Эффект самородков, %	Порог, %	Зона влияния, м
13,73	15,17	18,00
	19,50	105,00

Гистограмма распределения P_2O_5 в рудном теле, ограниченном 4-процентным каркасом, близка к нормальному распределению (рис. 2). Большое число «бедных» проб объяснимо наличием в рудном теле прослоев пустых и бедных пород, связанных с позднемагматическим продольным коническим разломом.

Статистический анализ с учетом геологической информации позволил использовать вариограммы для оценки изменчивости P_2O_5 в рудном теле после ряда преобразований.

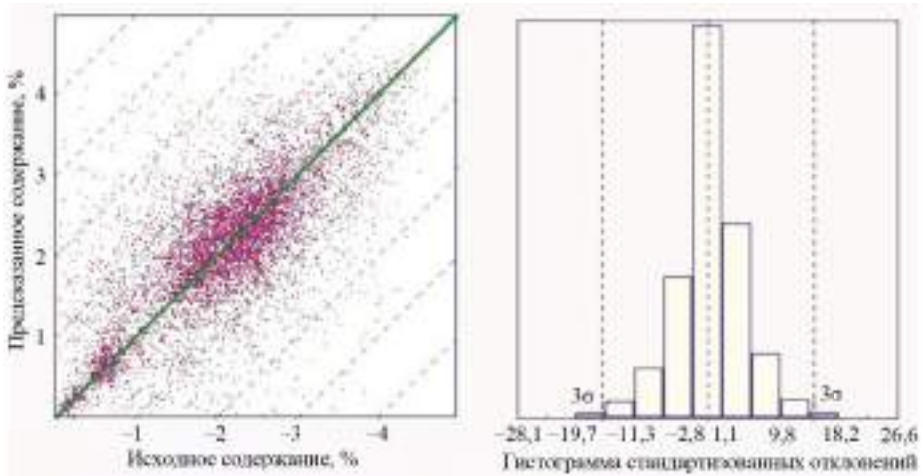


Рис. 4. Результаты перекрестной проверки модели общей вариограммы

Для моделирования вариограмм использованы пробы, входящие в 4-процентную каркасную модель. Кроме того, ради получения более достоверных данных в геостатистических расчетах выполнена композиция интервалов рядового опробования, а именно интервалы опробования приведены к одинаковой длине, т. е. одинаковому статистическому весу [7]. Принята длина 3 м как наиболее распространенная длина пробы в базе данных опробования месторождения АЦ. После анализа исходных данных и их композиции построены экспериментальные вариограммы. При этом использован пакет MINEFRAME, в котором есть блок вариограммного анализа.

Вариограммный анализ начинают с расчета общей вариограммы (omni-variogram), учитывающей не положение точек опробования относительно друг друга, а только расстояние h между ними. Эта функция используется для выявления изменчивости содержаний P_2O_5 в массиве. Общая вариограмма дает первое

представление о структуре изменчивости (тип модели; sill – порог, уровень дисперсии; range – зона влияния). Заметим, что вариограммы по направлениям (directional variogram) рассчитываются затем по значительно меньшему числу пар проб [8]. В рассматриваемом случае экспериментальная общая вариограмма (рис. 3) хорошо аппроксимируется композиционной моделью. Хорошо различимы эффект самородков, т. е. скачок от 0 до σ^2 при $h = 0$, и две сферические модели с разными углами наклона. Параметры модели даны в табл. 1.

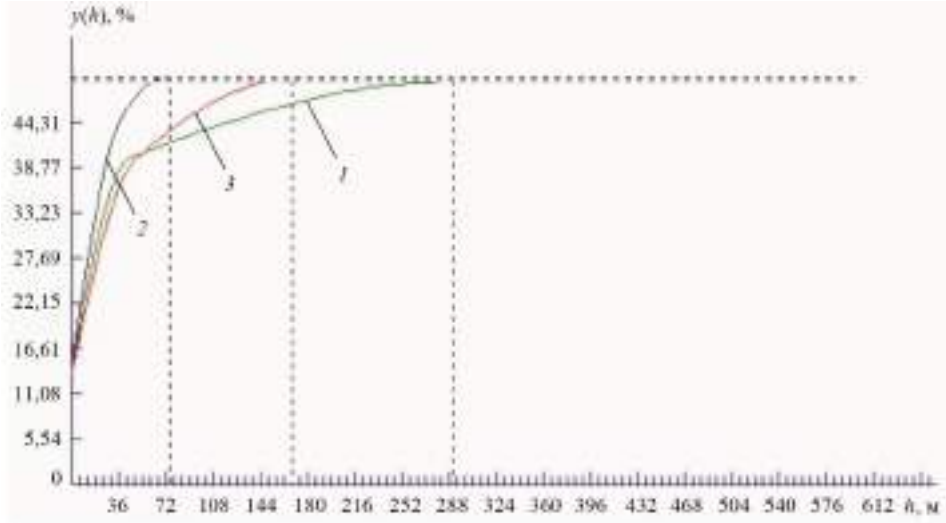


Рис. 5. Вариограммы по трем направлениям анизотропии рудного тела АЦ

Для теоретической модели существует процедура перекрестной проверки (cross-validation), т. е. сравнение действительных значений в точках опробования с теми, которые предсказываются моделью по всем остальным точкам [9]. В MINEFRAME результаты перекрестной проверки (рис. 4) даются в виде гистограммы стандартизованных отклонений и графика, отображающих распределение предсказанных значений относительно истинных. Модель можно считать хорошей, так как полученная гистограмма отклонений описывается гауссовым распределением, а случайная величина принимает значения, отклоняющиеся от математического ожидания не более чем на три среднеквадратических отклонения (3σ , правило «трех сигм»). В диапазон от -3σ до 3σ попали 98,44 % всех точек.

Таблица 2

Параметры вариограммной модели по трем главным направлениям анизотропии рудного тела АЦ

Направление	Азимут, град	Падение, град	Эффект самородков, %	Порог, %	Зона влияния, м
Первое	210	30	13,94	48,07	288,0
Второе	30	60	14,39	48,65	72,0
Третье	120	0	13,33	48,27	165,0

Далее необходимо построить вариограммы по направлениям. Это поможет выявить анизотропию взаимного влияния случайных величин друг на друга [10]. В рудном теле АЦ выявлены два главных направления анизотропии. Третье направление автоматически выбрано ортогональным первым двум. Первое – главное направление – субпараллельно простиранию рудного тела. Второе совпадает

с падением рудной залежи. Выявленная закономерность согласуется с геологической особенностью месторождения – зональным строением (вниз по падению) от богатых руд к бедным. Вариограммы по направлениям даны на рис. 5.

Вариограммы по направлениям также трехструктурные, т. е. содержат эффект самородков и две сферические модели. Параметры вариограмм даны в табл. 2. Выявленная анизотропия относится к геометрическому типу: модели отличаются зонами влияния при равенстве порогов (уровня дисперсии).

Полученные модели позволяют обосновать параметры поискового эллипсоида для интерполяции содержаний в блочную модель.

Таким образом, после проработки исходных данных определена геологическая зона для изучения – рудное тело, оконтуренное 4-процентным содержанием оксида фосфора (V).

В результате вариограммного анализа для общей вариограммы получена трехструктурная модель, что можно объяснить сложным генезисом месторождения, отраженным в его внутреннем строении и сложных контактах с вмещающими породами.

В рудном теле АЦ выявлена геометрическая анизотропия, которая также описывается трехструктурной моделью. Обнаруженная пространственная изменчивость подтверждается геологическими закономерностями, а именно зональным распределением концентраций апатита в рудном поле.

Зная вариограммную модель и параметры анизотропии, можно переходить к геостатистическому оцениванию содержаний P_2O_5 в блоках.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бобрышев Г. И., Хищенко В. Т. Отчет о работах по изучению вещественного состава руд апатитовых месторождений в пределах обрабатываемых и подготавливаемых к эксплуатации горизонтов рудников объединения «Апатит» // Фонды Кировского филиала АО «Апатит». 1975. Т. 1. 425 с.
2. Вировлянский Г. М. Особенности размещения апатитовых руд в Хибинских месторождениях и их значение для поисков в других массивах. М.: Наука, 1968. С. 91–102.
3. Каменев Е. А. Геология и структура Коашвинского апатитового месторождения. Л.: Недра, 1975. 128 с.
4. Вировлянский Г. М., Благодетелева Ю. Н. Послеapatитовые кольцевые разломы в Хибинском массиве // Промышленность горно-химического сырья. М.: НИИТЭХИМ, 1971. № 4. С. 5–9.
5. Иванова Т. Н. К вопросу о структуре апатит-нефелинового рудного поля Хибинского щелочного массива // Щелочные породы Кольского полуострова. Л.: Наука, 1974. С. 3–8.
6. Капутин Ю. Е. Геостатистическое исследование месторождений полезных ископаемых. Петрозаводск: КФ АН СССР, 1988. 31 с.
7. Апухтина И. В. Совершенствование методики оценки запасов месторождений железистых кварцитов на основе трехмерного компьютерного моделирования: дис. ... канд. геол.-минерал. наук. СПб, 2008. 245 с.
8. Капутин Ю. Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. СПб: Недра, 2002. 424 с.
9. GEOTOOLS, GEOTECH-3D. Часть II. Инструмент геолога: справочник пользователя. Система MINEFRAME. Апатиты, 2012. 107 с.
10. Наговицын О. В., Лукичев С. В. Горно-геологические информационные системы – история развития и современное состояние. Апатиты: КНЦ РАН, 2016. 196 с.

Поступила в редакцию 13 февраля 2018 года

VARIOGRAM ANALYSIS OF PHOSPHORUS PENTOXIDE CONTENT SPATIAL VARIABILITY BY THE EXAMPLE OF THE APATITE TSYRK DEPOSIT

Sharafeeva Iu. A., Stepacheva A. V. – Kola Science Centre of RAS, Apatity, Murmansk region, the Russian Federation.
E-mail: kuznecova1yulia@gmail.com

The Apatite tsyrk deposit is one of the apatite deposits, the Khibiny massif, which has been developed by Rassvumchorsky underground mine of the Kirovsky branch of JSC Apatit since 1954. At the moment, Ventyx MineScope is being introduced in JSC Apatit – a set of integrated modules used in mining operations at enterprises that deal with open/underground development of reservoir/ore deposits. The present computer technologies are being introduced in mining operations, making it possible to apply the geostatistics methods to solve geological problems. Computer programs allowed the

sampling data from the boreholes for detailed and operational survey, the experimental variograms for the useful component distribution to be calculated and examined, the theoretical models to be cross-validated. The regularities established are important in the useful component distribution prediction and in mining operations scheduling.

Key words: mineral component; histogram; general variogram; anisotropy; variogram model; cross-validation.

REFERENCES

1. Bobryshev G. I., Khishchenko V. T. [Report on work performed on the examination of apatite deposits ores material composition within the limits of mined and developed horizons of JSC Apatit mines]. *Fondy Kirovskogo filiala AO «Apatit» – Funds of Kirovsk Branch of Apatit*, 1975, vol. 1, 425 p. (In Russ.)
2. Virovlianskii G. M. *Osobennosti razmeshcheniia apatitovykh rud v Khibinskikh mestorozhdeniakh i ikh znachenie dlia poiskov v drugikh massivakh* [Some peculiarities of apatite ores arrangement in Khibinsky deposits and their significance for other massifs prospecting]. Moscow, Nauka Publ., 1968, pp. 91–102.
3. Kamenev E. A. *Geologiya i struktura Koashvinskogo apatitovogo mestorozhdeniia* [Geology and structure of Koashvinsky apatite deposit]. Leningrad, Nedra Publ., 1975. 128 p.
4. Virovlianskii G. M., Blagodeteleva Iu. N. [Post-apatite ring faults in Khibinsky massif]. *Promyshlennost' gorno-khimicheskogo syr'ia* [Industry of mining chemical feedstock]. Moscow, NIITEKHIM Publ., 1971, no. 4, pp. 5–9.
5. Ivanova T. N. [Regarding the problem of the structure of apatite-nepheline ore field of Khibinsky alkaline massif]. *Shchelochnye porody Kol'skogo poluostrova* [Alkaline rocks of the Kola Peninsula]. Leningrad, Nauka Publ., 1974, pp. 3–8.
6. Kaputin Iu. E. *Geostatisticheskoe issledovanie mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh* [Geostatistical investigation of mineral deposits]. Petrozavodsk, KB of AS USSR Publ., 1988. 31 p.
7. Apukhtina I. V. *Sovershenstvovanie metodiki otsenki zapasov mestorozhdenii zhelezistykh kvartsitov na osnove trekhmernogo komp'yuternogo modelirovaniia: dis. ... kand. geol.-mineral. nauk* [Developing the methodology of estimating reserves of ferruginous quartzite deposits on the basis of 3D computer simulation. Cand. geol.-miner. sci. diss.]. St. Petersburg, 2008. 245 p.
8. Kaputin Iu. E. *Gornye komp'yuternye tekhnologii i geostatistika* [Mining computer technologies and geostatistics]. St. Petersburg, Nedra Publ., 2002. 424 p.
9. GEOTOOLS, GEOTECH-3D. Part II. Geologist's tool. User reference. MINEFRAME system. Apatity, 2012. 107 p. (In Russ.)
10. Nagovitsyn O. V., Lukichev S. V. *Gorno-geologicheskie informatsionnye sistemy – istoriia razvitiia i sovremennoe sostoianie* [Mining geological information systems – development history and modern state]. Apatity, KSC RAS Publ., 2016. 196 p.

АНАЛИТИЧЕСКИЙ СПОСОБ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК МЕТОДОМ МНОГОУГОЛЬНИКА СИЛ

БАРУЛИН А. И.

Выполнена формализация инженерного расчетно-графического метода оценки устойчивости откосов посредством использования математического аппарата аналитической геометрии. Описана техника аналитического решения расчетно-графической задачи. Разработан алгоритм итеративного поиска состояния предельного равновесия в откосе. Представлен интерфейс пользователя компьютерной программы оценки устойчивости откосов методом многоугольника сил. Обоснована достоверность результатов программных расчетов альтернативными методами конечных элементов и алгебраического сложения сил. Представлен вариант исходных данных, опровергающий положение о том, что погрешность инженерного метода алгебраического сложения сил всегда идет в запас. Обосновано, что метод многоугольника сил предпочтительнее метода алгебраического сложения сил. Показана эффективность выполненной автоматизации оценки устойчивости откосов. Производительность оценки устойчивости откоса методом многоугольника сил увеличилась при использовании разработанного способа решения в тысячу раз. Доказано, что удовлетворительная точность оценки устойчивости достигается при делении оползневого тела откоса всего на пять расчетных блоков. Предложенный способ реализации метода позволил повысить точность и производительность оценки устойчивости открытых горных выработок.

Ключевые слова: карьер; откос; устойчивость; многоугольник сил; расчетная модель; формализация метода; автоматизация; сходимости; точность; эффективность.

Для оценки устойчивости карьерных откосов используются методы: предельного напряженного состояния; алгебраического сложения сил; круглоцилиндрической поверхности скольжения; многоугольника сил; конечных элементов; граничных интегральных уравнений; функции комплексного переменного и некоторые другие. Среди относительно небольшого количества методов оценки устойчивости открытых горных выработок наибольшее распространение вследствие его простоты получил инженерный метод алгебраического сложения сил [1]. Однако этот метод применим только к круглоцилиндрическим поверхностям скольжения оползневого тела, так как из трех условий статического равновесия в нем выполняется только одно – сумма моментов сил равна нулю. Кроме того, вертикальные границы расчетных блоков, на которые разделяется оползневое тело, не совпадают с направлением линий действия главных напряжений, а действующие вдоль них межблочные силы в методе алгебраического сложения сил вообще не учитываются. В связи с этим погрешность метода, даже в условиях, для которых он был разработан (изотропные породы, круглоцилиндрическая поверхность скольжения), достигает $\pm(2-5) \%$.

На рис. 1 показаны зависимости изменения коэффициента запаса устойчивости откоса от величины угла внутреннего трения φ горной породы, полученные для борта карьера высотой $H = 100$ м с углом наклона $\alpha = 45^\circ$ при величине объемной плотности $\gamma = 1,9 \times 10^3$ кг/м³ и сцеплении изотропной горной породы $k = 975$ кПа. Наибольшая погрешность результата, рассчитанного методом алге-

браического сложения сил, в рассмотренном интервале изменения угла внутреннего трения изотропной породы по отношению к значению, полученному методом многоугольника сил, составила +5,1 %. Эту погрешность можно считать абсолютной, так как методами конечных элементов и многоугольника сил получены результаты, отличающиеся в пределах только $\pm 0,9$ %.

Методы многоугольника сил и конечных элементов отличает то, что в сравнении с методом алгебраического сложения сил они являются строгими в механико-математическом отношении, так как в каждом из них выполняются все три условия статического равновесия, и хотя оба этих метода приближенные, но управление точностью результата в методе конечных элементов может быть достигнуто уменьшением размеров конечных элементов в областях концентрации напряжений, совершенствованием цифровых моделей объектов посредством введения элементов разрывов сплошности, подбором наиболее адекватной модели среды и критерия потери устойчивости откосом.

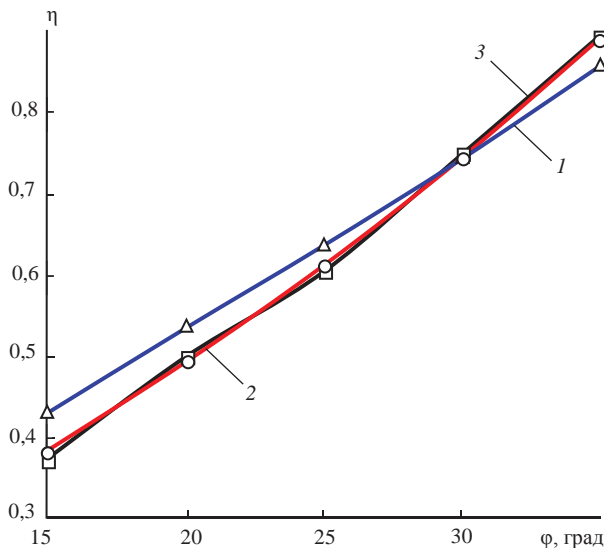


Рис. 1. Исследование точности оценки устойчивости откоса методами:

1 – алгебраического сложения сил; 2 – многоугольника сил; 3 – конечных элементов

В расчетной модели метода многоугольника сил управление точностью решения задачи устойчивости откоса осуществляется увеличением числа расчетных блоков, на которое разделяется возможное оползневое тело. В отличие от метода алгебраического сложения сил, границы расчетных блоков его математической модели совпадают с линиями действия наибольших и наименьших главных напряжений в массиве горных пород, и производится учет взаимодействия расчетных блоков друг с другом в процессе деформирования откоса.

И метод конечных элементов, и метод многоугольника сил обладают неоспоримым преимуществом перед методом алгебраического сложения сил, так как они применимы к любым формам поверхностей скольжения оползневого тела в откосе, в том числе и не монотонным. Оба эти метода применимы к любым толщам пород, а не только к массивам изотропных горных пород, как это имеет место в методе алгебраического сложения сил.

К недостаткам точных в механико-математическом отношении методов оценки устойчивости откосов следует отнести только их трудоемкость. Хотя метод

конечных элементов является исключительно компьютерным методом, для получения качественного решения по оценке устойчивости открытых горных выработок следует разработать сложную индивидуальную математическую модель, отвечающую основным элементам подобия и использовать соответствующую ей модель среды. Без знаний геомеханики, высшей математики и программирования получение качественных решений возможно только для относительно простых стандартных физических сред и объектов. Метод конечных элементов является мощным инструментом исследователя, поэтому для решения стандартных инженерных задач на открытых горных разработках не может быть рекомендован.

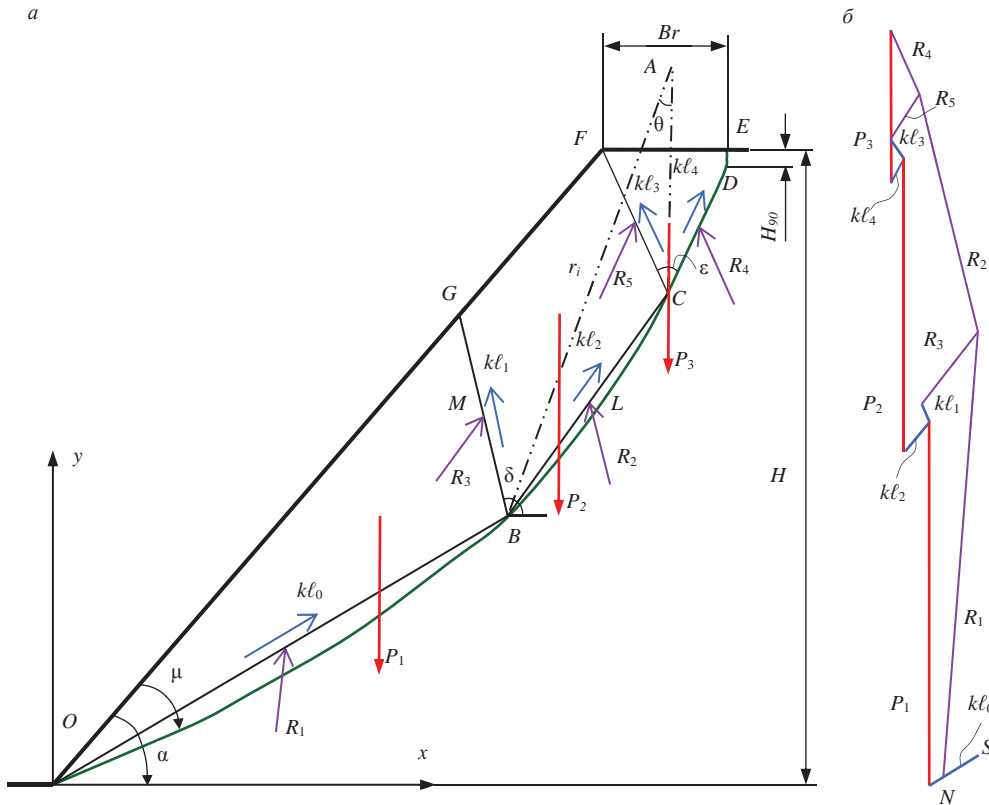


Рис. 2. Расчетная схема оценки устойчивости откоса методом многоугольника сил: kl_0, kl_2, kl_4 – силы сцепления блоков с массивом; kl_1, kl_3 – межблочные силы сцепления; R_0, R_2, R_4 – реакции опоры породного массива; R_1, R_3 – реакции межблочного взаимодействия; $\varepsilon = (90^\circ - \varphi)$ – угол между поверхностями скольжения 1-го и 2-го семейств скольжения

Метод многоугольника сил разработал советский ученый Г. М. Шахунянд в 1948 г. [2] как исключительно графический метод, в котором возможное оползневое тело откоса делится на взаимодействующие друг с другом вертикальные расчетные блоки. Г. Л. Фисенко [1] усовершенствовал этот метод, изменив направление боковых границ расчетных блоков в соответствии с направлением действия главных сил, действующих в откосе (рис. 2, а). На полученную расчетную схему наносятся силы и реакции, действующие на каждый из расчетных блоков. Силы веса P_1-P_3 направлены сверху вниз, а сцепления kl_0-kl_4 – вдоль взаимодействующих друг с другом или с нетронутым массивом граней расчетных блоков, противоположно сдвигу оползневое тело $OFEDCBO$. Реакции изображены под углом внутреннего трения горной породы φ к нормали грани расчетного блока в направлении, препятствующем его сдвигу R_0-R_4 .

Многоугольник сил строят для каждого расчетного блока, но с таким расчетом, чтобы многоугольники соседних блоков примыкали друг к другу по общей для них обоим силе сцепления и реакции межблочного взаимодействия (рис. 2, б).

Силы известной величины (веса P_3 , сцепления kl_3 и kl_4), действующие на самый верхний расчетный блок, в масштабе наносятся на чертеж по их величинам и направлениям действия одна за другой. В многоугольник сил этого расчетного блока необходимо добавить действующие на верхний блок реакции межблочного взаимодействия R_3 и опоры R_4 . Если блок находится в состоянии предельного равновесия, то многоугольник сил должен быть замкнут. Поэтому замыкают верхний многоугольник реакциями, для которых известны точки приложения и направления их действия. На общей для верхнего и среднего расчетных блоков силе kl_3 и реакции межблочного взаимодействия R_3 идентичным образом строят многоугольник следующего блока.

Последний расчетный блок имеет одну общую силу сцепления kl_1 и реакцию межблочного взаимодействия R_1 с соседним средним расчетным блоком. Из начала силы сцепления kl_1 среднего блока откладывается вертикально вниз сила веса последнего блока P_1 , из конца которой откладывается в направлении ее действия сила сцепления kl_0 . Из конца реакции R_1 среднего блока откладываем в направлении ее действия реакцию опоры R_0 . Если эта реакция пересекла силу сцепления kl_0 , то откос имеет запас устойчивости, многоугольник разомкнут – откос неустойчив, замкнулся – откос находится в состоянии предельного равновесия. Чтобы найти состояние предельного равновесия откоса после первой итерации решения, необходимо интуитивно уменьшить или увеличить величину коэффициента запаса устойчивости откоса η и изменить величины сцепления k и угла внутреннего трения φ пород по формулам [1]:

$$k' = \frac{k}{\eta}; \quad \varphi' = \operatorname{atg} \left(\frac{\operatorname{tg} \varphi}{\eta} \right). \quad (1)$$

После этого вновь построить расчетную схему и новое, соответствующее ей, очертание многоугольника сил в откосе. Если на очередном этапе итеративного подбора величины коэффициента запаса устойчивости откоса многоугольник последнего расчетного блока замкнулся, то откос находится в состоянии предельного равновесия, и искомое значение коэффициента запаса устойчивости найдено. Разумеется, что в приближенном решении идеальное замыкание многоугольника сил является случайным, поэтому необходимо ограничиться разумной его точностью. Предельно напряженный многоугольник сил откоса рис. 2, б построен для схемы с тремя расчетными блоками, что удобно для пояснения метода, но сопряжено с потерей точности, так как аппроксимация оползневой массы при малом числе расчетных блоков неудовлетворительная.

Метод многоугольника сил отличается хорошей точностью оценки устойчивости откосов в любых горно-геологических условиях, но его широкое применение сдерживается высокой степенью трудоемкости. Так, например, на определение пяти точек зависимости коэффициента запаса устойчивости откоса η от угла внутреннего трения слагающих его пород φ было затрачено 32 ч. суммарного времени (рис. 1). На идентичные пять точек, рассчитанных вручную методом алгебраического сложения сил, было затрачено только 4 ч., хотя для оценки устойчивости откоса обоими методами использовались средства автоматизации в виде графического редактора *AutoCAD* и вычислительной программы в среде электронных таблиц *Microsoft Office Excel*. Компьютерная автоматизация расчетов устойчивости откосов методом алгебраического сложения сил выполнена посредством

использования способа интегрирования достаточно давно [3], в настоящем исследовании расчеты обеими методами выполнены вручную только в целях обеспечения объективного сопоставления трудозатрат. Из сопоставления следует, что метод многоугольника сил при всех его неоспоримых достоинствах приблизительно в восемь раз по производительности уступает методу алгебраического сложения сил. Конечно, это приближенный показатель, так как он определяется индивидуальными способностями конкретного исполнителя.

Первые попытки формализации метода многоугольника сил были выполнены еще во второй половине XX в., например в работе [4]. Однако метод использовался в аналитическом виде, когда рассматриваемое оползневое тело разделялось всего на два взаимодействующих друг с другом расчетных блока для частного случая устойчивости отвала на слабом основании. Значение этой разработки трудно переоценить, так как был создан мощный инструмент для решения часто встречаемой в практике открытых горных разработок задачи, ведь внешние отвалы при проектировании горных предприятий стремятся располагать на заболоченных, непригодных для земледелия территориях.

В настоящем исследовании для разработки аналитического способа оценки устойчивости открытых горных выработок методом многоугольника сил были применены координатные математические положения аналитической геометрии [5]. В качестве наиболее напряженной поверхности скольжения в разработанном алгоритме применена логарифмическая поверхность, но может использоваться и любая другая форма поверхности скольжения.

В математической системе плоских прямоугольных координат xOy для откоса заданной высоты H и угла наклона α несложно определить координаты основных характерных точек расчетной схемы (рис. 2) по формулам:

$$\begin{aligned}x_O &= 0, & y_O &= 0; \\x_F &= H \operatorname{ctg} \alpha, & y_F &= H; \\x_E &= H \operatorname{ctg} \alpha + Br, & y_E &= H; \\x_D &= H \operatorname{ctg} \alpha + Br, & y_D &= H - H_{90}; \\x_C &= H \operatorname{ctg} \alpha + Br/2, & y_C &= H - H_{90} - Br \cdot \operatorname{ctg} \alpha / 2,\end{aligned}$$

где Br – ширина бермы безопасности, м, $Br = 2(r_0 \exp((90^\circ - \alpha) \operatorname{ctg} \mu) - H / \sin \alpha) \cos \alpha$; μ – угол выхода наиболее напряженной поверхности скольжения в нижнюю бровку откоса, град, $\mu = 45^\circ - \varphi/2$; r_0 – радиус-вектор логарифмической поверхности

скольжения при угле $\theta = 0^\circ$, м, $r_0 = \frac{H \cos(\alpha - \mu) / \sin \alpha - H_{90} \sin \mu}{\exp(k_0) \cos(\alpha - \mu) - \sin \mu}$; H_{90} – предельная

высота вертикального откоса, м, $H_{90} = \frac{2k}{\gamma} \operatorname{ctg} \mu$; k_0 – безразмерный коэффициент,

$$k_0 = \frac{\pi(90^\circ - \alpha) \operatorname{ctg} \mu}{180^\circ}.$$

Координаты угловых точек расчетных блоков, располагающихся на логарифмической поверхности скольжения, можно вычислить по формулам:

$$x_B = x_A - r_i \sin \theta_i; \quad y_B = y_A - r_i \cos \theta_i,$$

где

$$x_A = H \operatorname{ctg} \alpha + Br/2, \quad y_A = H + Br \cdot \operatorname{tg} \alpha / 2, \quad r_i = r_0 \exp(\theta_i \operatorname{ctg} \mu).$$

Величина угла θ_i для верхнего расчетного блока определяется как отношение угла $(90^\circ - \alpha)$ к числу расчетных блоков n , приходящихся на абсциссу криволинейной части поверхности скольжения между точками O и C . В предлагаемом аналитическом способе углы между соседними точками расчетных блоков (OAB и BAC) выбраны одинаковыми.

Координаты углов расчетных блоков на поверхности откоса определяются (например, для точки G) посредством совместного решения системы двух уравнений пересекающихся линий (OF и BG), проведенных под известными углами α и δ соответственно:

$$\begin{cases} y = y_O + (x - x_O) \operatorname{tg} \alpha; \\ y = y_B + (x - x_B) \operatorname{tg} \delta, \end{cases} \quad (2)$$

где δ – угол наклона межблочной границы среднего и нижнего расчетных блоков, град, $\delta = \arctg \left(\frac{y_C - y_B}{x_C - x_B} \right) + \frac{\pi}{2} - \varphi$.

Вычисление силы веса расчетных блоков производится по координатам их углов методом определителей второго порядка. Например, для среднего расчетного блока скалярное значение силы веса определится как половина суммы значений двух модулей определителей Δ_1 и Δ_2 , составляющих площадь его треугольников, умноженную на объемную плотность γ по формуле:

$$P_2 = \frac{|\Delta_1| + |\Delta_2|}{2} \gamma,$$

где

$$\Delta_1 = \begin{vmatrix} x_C - x_F & y_C - y_F \\ x_B - x_F & y_B - y_F \end{vmatrix}; \quad \Delta_2 = \begin{vmatrix} x_B - x_F & y_B - y_F \\ x_G - x_F & y_G - y_F \end{vmatrix}.$$

Многоугольник сил при аналитическом решении задачи можно не строить, достаточно определить прямоугольные координаты всех концов составляющих его сил. Тогда в каждом многоугольнике сил расчетного блока координаты точки его замыкания можно вычислить посредством решения системы уравнений пересекающихся линий реакций (2) по координатам точек их приложения и направлениям действия. Координаты точек приложения реакций, например L и M для расчетного блока, и направления их действия можно определить через координаты его углов.

После завершения обработки последнего многоугольника выполняется вычисление линейной невязки между точкой пересечения реакции R_1 с направлением силы сцепления $k\ell_1$ последнего блока (точка N) и концом вектора этой же силы S по формуле:

$$\operatorname{Nev} = \sqrt{(x_N - x_S)^2 + (y_N - y_S)^2}.$$

Если многоугольник сил откоса замкнулся (рис. 2, б), то коэффициент его запаса увеличивается на интуитивную величину (например, 10 %), затем выполняется повторное построение расчетной схемы для новых значений свойств горной породы, вычисленных по формулам (1), и повторное построение много-

угольника сил. Как только получается разомкнутый многоугольник сил, очередное значение изменения коэффициента запаса $\Delta\eta$ находят, решив пропорцию:

$$\Delta\eta = Nev_i \frac{\eta_i - \eta_{i-1}}{Nev_i - Nev_{i-1}},$$

где i – номер итерации приближения к искомому результату.

Когда величина рассчитанной невязки после очередного шага итеративного приближения i станет меньше допустимой величины, задача считается решенной.

Частный случай решения задачи оценки устойчивости нагруженного отвала методом многоугольника сил был представлен в работе [6], но он относился только к случаю оценки устойчивости нагруженного отвала, применялся всего для четырех расчетных блоков, и поиск коэффициента запаса устойчивости откоса возлагался на пользователя программы. Такой полуавтоматический подход ухудшал показатели точности и производительности процесса оценки устойчивости отвала. В предлагаемом решении использован программный поиск коэффициента запаса устойчивости откоса описанным ранее методом последовательных приближений, блок-схема алгоритма которого представлена на рис. 3.

По описанному алгоритму была составлена компьютерная программа на языке объектно-ориентированного программирования *Microsoft Visual Basic 6*, позволившая достичь полной автоматизации процесса оценки устойчивости откосов методом многоугольника сил. Разработанная программа, интерфейс пользователя которой показан на рис. 4, представляет собой автомат с конечным числом состояний, применимый к широкой комбинации значений входных параметров, и управляемым пользователем параметром количества расчетных блоков в призме возможного обрушения.

Чтобы обозначения сил и реакций не ухудшали наглядность изображения выводимой на монитор компьютера расчетной схемы при делении призмы обрушения на большое количество расчетных блоков, программа содержит инструмент блокирования их вывода на экран по желанию пользователя. Интерфейс содержит также опцию блокирования автоматического поиска предельного равновесного состояния пород открытой горной выработки, что дает возможность самостоятельного определения его с большим или меньшим уровнем погрешности по отношению к значению, заданному в программе (± 10 кг). Этот инструмент необходим и для того, чтобы оценить эффективность и скорость предложенного здесь алгоритма поиска решения задачи.

Программа имеет модуль диагностики состояния вычислительного процесса, обеспечивающий вывод на панель интерфейса текстовых сообщений, предупреждающих «зависание» программы при делении на нулевое значение, извлечение корня из отрицательного числа, попытке выполнения расчетов с недопустимыми значениями исходных параметров и т. п. Программа позволяет ввести исходные данные с клавиатуры или из файла на жестком диске. На экран компьютера кроме поясняющей расчетной схемы выводится схема рассчитанного в ней многоугольника сил. Вертикальный и горизонтальный масштабы многоугольника сил для обеспечения лучшей наглядности могут быть выбраны неодинаковыми.

Проверка достоверности результатов программных расчетов была выполнена сопоставлением с данными, рассчитанными вручную (рис.1) методом многоугольника сил. Выполненная проверка показала, что отклонение результатов программных расчетов не превысило $\pm 0,7$ %. Этот уровень является хорошим показателем точности, так как существенно меньше погрешности определения параметров прочности горных пород, использованных для получения искомого

результатов ($\pm 1\%$). На расчет значений пяти точек по разработанной компьютерной программе было затрачено 2 мин. Таким образом, выполненная формализация инженерного решения позволила существенно повысить производительность оценки устойчивости открытых горных выработок методом многоугольника сил.

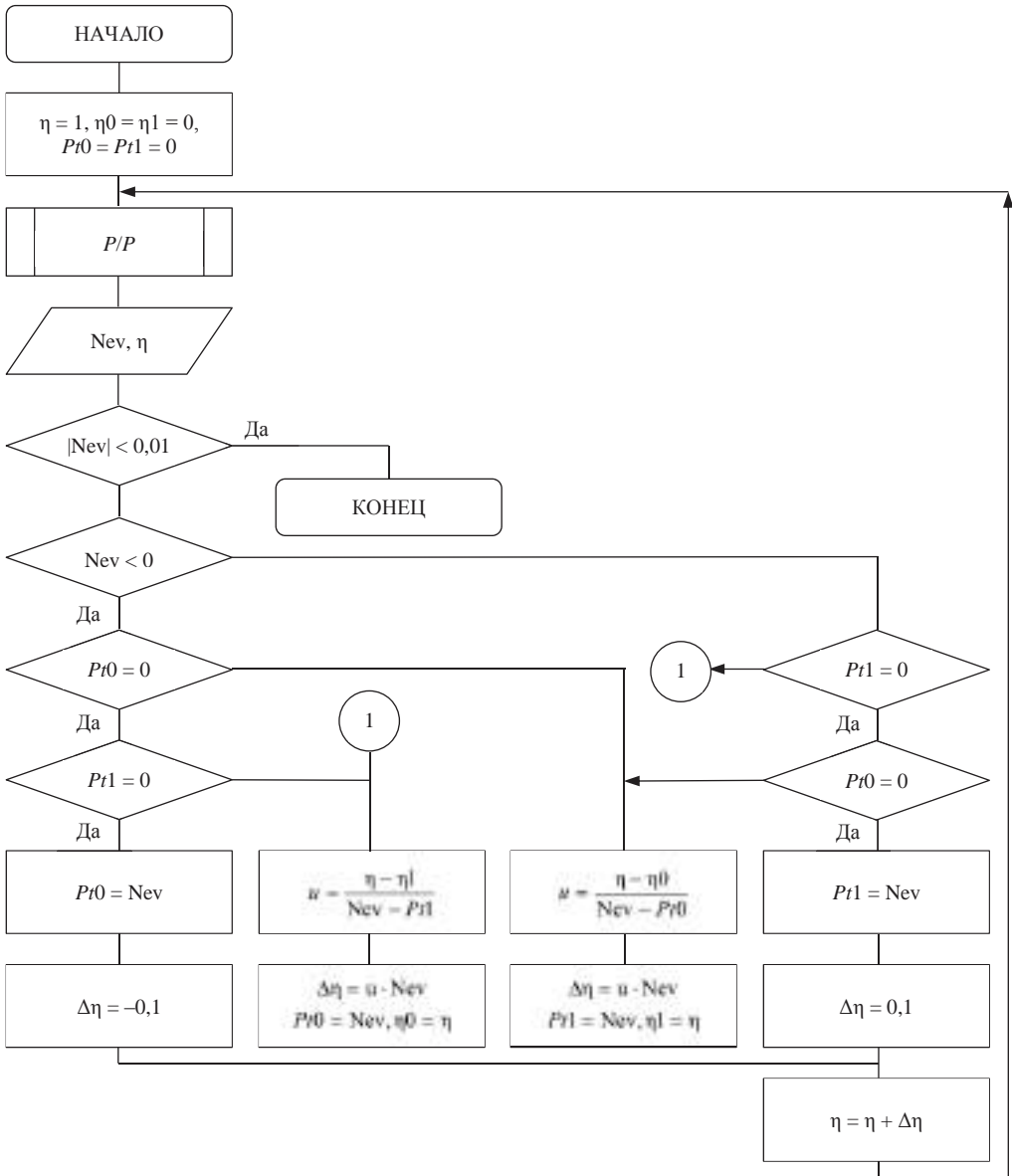


Рис. 3. Блок-схема алгоритма поиска состояния предельного равновесия в откосе методом многоугольника сил:

Pt_0, Pt_1 – величины полученных последних отрицательных и положительных невязок Nev ; η_0, η_1 – значения последних коэффициентов запаса устойчивости откоса для отрицательной и положительной невязок соответственно; P/P – подпрограмма оценки устойчивости откоса методом многоугольника сил

В процессе оценки устойчивости откосов методом многоугольника сил предложенным аналитическим способом выполнено исследование минимального количества расчетных блоков, на которое должна делиться призма обрушения

с таким расчетом, чтобы обеспечивалась надлежащая точность определения коэффициента запаса устойчивости откоса. Расчеты выполнены для откоса изотропных горных пород с объемной плотностью $\gamma = 2,12 \times 10^3 \text{ кг/м}^3$, сцеплением $k = 3,7 \text{ МПа}$ и углом внутреннего трения $\varphi = 21^\circ$, имеющего высоту $H = 350 \text{ м}$ и угол наклона $\alpha = 27^\circ$.

Результаты расчетов сведены в таблицу, из которой следует, что при требованиях к определению коэффициента запаса устойчивости откоса с объективной погрешностью, соответствующей точности определения исходных параметров прочности горной породы, удовлетворительные результаты получены при разделении призмы обрушения всего на пять расчетных блоков. Однако при более детальном исследовании установлено, что количество блоков при малых углах внутреннего трения слагающих откос горных пород ($\varphi < 15^\circ$) для достижения приемлемой точности оценки устойчивости откоса должно быть удвоено.

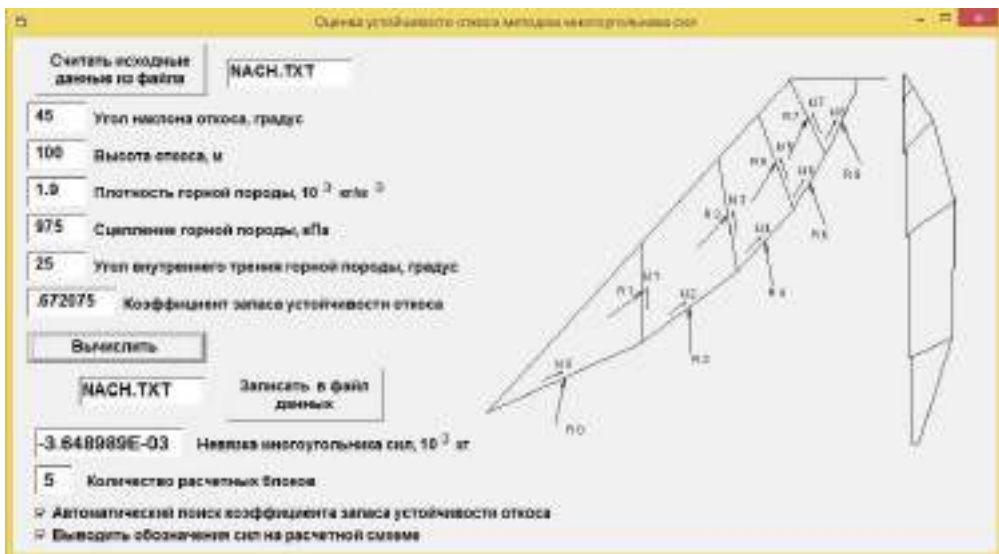


Рис. 4. Интерфейс пользователя программы оценки устойчивости откоса методом многоугольника сил

Для оценки устойчивости открытых горных выработок в реальном массиве анизотропных горных пород предварительно необходимо вычислить средневзвешенные значения физико-механических свойств подсеченной оползневым телом толщи горных пород [7].

Применение числовых методов оценки устойчивости открытых горных выработок, таких как метод граничных интегральных уравнений или метод конечных элементов, позволило решить сложный класс задач, включая объективный прогноз деформирования откосов в сложных горно-геологических условиях, но они не смогли вытеснить хорошо зарекомендовавший себя инженерный метод многоугольника сил. Этот метод отличается простотой, достоверностью получаемых результатов и доступностью для каждого инженера. Автоматизация рутинных графических построений и расчетов при помощи разработанного аналитического способа позволяет улучшить технико-экономические показатели его применения на открытых горных разработках примерно в тысячу раз.

Предложенный аналитический способ оценки устойчивости открытых горных выработок методом многоугольника сил позволяет не только повысить точ-

ность оценки устойчивости откосов по сравнению с инженерным графическим способом, но и исключить ошибки, объединяемые термином «человеческий фактор».

Определение минимального уровня дискретности расчетной модели

Количество расчетных блоков n	2	3	4	5	6	7
Коэффициент запаса устойчивости откоса η	1,205	1,159	1,135	1,128	1,126	1,125
Количество расчетных блоков n	8	9	10	25	50	100
Коэффициент запаса устойчивости откоса η	1,124	1,124	1,124	1,123	1,123	1,123

Доминирование в оценке устойчивости откосов метода алгебраического сложения сил обосновывается только тем, что его погрешность всегда идет в запас [1], т. е. рассчитанная величина коэффициента запаса устойчивости откоса несколько ниже реального значения. Представленный на рис. 1 пример расчета демонстрирует обратное, так как до величины угла внутреннего трения 30° имеют место существенно завышенные значения коэффициента запаса устойчивости. Это является доказательством того, что повсеместное применение метода алгебраического сложения сил способно нанести серьезный ущерб вследствие недооценки уровня его погрешности [8].

Разработанный аналитический способ оценки устойчивости открытых горных выработок может быть применен для любых форм наиболее напряженных поверхностей скольжения, например заданных совокупностью дискретных точек.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 378 с.
2. Шахуняц Г. М. Основы практического расчета свободных и подпертых откосов // Труды МИИТ. 1948. Вып. 71. 339 с.
3. Попов И. И., Шпаков П. С., Поклад Г. Г. Устойчивость породных отвалов. Алма-Ата: Наука, 1987. 224 с.
4. Мочалов А. М., Хашин В. Н. Развитие оползневой процесса контактных подошвенных оползней // Труды ВНИМИ. 1974. Сб. 92. С. 89–97.
5. Умнов А. Е. Аналитическая геометрия и линейная алгебра. М.: МФТИ, 2011. 544 с.
6. Барулин А. И. Оценка устойчивости отвала вскрышных пород при его формировании с наклонной поверхности // ФТПРПИ. 2015. № 3. С. 105–112.
7. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИМИ, 1972. 166 с.
8. Барулин А. И., Моисеев В. А. Оценка устойчивости нагруженного насыпным конвейерным съездом борта карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 53–61.

Поступила в редакцию 5 марта 2018 года

ANALYTICAL METHOD OF ESTIMATING THE STABILITY OF MINING WORKINGS WITH THE POLYGON OF FORCES METHOD

Barulin A. I. – Rudny State Industrial Institute, Rudny, Republic of Kazakhstan. E-mail: BarulinAI@mail.ru

The formalization of engineering calculation-pictorial estimation of the stability of slopes is fulfilled by means of analytical geometry mathematical tool. The technique of analytical solution of calculation-pictorial task is described. The algorithm of interactive search of the condition of ultimate rock equilibrium at the slope is worked out. User interface is introduced for a computer program on slopes stability estimation with the polygon of forces method. The article substantiates results credibility of software calculation by alternative finite elements methods and algebraic addition of forces. The variant of basic data is introduced, which refutes the statement that the error of algebraic addition of forces engineering method is always transferred to the reserve. It is substantiated that the polygon of forces method is more preferable than algebraic addition of forces method. Efficiency of the fulfilled automated estimation of slopes stability is revealed. Capacity of estimation of slopes stability by the polygon of forces method increased hundred times with the use of the developed

method of solution. It is proved that satisfactory accuracy of stability estimation is achieved through dividing landslide body of a slope into five estimated blocks only. The suggested way of the method realization has made it possible to increase accuracy and capacity of open-pit mine workings stability estimation.

Key words: open-pit; slope; stability; polygon of forces; calculation model; method formalization; automation; convergence; accuracy; efficiency.

REFERENCES

1. Fisenko G. L. *Ustoichivost' bortov kar'erov i otvalov* [Stability of pit and dump edges]. Moscow, Nedra Publ., 1965. 378 p.
 2. Shakhuniants G. M. [The fundamentals of practical calculation of free and supported slopes]. *Trudy MIIT – Proceedings of the Russian University of Transport*, 1948, issue 71. 339 p. (In Russ.)
 3. Popov I. I., Shpakov P. S., Poklad G. G. *Ustoichivost' porodnykh otvalov* [Stability of waste dumps]. Alma-Ata, Nauka Publ., 1987. 224 p.
 4. Mochalov A. M., Khashin V. N. [Development of landslide process of contact toe landslides]. *Trudy VNIMI – Proceedings of the All-Russian Research Institute of Mining Geomechanics and Survey*, 1974, collection 92, pp. 89–97. (In Russ.)
 5. Umnov A. E. *Analiticheskaya geometriya i lineinaya algebra* [Analytical geometry and linear algebra]. Moscow, MIPT Publ., 2011. 544 p.
 6. Barulin A. I. [Estimation of stripping waste dump stability under its formation from the inclined surface]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2015, no. 3, pp. 105–112. (In Russ.)
 7. Methodology guidelines over the determination of the angles of edges inclination, benches slopes, and dumps of operating open-pits and open-pits under construction. Leningrad, VNIMI Publ., 1972. 166 p. (In Russ.)
 8. Barulin A. I., Moiseev V. A. [Estimation of the stability of the open-pit slope loaded by the bulk conveyor]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 53–61. (In Russ.)
-

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОДГОТОВКИ И АНАЛИЗА ПРОБ РУДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

КОЗИН В. З., КОМЛЕВ А. С., ВОЛКОВ П. С., СТУПАКОВА Е. В.

При подготовке и анализе проб случайные погрешности возникают вследствие уменьшения массы пробы при сокращении, в результате неизбежных ошибок исполнителей при выполнении операций подготовки и погрешностей выполнения анализа. Экспериментальное определение этих погрешностей связано с выполнением подготовки и анализа двух серий опытов, отличающихся друг от друга массовой долей в исходном материале. Это позволяет рассчитать погрешность подготовки пробы и погрешность методики выполнения анализов. Для определения погрешности исполнителя предложено сопоставлять экспериментальную погрешность подготовки пробы с расчетной; использовать в дальнейшем коэффициент подготовки пробы, учитывающий погрешности выполнения сокращения исполнителем. Для реальных схем подготовки этот коэффициент находится в пределах 1,8–2,5.

Ключевые слова: погрешности подготовки пробы; погрешности исполнителя; погрешности анализа.

Случайные погрешности при подготовке проб неизбежны, а их величина характеризует как технологию подготовки, так и квалификацию исполнителей.

Численно случайные погрешности характеризуются доверительными интервалами, которые рассчитывают с использованием среднеквадратичных отклонений, или дисперсий. Экспериментальной основой определения дисперсий является дисперсионный анализ. Хотя известны различные схемы дисперсионного анализа, практическое применение получил однофакторный, или последовательный однофакторный дисперсионный анализ. Он сводится к тому, что многократно выполняется одна и та же технологическая операция (опыт) и по большому числу результатов рассчитывается соответствующая ей дисперсия. Так как выполнить многократно работу на одном и том же материале часто невозможно, получил распространение вариант выполнения только двух опытов на одном и том же материале с последующим усреднением результатов многих таких «дублированных» опытов.

В каждом из опытов находят массовые доли α_1 и α_2 и размах

$$R_i = |\alpha_{1i} - \alpha_{2i}|.$$

Козин Владимир Зиновьевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых, декан горно-механического факультета. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru

Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, инженер кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Волков Павел Сергеевич – инженер кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Ступакова Екатерина Владимировна – начальник отдела метрологического обеспечения количественного химического анализа. 664025, г. Иркутск, бульв. Гагарина, 38, АО «Иргиредмет».

По серии опытов находят средний размах

$$\bar{R} = \sum_{i=1}^N R_i / N$$

и среднеквадратичное отклонение массовой доли

$$S_\alpha = \bar{R} / 1,13.$$

Такая схема предусмотрена, в частности, в широко используемом стандарте ГОСТ 14180-80, разработанном для руд цветных металлов.

Однако в технологии опробования погрешности любой работы, связанной с подготовкой проб, зависят одновременно от трех факторов: степени сокращения S_c^2 качества работы исполнителя S_n^2 погрешности анализа, т. е. погрешности методики выполнения измерений $S_{МВИ}^2$.

Это значит, что S_α включает в себя составляющие:

$$S_\alpha^2 = S_c^2 + S_n^2 + S_{МВИ}^2.$$

Возникает задача определения каждой из составляющих. При подготовке проб – для оценки как качества самой схемы подготовки (S_c^2), так и качества выполнения этой работы конкретными исполнителями (S_n^2); при анализе – для оценки погрешности отбора навески (S_c^2 и S_n^2) и оценки конкретной методики выполнения измерений ($S_{МВИ}^2$). Знание этих составляющих позволяет улучшить качество подготовки проб.

Такое раздельное определение составляющих предусмотрено стандартом ГОСТ 8.531-2002 ГСИ «Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» при подготовке стандартных образцов руд и продуктов обогащения, в том числе стандартных образцов предприятий (СОП).

1. *Экспериментальное определение составляющих.*

Объединим две первые составляющие в одно понятие – погрешность подготовки пробы

$$S_{\text{под}}^2 = S_c^2 + S_n^2.$$

Тогда

$$S_\alpha^2 = S_{\text{под}}^2 + S_{МВИ}^2.$$

В этом случае возможно экспериментальное определение $S_{\text{под}}^2$ и $S_{МВИ}^2$. Рассмотрим два варианта.

1. $S_{МВИ}^2 = 0$. Это возможно, если определяемый минерал может быть полностью извлечен из сокращенного материала. Предельный вариант – выполнение опытов на модельном материале с маркерами. Маркеры могут быть выделены полностью. Тогда $S_\alpha^2 = S_{\text{под}}^2$.

2. $S_{МВИ}^2 \neq 0$ и $S_{МВИ}^2 = \text{const}$. Такая ситуация возникает при выполнении анализов с использованием постоянной (одной и той же) методики.

В этом случае следует выполнить две серии опытов, отличающихся друг от друга либо массовой долей определяемого компонента, либо массой навески в пределах, допустимых методикой выполнения измерений. Будут получены два результата $S_{\alpha 1}^2$ и $S_{\alpha 2}^2$, можно составить систему уравнений:

$$\begin{cases} S_{\alpha 1}^2 = S_{1\text{под}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2; \\ S_{\alpha 2}^2 = S_{2\text{под}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2. \end{cases}$$

Так как $S_{\text{МВИ}}^2$ постоянна, то, вычтя из первого уравнения второе, получим:

$$S_{\alpha 1}^2 - S_{\alpha 2}^2 = S_{1\text{под}}^2 - S_{2\text{под}}^2.$$

Погрешности $S_{1\text{под}}^2$ и $S_{2\text{под}}^2$ связаны условиями выполнения двух серий опытов некоторым коэффициентом k .

$$S_{1\text{под}}^2 = kS_{2\text{под}}^2.$$

Используя эту связь, получим

$$S_{\alpha 1}^2 - S_{\alpha 2}^2 = (k - 1)S_{2\text{под}}^2.$$

Отсюда

$$S_{2\text{под}}^2 = \frac{1}{k - 1}(S_{\alpha 1}^2 - S_{\alpha 2}^2);$$

$$S_{1\text{под}}^2 = kS_{2\text{под}}^2;$$

$$S_{\text{МВИ}}^2 = S_{\alpha 1}^2 - S_{1\text{под}}^2.$$

В частном случае, если $k = 2$, то

$$S_{2\text{под}}^2 = S_{\alpha 1}^2 - S_{\alpha 2}^2;$$

$$S_{1\text{под}}^2 = 2S_{2\text{под}}^2.$$

II. Расчетное определение одной из составляющих.

Подготовка проб выполняется в условиях, когда погрешность исполнителя $S_{\text{и}}^2$ нельзя считать известной величиной, а вот погрешность технологии подготовки, предопределяемой параметрами схемы подготовки $S_{\text{с}}^2$, можно считать постоянной.

В настоящее время имеются формулы, позволяющие рассчитать $S_{\text{с}}^2$ при подготовке проб [1]:

$$S_{\text{с}}^2 = \sum_{j=1}^{n_{\text{с}}} 2f S_{Kj}^2 \rho (\bar{d}_j)^3 \left(\frac{1}{q_{\text{жкон}}} - \frac{1}{q_{\text{жнач}}} \right),$$

где $n_{\text{с}}$ – число стадий подготовки пробы, если изменение крупности отсутствует, то $n_{\text{с}} = 1$; f – коэффициент формы; S_{Kj}^2 – покусковая дисперсия; ρ – плотность пробы; \bar{d}_j – средняя крупность; $q_{\text{жкон}}$ и $q_{\text{жнач}}$ – конечная и начальная массы на j -й стадии сокращения.

Тогда если получено расчетное значение $S_{\text{с}}^2$ при подготовке проб, то можно найти $S_{\text{и}}^2$:

$$S_{\text{и}}^2 = S_{\text{под}}^2 - S_{\text{с}}^2.$$

Так как в этом случае S_n^2 характеризует качество работы исполнителя, можно найти долю S_n^2 по сравнению с S_c^2 в виде коэффициента качества подготовки проб $K_{\text{под}}$:

$$K_{\text{под}} = 1 + S_n^2 / S_c^2 = \frac{S_{\text{под}}^2}{S_c^2}$$

и в последующем находить погрешность подготовки с учетом качества выполнения работы исполнителями по формуле:

$$S_{\text{под}}^2 = K_{\text{под}} \sum_{j=1}^{nc} 2f S_{Kj}^2 p(\bar{d}_j)^3 \left(\frac{1}{q_{\text{жкон}}} - \frac{1}{q_{\text{жнач}}} \right).$$

Из структуры формулы $K_{\text{под}}$ видно, что при идеальной работе исполнителя $K_{\text{под}} = 1$.

Практических определений $K_{\text{под}}$ нет. По опытным данным на угольных пробах в работе [2] найдено, что $K_{\text{под}} = 1,3$.

Применительно к рудам такая работа для случая 1 была выполнена на модельном материале – кварцевой крупке крупностью $-1+0,5$ мм. Маркеры такой же крупности, минерал – магнетит. Начальная масса пробы 0,5 кг, степень сокращения – 8. Работу выполняли 10 чел. с использованием желобчатого сократителя. Получено среднее значение $K_{\text{под}} = 1,35$.

Так как схемы подготовки проб обычно многостадийны, то, приняв для одной стадии за основу значение $K_{\text{под1}} = 1,35$, приходим к выводу, что $K_{\text{под}}$ для схемы, состоящей из n стадий, будет $K_{\text{подn}} = K_{\text{под1}}^n$. Это значит, что для $n = 2-4$, $K_{\text{под}} = 1,8-2,5$.

Такая оценка качества работы исполнителей может быть использована при практическом внедрении рационального способа определения погрешностей опробования [3].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
2. Кипнис Ш. Ш. Технический контроль на углеобогажительных фабриках. М.: Недра, 1978. 288 с.
3. Козин В. З., Комлев А. С. Экспериментальное определение случайных погрешностей опробования на обогажительных фабриках // Обогащение руд. 2017. № 2. С. 44–48.

Поступила в редакцию 13 марта 2018 года

DEFINING RANDOM ERRORS OF ORE AND CONCENTRATES SAMPLES PREPARATION AND ANALYSIS

Kozin V. Z., Komlev A. S., Volkov P. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: gmf.dek@ursmu.ru

Stupakova E. V. – OAO Irgidmed, Irkutsk, the Russian Federation.

Under the samples preparation and analysis, random errors occur in consequence of the reduction of sample's mass during cancellation and unavoidable errors of executors during the fulfillment of the analysis. Experimental determination of the said errors is associated with the fulfillment of preparation and analysis of the two sets of tests, which differ from each other in mass fraction in the source material. It makes it possible to calculate the error of samples preparation and analysis performance methods error. In order to determine the error of the executor, it is suggested to compare experimental error of sample preparation and the calculation one; it is also suggested to use the coefficient of sample preparation hereafter, which takes into account the errors of cancellation from the executor. For real schemes of preparation this coefficient is within the limits of 1,8–2,5.

Key words: sample preparation errors; executor's errors; analysis errors.

REFERENCES

1. Kozin V. Z. *Oprobovanie mineral'nogo syr'ia* [Mineral raw material sampling]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 316 p.
 2. Kipnis Sh. Sh. *Tekhnicheskii kontrol' na ugleobogatitel'nykh fabrikakh* [Technical control at coal preparation plants]. Moscow, Nedra Publ., 1976. 288 p.
 3. Kozin V. Z., Komlev A. S. [Experimental determination of random sampling errors at concentrating mills]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2017, no. 2, pp. 44–48. (In Russ.)
-

КРИТЕРИЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕАЛИЗАЦИИ ФУНКЦИОНАЛА ЛИНЕЙНЫХ ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ РАБОТНИКОВ

АЛЕКСЕЕНКО В. Б.

Одной из причин недостаточной инвестиционной привлекательности российских горнодобывающих предприятий является низкий показатель производительного времени операционного персонала по отношению к аналогичному показателю зарубежных предприятий экономически развитых стран. Такая ситуация обуславливает тенденцию российских предприятий к оптимизации производства, которая зачастую сводится к сокращению штата сотрудников либо к необоснованному снижению величины их заработной платы. Однако подобная стратегия не устраняет причин низкой производительности труда операционного персонала, основной из которых является неэффективная структура рабочего времени инженерно-технических работников, которые организуют их деятельность. В статье рассматривается критерий эффективности реализации функционала линейными инженерно-техническими работниками на горнодобывающих предприятиях, в качестве которого использована величина производительного времени операционного персонала. На примере рудоуправления ОАО «Ураласбест» рассмотрены результаты хронометражных наблюдений за рабочим временем операционного персонала служб эксплуатации и ремонтного обслуживания экскаваторов и раскрыта структура рабочей смены инженерно-технических работников, а также результаты их анкетирования относительно видения своего функционала и результаты оценки эффективности разграничения их ответственности за выполняемые функции.

Ключевые слова: *производительное время; инженерно-технический работник; операционный персонал; структура рабочего времени; функционал; ответственность.*

Деятельность большинства горнодобывающих предприятий России характеризуется тем, что производительное время операционного персонала не превышает 50 % его рабочего времени [1–4]. В частности, у операционного персонала, например ОАО «Ураласбест», производительное время машинистов экскаваторов составляет в среднем 14 %, а у рабочих ремонтной службы – 30 % (рис. 1, а, б).

Анализ результатов хронометражных наблюдений позволил определить, что установленная величина производительного времени операционного персонала является следствием низкого уровня организации производственных процессов [5]. Непосредственными организаторами производственных процессов являются линейные инженерно-технические работники (ИТР): начальники цехов, участков и смен, горные мастера и механики. В связи с этим был проведен анализ структуры рабочего времени ИТР, в ходе которого было установлено, что все рабочее время ИТР затрачивается на выполнение текущих задач по обеспечению выполнения плановых объемов производства и устранению технологических сбоев и отказов оборудования, тогда как развитию производства время не уделяется (рис. 2, а, б).

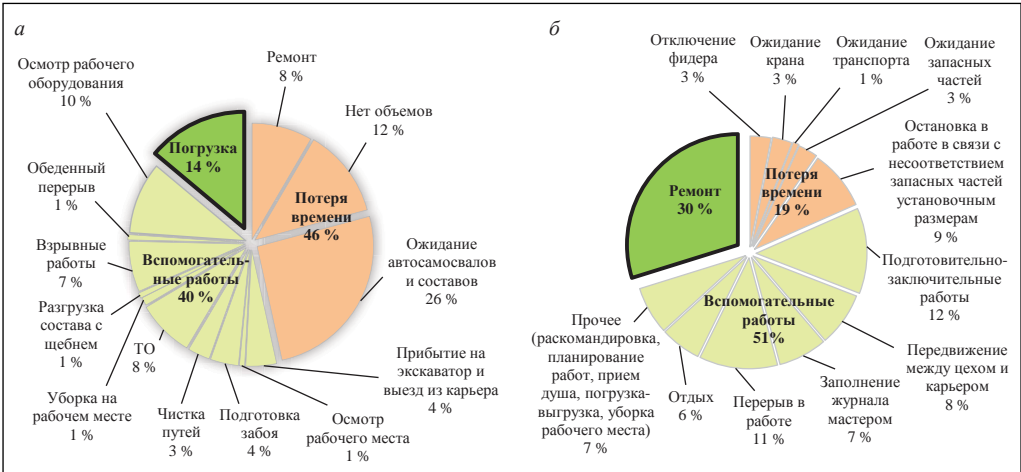


Рис. 1. Результаты хронометражных наблюдений за рабочим временем машинистов экскаватора – а и слесарей – б

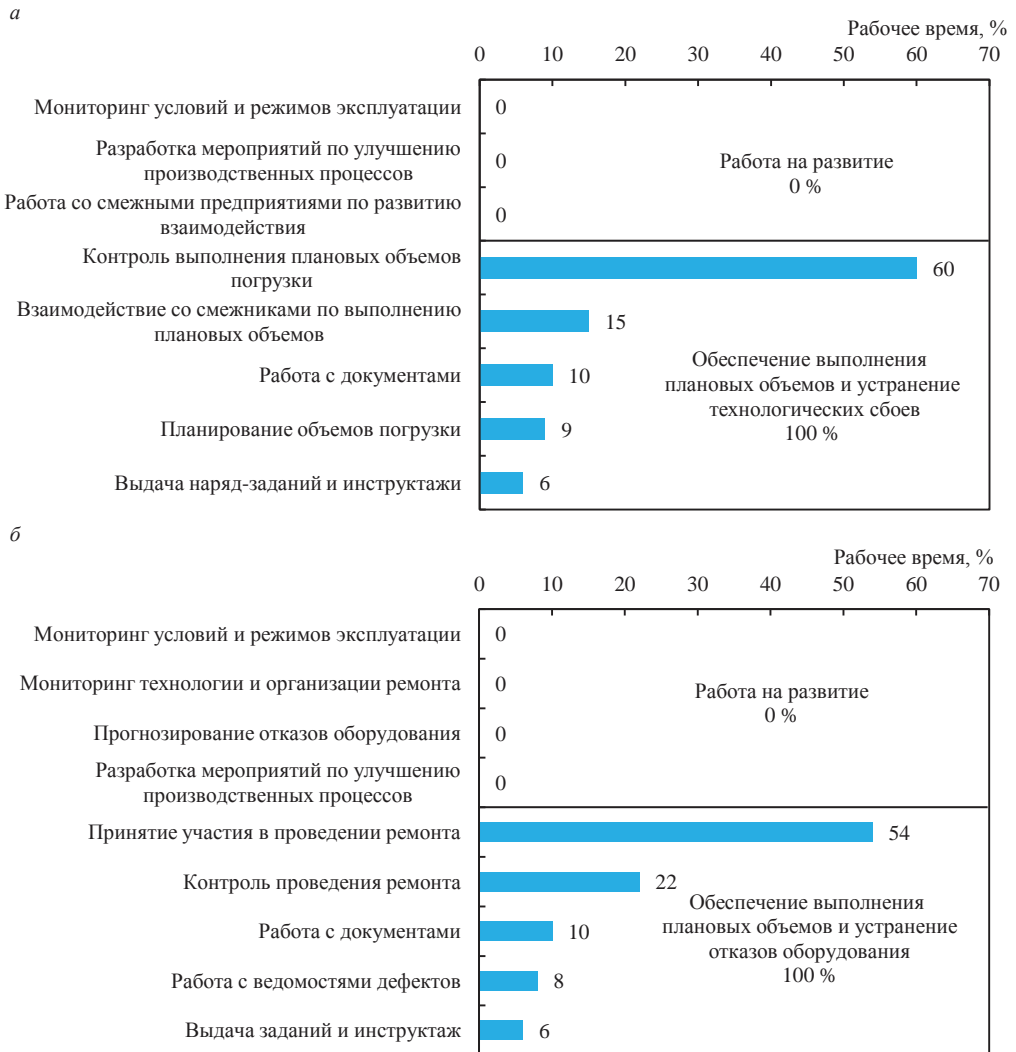


Рис. 2. Структура рабочего времени начальника горного участка – а и механика участка – б

Также ИТР не производится анализ эффективности выполнения процессов и не осуществляется деятельность по поиску организационных резервов, освоение которых позволит снизить себестоимость производства. Так, например, на рис. 3 представлены результаты анкетирования ИТР РУ относительно видения предназначения своего функционала. По результатам анкетирования было установлено,

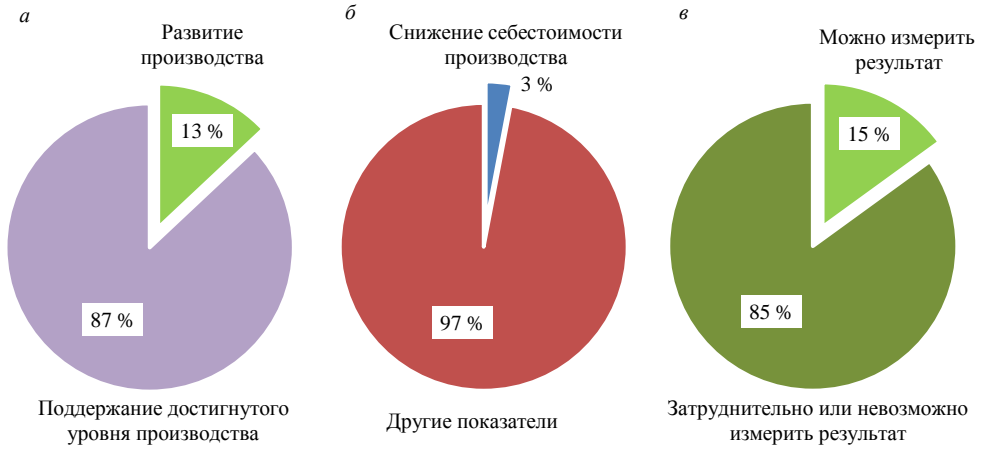


Рис. 3. Результаты анкетирования ИТР РУ относительно видения предназначения своего функционала для развития производства – а, снижения себестоимости – б и оценки результата – в

что всего 13 % сотрудников как-то связывают свою деятельность с развитием производства (рис. 3, а) и только 3 % нацелены на снижение себестоимости (рис. 3, б). Кроме этого, только 15 % сотрудников могут адекватно оценить результат своей деятельности относительно ее эффективности (рис. 3, в).



Рис. 4. Результаты оценки эффективности разграничения ответственности ИТР РУ за выполняемые функции

Помимо этого, в ходе анализа структуры рабочего времени ИТР установлено неэффективное разграничение ответственности за выполняемые функции. За реализацию 50 % всех функций отвечают одновременно более 4 специалистов РУ, за реализацию 30 % отвечают одновременно от 2 до 4 специалистов, и только 20 % функций персонафицированы (рис. 4). Такое разграничение ответственности

сти обуславливает наличие множества лишних управляющих связей и информационных потоков, что приводит к неэффективному управлению производственным процессом и безответственности ИТР при выполнении своих функций. Под управляющими связями понимается многообразие связей между сотрудниками предприятия, с помощью которых осуществляется управление производством. Под информационными потоками понимается совокупность сообщений и сведений, циркулирующих в среде предприятия, необходимых для принятия управленческих решений.

Количество управляющих связей и информационных потоков при существующем и возможном разграничении ответственности ИТР

Количество управляющих связей в организационной структуре РУ		Количество информационных потоков в организационной структуре РУ	
Существующие	Возможные	Существующие	Возможные
28	12	29	19
Разница в 2,3 раза		Разница в 1,5 раза	

Расчетным путем установлено, что персонификация ответственности ИТР РУ позволит сократить количество управляющих связей и информационных потоков соответственно в 2,3 и в 1,5 раза, а численность ИТР – в 1,6 раза (таблица).

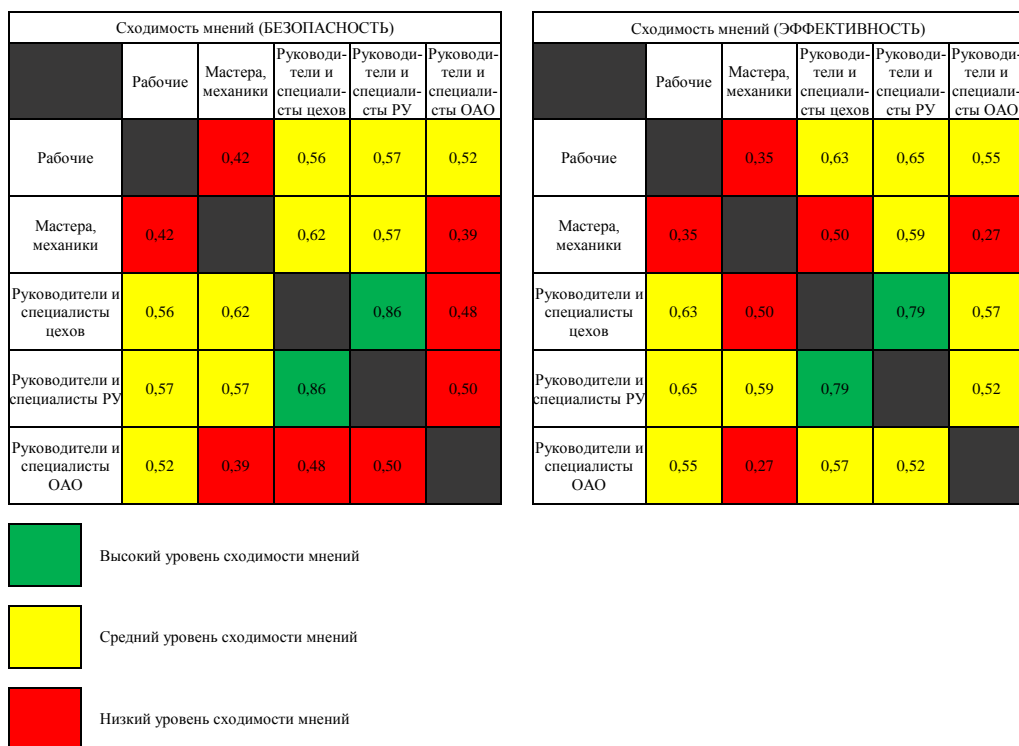


Рис. 5. Результаты оценки сходимости мнений сотрудников ОАО «Ураласбест»

Помимо проведенных индивидуальных оценок ИТР РУ также была проведена оценка единства мнений сотрудников ОАО «Ураласбест» в отношении мер по повышению производительного времени операционного персонала (рис. 5). Установлено, что в среднем только в 10 % случаев достигается единство мнений,

в 35 % случаев мнения сотрудников близки и в 55 % наблюдается полное разобщение мнений (рис. 6). Это подтверждает отсутствие целенаправленной деятельности по развитию производственных процессов, а также отсутствие единства мнений ключевых участников производственного процесса в отношении мер по повышению эффективности и безопасности производства.

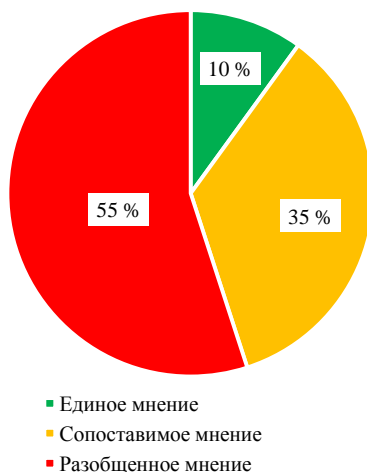


Рис. 6. Результаты оценки сходимости мнений сотрудников ОАО «Ураласбест» в отношении мер по повышению производительного времени операционного персонала

Таким образом, установлено, что в качестве критерия эффективности реализации функционала у линейных инженерно-технических работников целесообразно использовать величину производительного времени операционного персонала, увеличение которой обеспечивается увеличением степени вовлеченности персонала, достижением единства мнений в отношении повышения эффективности и безопасности производства, персонификацией ответственности и оптимизацией управляющих связей и информационных потоков.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Фомин А. В., Горев Д. Е., Натейкин В. Ю., Захаров С. И., Хажиев В. А. Об организации производства и труда на предприятиях Германии // Уголь. 2016. № 5. С. 86–89.
2. Беклемешев В. А., Вьюнов Е. М., Кравец А. Н., Хажиев В. А. О структуре функционала главного механика угледобывающего предприятия // Уголь. 2015. № 1. С. 58–60.
3. Шаповаленко Г. Н., Зубарев С. Ф., Хажиев В. А., Захаров С. И. Оценка резервов повышения уровня организации работы автосамосвалов БелАЗ на разрезе «Черногорский» // ГИАБ. 2015. № 11. Спец. вып. № 62. С. 153–159.
4. Хажиев В. А. Оценка влияния эксплуатационных факторов на эффективность использования экскаваторов-мехлопат на угольных разрезах // Горное оборудование и электромеханика. 2009. № 6. С. 21–26.
5. Шаповаленко Г. Н., Радионов С. Н., Кондауров И. Ф., Зубарев С. Ф., Хажиев В. А. Совершенствование организации труда механиков на разрезе «Черногорский» // ГИАБ. 2015. № 11. Спец. вып. № 62. С. 269–275.

Поступила в редакцию 5 марта 2018 года

EFFECTIVENESS CRITERION FOR THE IMPLEMENTATION OF OPERATING ENGINEERING AND TECHNICAL PERSONNEL JOB DESCRIPTION

Alekseenko V. B. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: chief.mine@uralasbest.ru

One of the reasons for the lack of investment attractiveness of Russian mining enterprises is the low rate of productive time for operating personnel in relation to the same indicator of foreign enterprises in economically developed countries.

This situation causes a tendency for Russian enterprises to optimize production, which often reduces to a reduction in the number of employees, or to an unjustified reduction in the amount of their wages. However, such a strategy does not eliminate the reasons for low labor productivity of operating personnel, the basis of which is the ineffective structure of the working time of engineering and technical workers who organize their activities. This article examines the criterion for the effectiveness of the implementation of job description by operating engineers and technical personnel at mining enterprises, for which the operating personnel production time is used. The example of the mining department of JSC Uralasbest presents the results of time-keeping observations of excavators operation and maintenance services operating personnel working time, and the structure of the working shift of engineering and technical personnel is developed, as well as the results of their questioning regarding the vision of their job description and the results of assessing the effectiveness of distinguishing their responsibility for the performed functions.

Key words: productive time; engineering and technical worker; operating personnel; working time structure; job description; responsibility.

REFERENCES

1. Fomin A. V., Gorev D. E., Nateikin V. Iu., Zakharov S. I., Khazhiev V. A. [On the organization of production and labor at German enterprises]. *Ugol' – Coal*, 2016, no. 5, pp. 86–89. (In Russ.)
2. Beklemeshev V. A., V'iunov E. M., Kravets A. N., Khazhiev V. A. [On the structure of the functional of the main mechanics of the coal-mining enterprise]. *Ugol' – Coal*, 2015, no. 1, pp. 58–60. (In Russ.)
3. Shapovalenko G. N., Zubarev S. F., Khazhiev V. A., Zakharov S. I. [Assessment of reserves to increase the level of organization of the BelAZ dump trucks on the Chernogorsky open-pit]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2015, no. 11, special issue no. 62, pp. 153–159. (In Russ.)
4. Khazhiev V. A. [Estimation of the influence of operational factors on the efficiency of the use of shovel excavators on coal mines]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2009, no. 6, pp. 21–26. (In Russ.)
5. Shapovalenko G. N., Radionov S. N., Kondaurov I. F., Zubarev S. F., Khazhiev V. A. [Perfection of labor organization of mechanics on the Chernogorsky open-pit]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2015, no. 11, special issue no. 62, pp. 269–275. (In Russ.)

ЧИСЛЕННЫЙ АНАЛИЗ КОЛЕБАНИЙ ДВУХМАССОВОЙ КОНСЕРВАТИВНОЙ СИСТЕМЫ ВИБРАЦИОННОГО ГРОХОТА ДЛЯ ТРУДНОГРОХОТИМОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

ЮДИН А. В., ШЕСТАКОВ В. С., АБДУЛКАРИМОВ М. К.

Уральский государственный горный университет проводит исследования по освоению новой технологии и способа сухой очистки карбонатного сырья от глинистых включений в условиях карьера. Эксплуатация комплекса показала, что его эффективность может быть повышена за счет введения третьей стадии очистки с разделением горной массы на фракции $\pm 0,04$ м средствами вибропроцессов. В этой статье приведены результаты численного анализа колебаний грохота, представленного двухмассовой консервативной колебательной системой, просеивающая поверхность которого включает несколько каскадов с консольными колосниками. Исследовано влияние размеров колосников, их масс, применения дополнительных грузов на амплитуду и частоту колебаний как собственно колосников, так и всей просеивающей поверхности грохота. Для повышения эффективности грохочения предложено реализовывать разночастотные и разноамплитудные колебания для соседних колосников, из которых формируется просеивающая поверхность грохота. Для получения разночастотных и разноамплитудных колебаний предложено устанавливать на консоли колосника дополнительные грузы.

Ключевые слова: грохот; консоль; уравнения; амплитуда; частота; жесткость; колебания.

В статье [1] авторами на основе анализа предшествующих исследований [2–7] приведено обоснование, разработана динамическая расчетная схема, дано описание движения двухмассовых колебательных систем и их решение.

За основу разработанного грохота принят наклонный инерционный грохот ГИТ-51. В отличие от серийного в нем изменена его просеивающая поверхность (ПП). Она состоит из нескольких каскадов. Каждый каскад выполнен из ряда консольных упругих колосников, закрепленных на поперечных связях-балках рабочего органа. Эта статья является продолжением статьи [1].

Для масштабного моделирования колебаний всей системы разработана компьютерная программа на алгоритмическом языке (фонд кафедры ГМК УГГУ). Основная цель моделирования: выявить влияние параметров ПП на общие колебания всей системы.

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

Шестаков Виктор Степанович – кандидат технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Абдулкаримов Магомед Казбекович – старший преподаватель кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: abdmg@list.ru

Далее приведены параметры грохота и ПП, принятые к анализу для оценки колебательной системы:

Частота вынужденных колебаний ω , кол/мин.....	800, 900
Расчетная жесткость основных упругих связей грохота C_r , Н/м.....	$13,3 \cdot 10^4$
Заданная амплитуда колебаний рабочего органа A_p , м.....	0,004
Статическое перемещение основных упругих связей $A_{ст}$, м.....	0,097
Масса рабочего органа M , кг.....	460
Расчетная возмущающая сила виброгрохота P_{max} , Н.....	$1,29 \cdot 10^5$
Расчетная собственная частота колебаний массы M ω_r , кол/мин.....	161,7
Длина консоли колосников l , м.....	0,4; 0,5; 0,6
Толщина колосников h , м.....	0,003; 0,005; 0,008
Вес дополнительного груза колосника $G_{гр}$, Н.....	0; 10; 15; 20

В результате расчетов получены значения параметров колебательной системы при варьировании параметров ПП: l , h , $G_{гр}$, C_k и др. В таблице показаны фрагменты результатов моделирования параметров недемпфированной колебательной системы.

Основное внимание при оценке результатов исследования было уделено выявлению связей и зависимостей, связывающих варьируемые параметры ПП с параметрами амплитудно-частотной характеристики (АЧХ) двухмассовой колебательной системы. Вычисление амплитуд выполнено по выражениям, приведенным в [1].

Результаты расчета параметров

Номер варианта	l	C_k	m	$F_{с.н}$	$F_{с.в}$	A_m , мм	A_M , мм	ω_m	ω/ω_m	$A_M/A_{ст}$	$A_m/A_{ст}$
1	0,4	50 781	8,5	160	747	28,1	-4,7	747	1,081	0,048	0,287
2	0,5	26 000	8,9	160	521	3,0	-4,2	515	1,553	0,043	0,031
3	0,6	15 046	9,4	161	386	1,2	-4,2	382	2,097	0,043	0,013

Исследования показали, что при принятых к расчету параметрах грохота изменение параметров ПП (l , h , $G_{гр}$, m , C_k) не оказывает существенного влияния на амплитуду колебаний A_M основной массы M . Во всем диапазоне изменения параметров значение амплитуды A_M изменялось в пределах 4,1–4,5 мм. Снижение A_M до 3,1–3,9 мм наблюдалось при увеличении толщины пластины колосника до 8 мм. В то же время изменение амплитуды A_m происходит в широком диапазоне – от 0,1 до 50 мм. Очевидно, что приемлемую амплитуду A_m следует выбирать в диапазоне 1,0–8,0 мм. Четкой корреляционной связи между параметрами A_m , C_k , ω_k не прослеживается. Выборка приемлемых сочетаний амплитуд A_M и A_m показала, что при среднем значении частоты собственных колебаний колосников ω_k в пределах 397; 556; 1519 кол/мин следует ожидать колебания массы M со средней амплитудой 4,1 мм, массы m – с амплитудой 3,5 мм.

Жесткость колосников C_k зависит от соотношения параметров l , h , $G_{гр}$, m , изменяется в широком диапазоне, и при этом обеспечивается рациональное сочетание амплитуд A_M и A_m . На жесткость C_k в основном оказывают влияние параметры l и h . Анализ показал, что увеличение толщины h от 5 до 8 мм с одновременным снижением длины консоли l до 0,4 м резко повышает жесткость колосников C_k и, следовательно, частоту собственных колебаний ω_k . Целесообразно выбирать толщину h пластины колосника в пределах 3–5 мм.

Введение дополнительного груза $G_{гр}$ на свободных концах колосников при их изменяющейся жесткости C_k по-разному влияет на величину амплитуды A_m .

Четкой взаимосвязи не прослеживается. При недемпфированной системе наблюдается изменение амплитуды в широком диапазоне при увеличении параметра ω_k .

Собственная частота ω_k массы m пропорционально снижается с ростом длины консоли l (рис. 1). Это снижение более заметно при отсутствии дополнительного груза $G_{гр}$ на конце колосника и составляет до 55 % при росте длины с 400 до 600 мм. Введение дополнительных грузов весом $G_{гр} = 10\text{--}20$ Н резко снижает параметр ω_k в область частот 350–150 кол/мин, при этом увеличение длины консоли l снижает частоту ω_k на 43 %. С целью снижения частоты ω_k целесообразно повышать длину консоли l и оснащать колосники дополнительными грузами $G_{гр}$. При увеличении груза и общем снижении жесткости колосника C_k значение собственной частоты можно понизить.

При анализе определены частоты собственных колебаний всей системы ω_c : $\omega_{с.н}$ – низшая частота; $\omega_{с.в}$ – высшая частота.

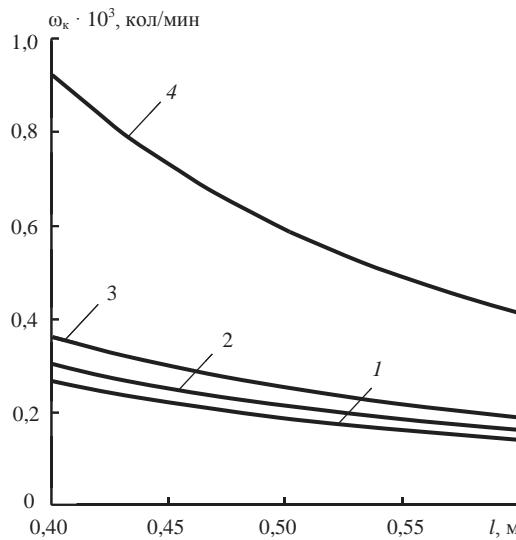


Рис. 1. Зависимость частоты колебаний от длины консоли:
1, 2, 3, 4 – $G_{гр} = 2,0; 1,5; 1,0; 0$ соответственно

На рис. 2 приведен график изменения частот колосников ω_k и собственных частот системы в целом ω_c при изменении параметров m/M , C_k , $G_{гр}$ при постоянной длине колосников $l = 0,5$ м. Видно, что значение ω_k снижается при уменьшении массы m и жесткости C_k , при оснащении колосников дополнительным грузом $G_{гр}$. Расчетами также установлено, что при существующих параметрах модернизируемого грохота ГИТ-51 и в диапазоне отношений масс $m/M = 0,01\text{--}0,04$ положение точек кривых ω_k практически определяет значение высших частот всей системы $\omega_{с.в}$. При этом с повышением жесткости C_k значение частот ω_k возрастает на всем диапазоне отношений m/M . В то же время, при постоянной жесткости C_k и при росте отношения m/M значения частоты ω_k снижаются приблизительно в 3 раза. Увеличение жесткости колосников C_k , не оснащенных дополнительными грузами, в области малых отношений m/M наиболее интенсивно повышает частоту ω_k .

Расчеты показали, что при всех вариантах исходных параметров l , h , $G_{гр}$, m низшая частота системы $\omega_{с.н}$ лежит в пределах 158–167 кол/мин и практически совпадает с частотами собственных колебаний рабочего органа грохота ω_r . Такое положение можно объяснить тем, что принятое к расчету соотношение

масс $m/M = 0,02$ не оказывает влияния на величину нижней частоты системы. Движение масс M и m в нижней резонансной области происходит совместно, его можно охарактеризовать как движение одномассовой системы, поддерживаемое частотой собственных колебаний ω_r .

Исследование влияния отношения масс M/m на параметры колебаний системы приведено на рис. 3. Видно, что при увеличении массы колосников t низшие частоты $\omega_{с.н}$ снижаются линейно, а высшие частоты $\omega_{с.в}$ – нелинейно. При этом разная интенсивность снижения частот сокращает межрезонансный диапазон Δ . С увеличением отношения M/m от 0,01 до 0,04 диапазон Δ сокращается на 35%. На рис. 3 также видно, что низшая частота системы $\omega_{с.н}$ практически совпадает с собственной частотой массы M на упругости основных связей грохота C_r , а высшая частота система $\omega_{с.в}$ совпадает с собственной частотой массы t на упругости колосников C_k в довольно широком диапазоне изменения отношения масс m/M от 0,01 до 0,04.

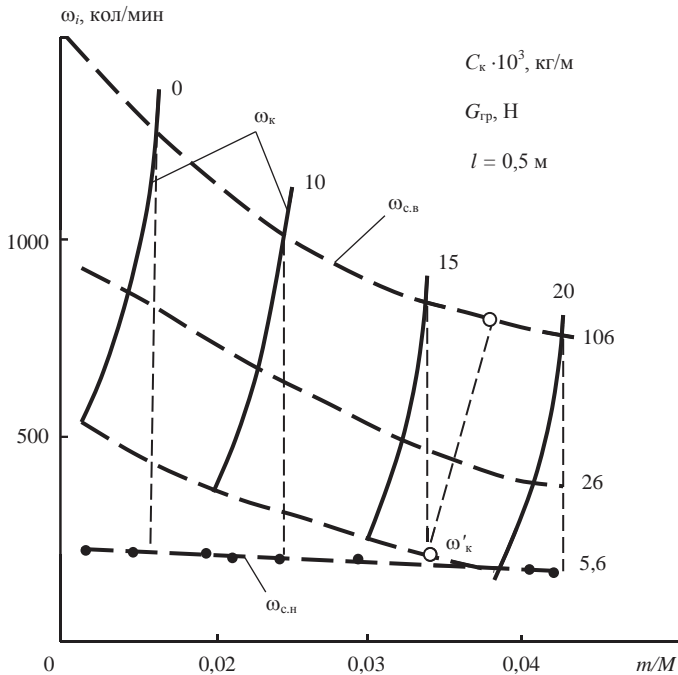


Рис. 2. К установлению связи между параметрами колосников ω_k, C_k, G_r и частотой собственных колебаний всей системы

В результате анализа была высказана гипотеза о наличии корреляционной связи между параметрами грохота ω_r, ω_k и параметрами двухмассовой колебательной системы $\omega_{с.н}, \omega_{с.в}$. Можно сделать вывод, что при принятой расчетной схеме допустимо прогнозировать величину собственных частот всей системы $\omega_{с.н}$ и $\omega_{с.в}$, а также межрезонансный интервал Δ , зная частоты ω_r и ω_k на стадии проектирования.

Выявлено, что при повышении массы t ПП отношение частот $\omega_r/\omega_{с.н}$ приближается к линейной зависимости. График зависимости растет пропорционально повышению массы t . В расчетных пределах отношения $m/M = 0,02-0,10$ отклонение частот $\omega_r/\omega_{с.н}$ составит не более 8%, что приемлемо при технических проектных расчетах. Отношение частот $\omega_k/\omega_{с.в}$ снижается ориентировочно в тех же пределах. Таким образом, для принятого к моделированию грохота ГИТ-51 соб-

ственные частоты всей системы можно назначить из условия: $\omega_{с.н} = \omega_r$, $\omega_{с.в} = \omega_k$. Это один из основных выводов исследований.

От положения частот $\omega_{с.н}$, $\omega_{с.в}$ на оси вынужденных колебаний ω и от величины межрезонансного диапазона $\Delta = \omega_{с.в} - \omega_{с.н}$ зависит определение режима колебаний грохота.

Исследованные параметры колебательной системы и анализ результатов позволяют по аналогии с одномассовыми колебательными системами терминологически выделить два режима работы системы: зарезонансный, когда $\omega_{с.н}$, $\omega_{с.в} < \omega$; межрезонансный, когда $\omega_{с.н} < \omega < \omega_{с.в}$. Расчеты показали, что межрезонансный режим характерен для систем, в которых колосники не оснащены дополнительными грузами или оснащены грузами $G_{гр} < 10$ Н. В то же время повышение жесткости колосников раздвигает межрезонансный диапазон Δ на 75 % и более.

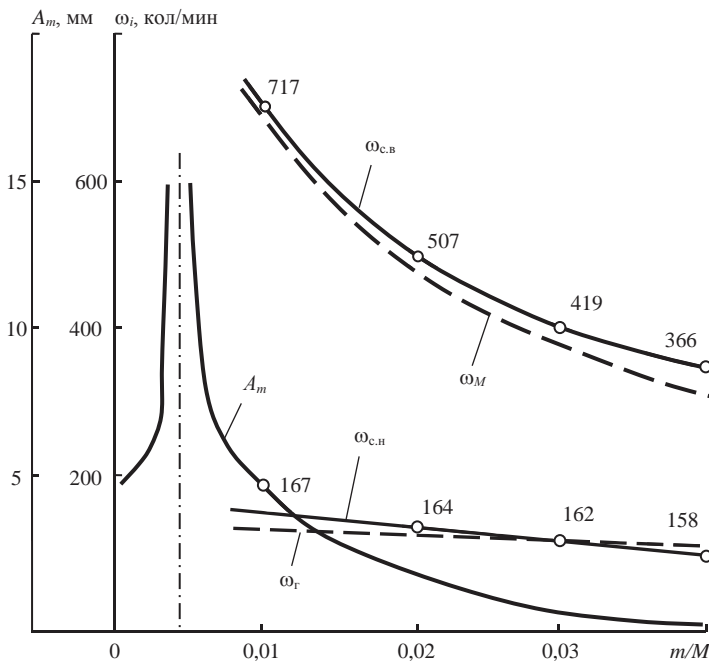


Рис. 3. Изменение параметров системы при повышении отношения массы консольных колосников t к массе рабочего органа M

Для рассмотренных при анализе систем наиболее характерен послерезонансный режим работы (~ 70 % вариантов). В таком режиме система будет работать, если консольные колосники ПП оснащены дополнительными грузами $G_{гр} = 7,5-30$ Н. Установлено, что параметр Δ в среднем изменяется в широких пределах: от 35 до 170 кол/мин; от 255 до 455 кол/мин. Диапазон между резонансами зависит от длины колосника l , массы колосника t и веса дополнительного груза $G_{гр}$.

Расчет показал, что в исследуемом диапазоне параметров грохота ГИТ-51 режим работы в основном можно определить как зарезонансный. Изменяя параметры системы ПП, можно регулировать (сдвигать или раздвигать значение параметра Δ на шкале частот вынужденных колебаний), переводя систему в зарезонансный или межрезонансный режим. Это также важный вывод исследований.

При увеличении отношения масс t/M (в пределах до 0,04) низшие собственные частоты всей системы $\omega_{с.н}$ изменяются практически линейно в диапазоне 159–199 кол/мин. При увеличении веса груза на свободных концах колосников ($G_{гр} = 7,5-30,0$ Н) частота $\omega_{с.н}$ изменяется от 155 до 159 кол/мин. Высшая частота

собственных колебаний всей системы $\omega_{с.в}$ наиболее зависима от параметров консольных колосников $l, h, G_{гр}, m, C_K$ и при увеличении соотношения масс m/M значение $\omega_{с.в}$ снижается нелинейно. Межрезонансная зона Δ в значительной степени зависит от соотношения масс m/M , снижается нелинейно и в основном зависит от величины $\omega_{с.в}$ и массы колосников. Снижение показателя Δ облегчает условия запуска грохота при работе в резонансном режиме.

При обработке результатов математического моделирования получены регрессионные зависимости частот собственных колебаний от массы m :

$$\omega_{с.н} = 170 - 0,59m; \quad \omega_{с.в} = 1485m^{-0,49}.$$

На рис. 4 приведена амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) исследованной системы. На схемах изображены графики отношений амплитуд колебаний масс M и m при изменении частоты возбуждения привода ω от 0 до 800 об/мин. На рис. 4, а и в изменение $A_M/A_{ст}$, на рис. 4, б и г – изменение $A_m/A_{ст}$. На схемах в и г АЧХ изображена резонансными кривыми. При этом сплошными линиями

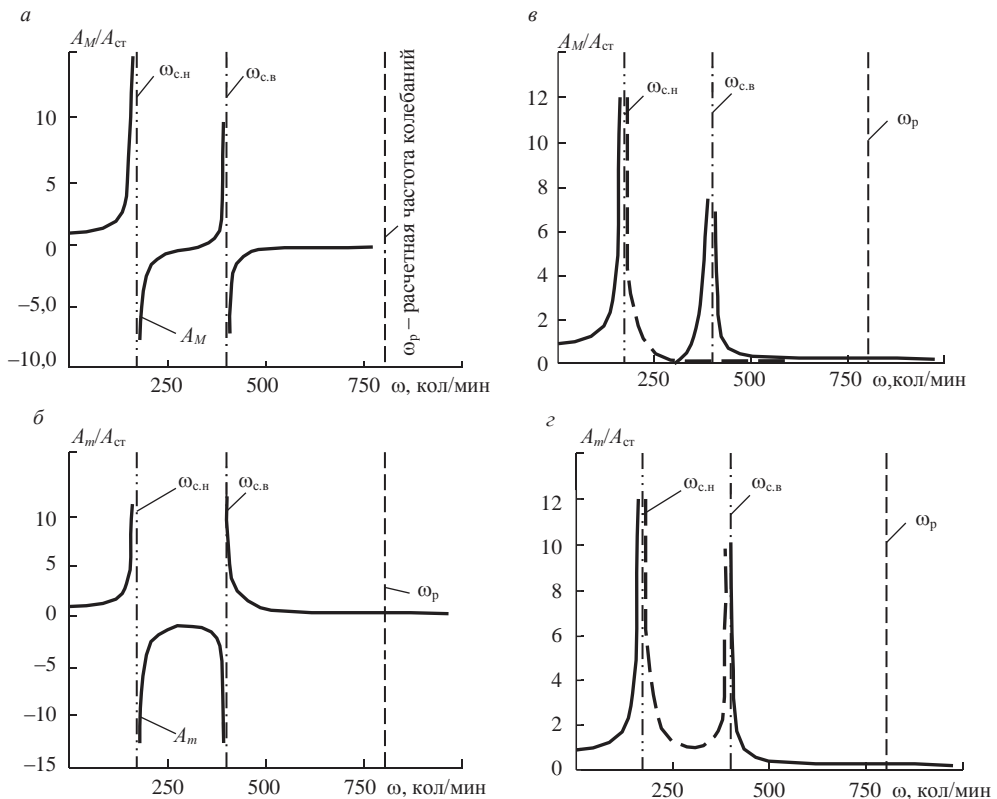


Рис. 4. К описанию амплитудно-частотных характеристик системы

показаны положительные значения амплитуд, пунктирными – отрицательные значения. АЧХ соответствует расчетным параметрам: $l = 0,6$ м; $h = 5$ мм; $G_{гр} = 10$ Н; $m = 9,4$ кгс²/м; $C_K = 1,5 \cdot 10^4$ Н/м; $\omega_K = 382$ кол/мин; $A_{ст} = 0,097$ м; $C_r = 13,3 \cdot 10^4$ Н/м; $M = 460$ кгс²/м; $\omega_{с.н} = 160$ кол/мин; $\omega_{с.в} = 381$ кол/мин; $\omega_r = 161$ кол/мин.

Из сопоставления графиков видно, что, когда ω приближается к нулю, обе функции становятся близкими к единице и амплитуды A_m и A_M приближаются к значениям $A_{ст} = P_{max}/C_r$. С возрастанием ω отношения обеих амплитуд одинаково возрастают.

При отсутствии демпфирования амплитуды стремятся к бесконечности, когда ω приближается к нижней собственной частоте системы $\omega_{с.н}$. В этой области обе амплитуды положительны, т. е. обе массы M и m колеблются в фазе с возмущающей силой привода. Когда ω становится несколько больше, чем $\omega_{с.н}$, обе амплитуды, оставаясь большими, меняют знаки на противоположные. Это значит, что теперь обе массы колеблются со сдвигом фаз 180° относительно возмущающей силы, но колосники движутся в одной фазе с рабочим органом, как единое целое.

С дальнейшим возрастанием ω обе амплитуды уменьшаются и, когда $\omega = \sqrt{2}\omega_r$ (примерно 272 кол/мин), амплитуда A_M обращается в ноль и амплитуда A_m становится равной $A_{ср}$, но на 180° сдвинута по фазе относительно возмущающей силы. При $\omega > \sqrt{2}\omega_r$ амплитуда A_M вновь становится положительной, тогда как A_m остается отрицательной. Значит, теперь массы M и m сдвинуты по фазе на 180° , причем M находится в одной фазе с возмущающей силой. Далее, когда ω приближается ко второй собственной частоте системы $\omega_{с.в}$, обе амплитуды A_M и A_m неограниченно растут, наступает условие второго резонанса. После этого обе массы M и m продолжают двигаться в разных фазах, но с убывающими амплитудами, и когда ω достигает заданных режимом оборотов, амплитуды обеих масс близки к расчетным. Исследованная система имеет зарезонансный режим работы. Низшая частота составляет 0,2 ω , высшая – 0,47 ω , что допустимо.

Практическое значение при оценке колебательной системы имеет состояние, когда $A_M = 0$, при $\omega = \sqrt{2}\omega_r$. Это вероятно, если выбранные параметры C_k и m удовлетворяют условиям, когда собственная частота массы m при жесткости C_k совпадает с частотой вынужденных колебаний ω . И хотя возмущающая сила приложена к рабочему органу (масса M), она вызывает колебания только массы m . При этом возможно состояние системы, когда масса колосников m при жесткости C_k играет роль гасителя колебаний. В условиях исследуемого грохота соотношение параметров $\omega = \sqrt{C_k/m}$ недопустимо.

Основные результаты численного анализа колебаний грохота:

- при принятых к расчету параметрах грохота изменение параметров ПП ($l, h, G_{гр}, m, C_k$) не оказывает существенного влияния на амплитуду колебаний основной массы грохота A_M в стационарном режиме грохота (4,1–4,5);

- амплитуда колебаний колосников A_m при изменении варьируемых параметров в стационарном режиме колебаний изменяется в более широком диапазоне (0,1–0,8 мм; 1,0–8,0 мм); выявлены варианты систем, когда амплитуда A_m превышает 11 мм;

- изгибная жесткость консольных колосников в основном зависит от параметров l и h , выявлено, что рациональная толщина пластин лежит в пределах 3–5 мм;

- разноамплитудные колебания смежных колосников определяются значениями параметров $l, h, G_{гр}$; при отсутствии груза на свободных концах колосников ($G_{гр} = 0$) значения амплитуды A_m изменяются от +10 до –16 мм; при наличии груза ($G_{гр} = 10–20$ Н) значения амплитуды A_m изменяются от 1 до 7 мм;

- к основным характеристикам ПП следует отнести параметр ω_k – собственную частоту колебаний; при увеличении ω_k существенно изменяется амплитуда A_m ; снижение параметра ω_k возможно при снижении длины консоли l и при оснащении свободных концов колосников дополнительными грузами $G_{гр}$; значение параметра ω_k снижается также при снижении массы m ;

- рассчитаны две собственные частоты всей системы: $\omega_{с.н}$ – нижняя частота, $\omega_{с.в}$ – верхняя; анализ показал, что при соотношении m/M в пределах 0,01–0,04

и при изменении остальных параметров ПП низшая частота всей системы находится в пределах 16,5–17,5 с⁻¹ и практически совпадает с собственной частотой ω_k массы m ;

– в результате анализа выявлена корреляционная связь между параметрами разрабатываемого грохота ω_r и ω_k и параметрами динамической двухмассовой колебательной системы $\omega_{с.н}$ и $\omega_{с.в}$: $\omega_{с.н} \approx \omega_r$; $\omega_{с.в} \approx \omega_k$ при $m/M = 0,01–0,04$;

– анализ показал, что разрабатываемый грохот можно рассматривать как систему с межрезонансным и резонансным режимом работы; изменяя параметры ПП на стадии проектирования, можно регулировать значения межчастотного диапазона и определять режим работы грохота;

– амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) грохота характерна для двухмассовых колебательных систем с консервативными и диссипативными свойствами; при проектировании следует помнить, что при условии $\omega = \sqrt{C_k/m} = \omega_k$ наличие массы m в системе может проявить свойства динамического гасителя колебаний, амплитуда массы M при этом будет равна нулю; в проекте $\omega_k \neq \omega$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юдин А. В., Шестаков В. С. Разработка расчетной схемы и описание движения грохота с каскадной просеивающей поверхностью на основе двухмассовой колебательной системы // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 4. С. 81–86.
2. Юдин А. В. Новая концепция отработки закарстованных месторождений. Modenu Vymorenodti Vedy – 2013. Dil 77/ Technicke Vedy: Praha.
3. Вайсберг Л. А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. М.: Недра, 1986. 144 с.
4. Вибрационный грохот для сортировки твердых бытовых отходов: пат. 2484905 Рос. Федерация. № 2011125741/03; заявл. 22.06.2011; опубл. 27.12.2012. Бюл. № 17. 7 с.
5. Юдин А. В. Оценка параметров свободных колебаний просеивающей поверхности грохота с консольно-защемленными колосниками // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 52–59.
6. Тимошенко С. П. Колебания в инженерном деле. М.: Физматгиздат., 1959. 439 с.
7. Вильсон У. Кер. Вибрационная техника. Практическое руководство по механическим колебаниям, виброизоляции и уравниванию двигателей / пер. с англ. М.: Госуд. науч.-техн. изд-во, 1963. 416 с.

Поступила в редакцию 29 января 2018 года

NUMERICAL ANALYSIS OF TWO-MASSSES CONSERVATIVE SYSTEM OSCILLATIONS OF VIBRATING SCREEN FOR THE ROCK MASS DIFFICULT TO SCREEN

Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gpt2004@mail.ru

The Ural State Mining University carries out research on the development of a new technology and a method for dry cleaning of carbonate raw materials from clay inclusions in quarry conditions. The operation of the complex has shown that its efficiency can be improved by introducing a third stage of purification with the separation of the rock mass into fractions $\pm 0,04$ m by means of vibration processes. This article presents the results of a numerical analysis of oscillations of the screen, represented by a two-masses conservative oscillatory system, the sifting surface of which includes several cascades with console bars. The influence of the dimensions of the bars, their masses, and the use of additional loads on the amplitude and frequency of oscillations both of the actual bars and of the whole sifting surface of the screen was investigated. To increase the efficiency of sifting, it is proposed to implement multi-frequency and multi-amplitude oscillations for adjacent bars, from which the screening screen surface is formed. To obtain multi-frequency and multi-amplitude oscillations it is suggested to install additional loads on the bar console.

Key words: screen; console; equations; amplitude; frequency; stiffness; oscillations.

REFERENCES

1. Iudin A. V., Shestakov V. S. [Computational scheme development and movement description of a screen with the cascade screening surface on the basis of two-masses oscillatory system]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2018, no. 4, pp. 81–86. (In Russ.)
2. Iudin A. V. [New concept of karst deposits mining]. *Modenu Vymorenodti Vedy*, 2013. Dil 77, Technicke Vedy, Praha.

3. Vaisberg L. A. *Proektirovanie i raschet vibratsionnykh grokhotov* [Design and calculation of vibrating screens]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 144 p.
 4. Blekhan I. I., Vaisberg L. A., Ivanov K. S., Trofimov V. A., Ustinov I. D. *Vibratsionnyi grokhot dlia sortirovki tverdykh bytovykh otkhodov* [Vibrating screen for hard domestic waste separation]. Patent RF, no. 2484905, 2012.
 5. Iudin A. V. [Estimation of free oscillations parameters in deck plate of screen with cantilevered bars]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 52–59. (In Russ.)
 6. Timoshenko S. P. *Kolebaniia v inzhenernom dele* [Oscillations in engineering]. Moscow, Fizmatizdat Publ., 1959. 439 p.
 7. W. Ker Wilson. *Vibratsionnaia tekhnika. Prakticheskoe rukovodstvo po mekhanicheskim kolebaniiam, vibroizolatsii i uravnoveshivaniiu dvigatelei / per. s angl.* [Vibrating engineering. A practical treatise on the balancing of engines, mechanical vibration, and vibration isolation. Transl. from English]. Moscow, Gosud. nauch.-tekhn. izd-vo Publ., 1963. 416 p.
-

УДК 621.928.23

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-5-102-110

ИССЛЕДОВАНИЕ, ДИНАМИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МАЛОГАБАРИТНОГО ВИБРАЦИОННОГО ПИТАТЕЛЯ ДЛЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

ЛЯШЕНКО В. И., ДЯТЧИН В. З., ФРАНЧУК В. П.

Представлены основные научные и практические результаты исследования, динамического расчета и совершенствования малогабаритного вибрационного питателя для подземных горных работ и на его основе разработка технических средств для горнорудной промышленности. Описаны методы теоретических обобщений, физическое и математическое моделирование, выполнение расчетов и технико-экономических обоснований, лабораторные и натурные экспериментальные исследования, промышленные испытания в условиях действующих предприятий по стандартным и новым методикам. Предложены математическое моделирование и расчет параметров малогабаритного вибрационного питателя типа ПВГ. Рекомендовано при выборе динамических параметров питателя использовать коэффициент вибротранспортирования, который принимают в пределах (1,5–3,5)g, а при тяжелых режимах нагружения – до 5g. Показано, что по сравнению со скреперной доставкой горной массы применение питателя позволяет повысить производительность труда при погрузке в 3,5–5,0 раз и снизить себестоимость работ по выпуску и погрузке руды из рудоспусков на 35–40 %. Рекомендован параметрический ряд малогабаритных вибропитателей типа ПВГ, который охватывает широкий диапазон производительности погрузки от 150 до 1500 т/ч при длине транспортирования от 1,5 до 7,0 м с объемом выпуска горной массы с одного пункта погрузки от 50 до 1500 тыс. т.

Ключевые слова: подземные горные работы; выпуск руды; малогабаритные вибрационные питатели; эффективность работ.

Введение. Выпуск и доставка отбитой горной массы являются одними из наиболее трудоемких процессов технологии подземной добычи рудных полезных ископаемых. Трудоемкость выпуска и доставки руды составляет около 50 % общих трудозатрат по системе разработки. Применяемые ранее гравитационный выпуск и доставка руды скреперными лебедками и машинами с нагребающим погрузочным органом не в полной мере отвечает требованиям, предъявляемым к механизмам для выпуска кусковой руды, так как имеют ограниченную зону воздействия на откос и большое количество зависаний выпускаемой из дучек и других аккумулирующих емкостей руды. Существенное отличие вибровыпуска от гравитационного заключается в том, что применяемые машины активно воздействуют на горную массу, в результате чего она приобретает свойство текучести. Поэтому исследование и динамический расчет малогабаритного вибрационного питателя для подземных горных работ и на его основе разработка вибропитателей для горнорудной промышленности, обеспечивающих высокую надежность в работе, повышение эффективности выпуска и доставки руды – важная научная и практическая задача, требующая решения [1–8].

Ляшенко Василий Иванович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, начальник научно-исследовательского отдела. 52204, Днепропетровская обл., г. Желтые Воды, пр. Свободы, 37, ГП «УкрНИПИПромтехнологии». E-mail: ipt@iptzw.dp.ua

Дятчин Владимир Захарович – кандидат технических наук, доцент кафедры менеджмента и социальной работы. 52204, Днепропетровская обл., г. Желтые Воды, ул. Гагарина, 43, Институт предпринимательства «Стратегия». E-mail: dsveta49@mail.ru

Франчук Всеволод Петрович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и комплексов. 49005, г. Днепр, пр. Дмитрия Яворницкого, 19, Национальный технический университет «Днепропетровская политехника». E-mail: franchuk@nmu.org.ua

Методика исследований. Для решения поставленных задач проведен анализ литературных источников, использованы методы теоретических обобщений с применением математической статистики, физическое и математическое моделирование, выполнены расчеты и технико-экономические обоснования, проведены лабораторные и натурные экспериментальные исследования, промышленные испытания в условиях действующих предприятий по стандартным и новым методикам.

Обсуждение результатов исследований. Исследованием вибровыпуска и созданием вибромашин для нужд горнодобывающей промышленности длительное время занималась лаборатория механизации производственных процессов ГП «УкрНИПИИПромтехнологии». За более чем сорокалетний период существования лаборатории создан параметрический ряд стационарных вибрационных питателей типа ПВГ, отвечающих основным горно-геологическим и горнотехническим условиям обработки месторождений подземным способом (таблица) [9].

Техническая характеристика малогабаритных вибрационных горных питателей

Показатель	Выпуск руды из рудоспусков и бункеров		
	ПВГ-1,0/2,2	ПВМ-1,0/2,3	ПВМ-1,0/1,5
Производительность, т/ч	400–600	250–350	150–250
Длина транспортирования, м	2,2	2,4	1,5
Ширина лотка, м	1,0	1,0	1,0
Частота колебаний, Гц	16	47	47
Вынуждающая сила, кН	28–38	16–30	16–30
Мощность привода, кВт	7,5	1,5	1,5
Габаритные размеры, м			
длина	2,3	2,3	1,5
ширина	1,4	1,2	1,2
высота	0,8	0,6	0,5
Масса, кг	1000	425	320
Объем выпуска руды одной машиной, тыс. т	250	50	50

Математическое моделирование и расчет параметров вибрационного питателя. Питатели со сложным движением рабочей поверхности применяются двух типов – с одним двухвальным вибратором, установленным параллельно рабочей плоскости, и двумя вибраторами, установленными под углом к рабочей поверхности и имеющими разное направление вектора возмущающего усилия (рис. 1).

Конструктивное исполнение вибратора таково, что он обеспечивает направленное возмущающее усилие P и возмущающий момент $M_{\text{пов}}$:

$$P = 2m_0 r \omega^2 \sin(\omega t); \quad M_{\text{пов}} = m_0 r \omega^2 B_1 \cos(\beta) \sin(\omega t),$$

где m_0 – масса дебалансного груза; r – расстояние от оси до центра тяжести дебалансного груза; ω – частота вынужденных колебаний; B_1 – расстояние между валами дебалансов; β – угол наклона вектора возмущающей силы к плоскости рабочей поверхности; t – время.

Под действием силы P , направленной через центр тяжести питателя под углом β к его рабочей поверхности и момента $M_{\text{пов}}$, питатель будет совершать прямолинейные колебания вдоль оси x и поворотные φ вокруг центра тяжести. Используя

принцип Даламбера, получим дифференциальные уравнения, описывающие линейные и поворотные колебания питателя:

$$\begin{aligned} M\ddot{x} + c_1x &= 2m_0r\omega^2 \sin \omega t; \\ I\ddot{\varphi} + c_1l^2\varphi &= m_0r\omega^2 B_1 \cos\beta \cos\omega t, \end{aligned} \quad (1)$$

где $M = m + m_0$ – приведенная масса рабочего органа и привода; m_0r – кинетостатический момент дебаланса; $l = l/2$ – расстояние от центра тяжести до упругой опоры.

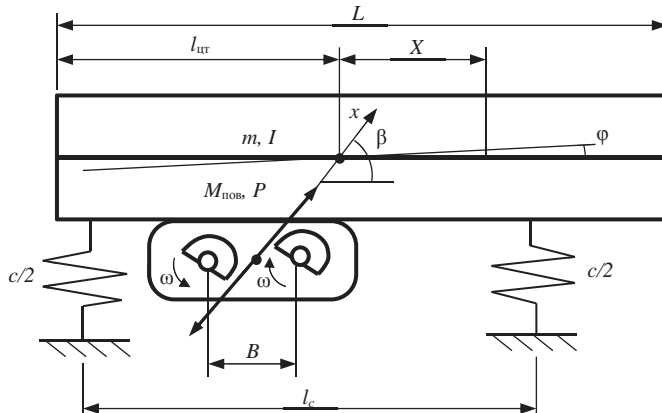


Рис. 1. Расчетная схема малогабаритного вибропитателя:

I – момент инерции рабочего органа с учетом привода; m – масса рабочего органа и привода; β – угол направления линейных колебаний; ω – круговая частота вынужденных колебаний; x и φ – линейные и поворотные колебания рабочего органа; c – жесткость упругих связей; L – длина рабочего органа; X – расстояние от центра тяжести до искомой точки на рабочей поверхности питателя; $l_{ит}$ – расстояние от места загрузки до центра тяжести; l_c – расстояние между упругими опорами; B – расстояние между осями дебалансов

Диссипацию энергии будем учитывать по аналогии с [1] в виде комплексного числа, связанного с жесткостью упругих связей:

$$c_1 = c(1 + i\psi), \quad (2)$$

где c – суммарная жесткость упругих опор; ψ – коэффициент диссипации энергии, i – мнимая единица.

Подставляя значение c_1 из (2) в уравнения (1), разделив их соответственно на M и I , получим зависимости

$$\begin{aligned} \ddot{x} + p_x^2(1 + i\psi)x &= q_x\omega^2 \sin(\omega t); \\ \ddot{\varphi} + p_\varphi^2(1 + i\psi)\varphi &= q_\varphi\omega^2 \cos(\omega t), \end{aligned}$$

где p_x, p_φ – частоты собственных линейных и поворотных колебаний питателя:

$$p_x = \sqrt{c/M}; \quad p_\varphi = \sqrt{cl^2/I}, \quad (3)$$

q_x, q_φ – удельные коэффициенты возмущающих нагрузок:

$$q_x = \frac{2m_0 r}{M}; \quad q_\phi = \frac{m_0 r B_1 \cos \beta}{I}.$$

В установившемся режиме решение уравнений (3) в комплексном виде будет следующим:

$$\bar{x} = \bar{a} \sin(\omega t); \quad \bar{\phi} = \bar{\phi} \cos(\omega t),$$

$$\text{где } \bar{a} = \frac{q_x \omega^2}{p_x^2 - \omega^2 + i\psi p_x^2} = \frac{q_x \omega^2 ((p_x^2 - \omega^2) - i\psi p_x^2)}{(p_x^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_x^2)^2},$$

$$\bar{\phi} = \frac{q_\phi \omega^2}{p_\phi^2 - \omega^2 + i\psi p_\phi^2} = \frac{q_\phi \omega^2 ((p_\phi^2 - \omega^2) - i\psi p_\phi^2)}{(p_\phi^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_\phi^2)^2},$$

$\bar{\phi}$ – фазочастотные характеристики грохота-питателя.

Определяя модуль и аргумент комплексного числа, получим

$$a = \sqrt{[\operatorname{Re}(\bar{a})]^2 + [\operatorname{Im}(\bar{a})]^2}; \quad \mathcal{G}_x = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{Im}(\bar{a})}{\operatorname{Re}(\bar{a})};$$

$$\bar{\phi} = \sqrt{[\operatorname{Re}(\bar{\phi})]^2 + [\operatorname{Im}(\bar{\phi})]^2}; \quad \mathcal{G}_\phi = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{Im}(\bar{\phi})}{\operatorname{Re}(\bar{\phi})}.$$

Окончательно движение питателя с плоско установленным вибровозбудителем запишется как

$$x = a \sin(\omega t + \mathcal{G}_x); \quad \phi = \phi \cos(\omega t + \mathcal{G}_\phi); \quad a = \frac{q_x \omega^2}{\sqrt{(p_x^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_x^2)^2}};$$

$$\phi = \frac{q_\phi \omega^2}{\sqrt{(p_\phi^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_\phi^2)^2}}; \quad \mathcal{G}_x = \operatorname{arctg} \frac{-\psi p_x^2}{p_x^2 - \omega^2}; \quad \mathcal{G}_\phi = \operatorname{arctg} \frac{-\psi p_\phi^2}{p_\phi^2 - \omega^2}.$$

Амплитуда линейных и поворотных колебаний, сдвиг фаз показаны на рис. 2. Как видно из рис. 2, питатель совершает линейные и поворотные (галопирование) колебания по закону, типичному для линейных систем. В далеко зарезонансном режиме амплитуда линейных и поворотных колебаний становится практически постоянной, фаза колебаний стремится к -2π .

Колебание в любой точке поверхности питателя определится как сумма линейных и поворотных колебаний, т. е.

$$x_\Sigma = a \sin(\omega t + \mathcal{G}_x) + X \phi \cos(\omega t + \mathcal{G}_\phi),$$

где X – расстояние от центра тяжести до искомой точки на рабочей поверхности питателя.

Складывая гармоники колебаний, получим

$$x_\Sigma = A \sin(\omega t + \mathcal{G});$$

в свою очередь амплитуда перемещений в рассматриваемой точке

$$A = \sqrt{[a \cos(\mathcal{G}_x) - X \phi \sin(\mathcal{G}_\phi)]^2 + [a \sin(\mathcal{G}_x) + X \phi \cos(\mathcal{G}_\phi)]^2},$$

а фазный угол колебаний

$$\vartheta = \operatorname{arctg} \left[\frac{a \sin(\vartheta_x) + X \phi \cos(\vartheta_\phi)}{a \cos(\vartheta_x) - X \phi \sin(\vartheta_\phi)} \right].$$

Это в предположении, что колебания питателя имеют вид прямолинейных. На самом деле поверхность питателя имеет прямолинейные колебания только в центре тяжести, в остальных точках колебания будут эллиптическими. При расчете и выборе динамических параметров питателя используют параметр режима виброперемещения, который определяется для точки, соответствующей центру тяжести питателя. Для эллиптических колебаний при определении коэффициента виброперемещения обычно ориентируются на величину нормальных к рабочей поверхности перемещений.

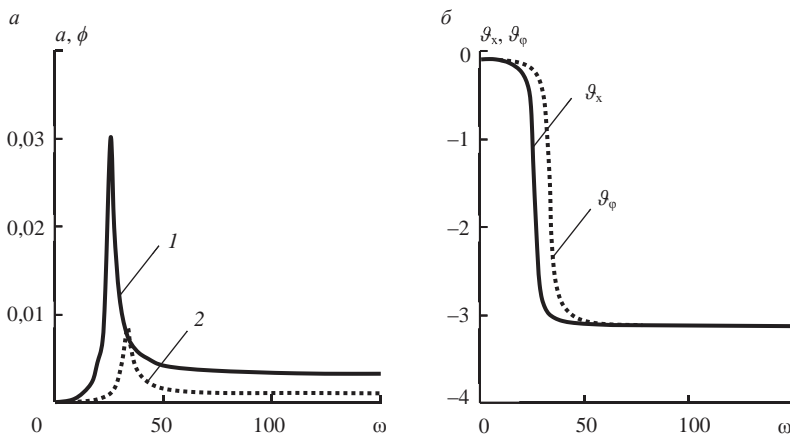


Рис. 2. Амплитудно-частотная и фазочастотная характеристики питателя: а – линейные перемещения; 1 – вдоль рабочей поверхности; 2 – по нормали к рабочей поверхности; б – фазочастотные характеристики грохота-питателя

Нормальные к рабочей поверхности питателя колебания в любой точке питателя

$$x_n = A_n \sin(\omega t + \vartheta_n),$$

амплитуда нормальных к рабочей поверхности колебаний

$$A = \sqrt{[a \cos(\vartheta_x) \sin \beta - X \phi \sin(\vartheta_\phi)]^2 + [a \sin(\vartheta_x) \sin \beta + X \phi \sin(\vartheta_\phi)]^2},$$

а угол сдвига фаз

$$\vartheta_n = \operatorname{arctg} \left[\frac{a \sin(\vartheta_x) \sin \beta + X \phi \sin(\vartheta_\phi)}{a \cos(\vartheta_x) \sin \beta - X \phi \sin(\vartheta_\phi)} \right],$$

где X – расстояние от центра тяжести до выбранной точки по оси питателя.

Тогда коэффициент режима виброперемещения в любой точке по длине питателя

$$\Gamma = \frac{A_n}{g \cos \alpha}.$$

Авторами установлена зависимость коэффициента режима виброперемещения для диапазона частот 0–150 рад/с (рис. 3) при $m_0r = 4 \text{ кг} \cdot \text{м}$, общей массе конвейера $M = 1400 \text{ кг}$, длине $L = 2 \text{ м}$ и рабочем режиме $\omega = 100 \text{ рад/с}$.

Как видно из рис. 3, в зарезонансном режиме с ростом частоты коэффициент плавно возрастает. При рабочей частоте он также увеличивается от загрузочного края питателя к разгрузочному. При выборе динамических параметров питателя (расчете и выборе параметров привода) обычно ориентируются на коэффициент вибротранспортирования, который принимают в пределах $\Gamma = (1,5\text{--}3,5)g$, при тяжелых режимах нагружения $\Gamma = 5g$. Обычно назначается частота колебаний ω (по скорости асинхронного двигателя), и по выбранному коэффициенту виброперемещения находится требуемая величина кинетостатического момента

$$m_0r = \frac{\Gamma_n g \cos \alpha}{\omega^2 \sqrt{Q_1 + Q_2}},$$

$$\text{где } Q_1 = \left[\frac{2\omega^2 \cos(\vartheta_x) \sin \beta}{M \sqrt{(p_x^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_x^2)^2}} - \frac{XB_1 \omega^2 \sin(\vartheta_\phi) \cos \beta}{I \sqrt{(p_\phi^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_\phi^2)^2}} \right]^2;$$

$$Q_2 = \left[\frac{2\omega^2 \sin(\vartheta_x) \sin \beta}{M \sqrt{(p_x^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_x^2)^2}} + \frac{XB_1 \omega^2 \cos(\vartheta_\phi) \cos \beta}{I \sqrt{(p_\phi^2 - \omega^2)^2 + (\psi p_\phi^2)^2}} \right]^2.$$

По найденному кинетостатическому моменту m_0r определяются размеры дебалансов [10].

Конструкции малогабаритного питателя. Питатель ПВГ-1,0/2,2 предназначен для выпуска и погрузки сыпучего материала (руды, породы и т. п.) крупностью до 650 мм из рудоспусков эксплуатационных блоков и других аккумулирующих емкостей при разработке маломощных и средней мощности рудных залежей, а также при отработке рудных тел слоевой системой и с магазинированием руды. Питатель представляет собой одномассную свободно колеблющуюся систему зарезонансного типа с направленными вынужденными колебаниями и состоит из грузонесущего органа, опирающегося на рамы через резинометаллические упругие опоры, и привода. Грузонесущий лоток выполнен в виде жесткой сварной металлоконструкции прямоугольного сечения, усиленной ребрами жесткости. Упругая система питателя состоит из основных резинометаллических элементов, работающих на сжатие в направлении колебаний лишь при нагружении лотка материалом. Рамы неподвижно крепятся к поддерживающим металлоконструкциям. На одной из рам устанавливается электродвигатель. Установка питателя на пункте погрузки может быть подвесной или опорной.

Вибровозбудитель с направленной вынуждающей силой жестко присоединен к фланцу грузонесущего органа с помощью болтов. Связь вибровозбудителя с электродвигателем осуществляется через эластичную муфту. Для защиты упругих опор и вибропривода от завала сыпучим материалом предусмотрено специальное ограждение. В процессе работы грузонесущему лотку сообщаются направленные колебания, которые вызывают поступательное движение материала, осуществляя принудительный выпуск руды из емкости. Питатель допускает раз-

рушение сводов равновесия руды в выпускной выработке взрывным способом с массой единичного заряда ВВ до 2 кг на высоте 2–3 м от днища лотка, а также дробление негабаритных кусков накладными зарядами ВВ массой до 600 кг. По сравнению со скреперной доставкой горной массы применение питателя ПВГ-1,0/2,2 позволяет повысить производительность труда при погрузке в 3,5–5 раз и снизить себестоимость работ по выпуску и погрузке руды из рудоспусков на 35–40 %.

Питатель и его параметрический ряд повсеместно эксплуатируются на предприятиях народного хозяйства и утверждены для серийного производства [9].

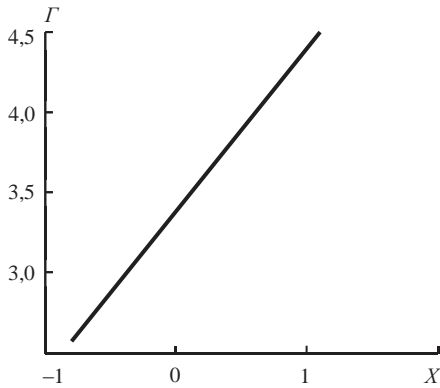


Рис. 3. Зависимость коэффициента режима виброперемещения от положения по длине конвейера на частоте 100 рад/с

$\Gamma = (1,5-3,5)g$, а при тяжелых режимах нагружения $\Gamma = 5g$. Частота колебаний назначается по скорости асинхронного двигателя и выбранному коэффициенту виброперемещения, находится требуемая величина кинетостатического момента.

Доказано, что малогабаритный питатель вибрационный горный типа ПВГ совершает линейные и поворотные (галопирование) колебания по закону, типичному для линейных систем. В далеко зарезонансном режиме амплитуда линейных и поворотных колебаний становится практически постоянной, фаза колебаний стремится к -2π .

Рекомендован малогабаритный питатель ПВГ-1,0/2,2 для выпуска и погрузки сыпучего материала (руды, породы и т.п.) крупностью до 650 мм из рудоспусков эксплуатационных блоков и других аккумулялирующих емкостей при разработке маломощных и средней мощности рудных залежей, а также при отработке рудных тел слоевой системой и с магазинированием руды.

Показано, что по сравнению со скреперной доставкой горной массы применение малогабаритного питателя позволяет повысить производительность труда при погрузке в 3,5–5 раз и снизить себестоимость работ по выпуску и погрузке руды из рудоспусков на 35–40 %. Питатель утвержден для серийного производства и успешно эксплуатируется на предприятиях народного хозяйства.

Предложен параметрический ряд вибропитателей типа ПВГ, который охватывает широкий диапазон производительности погрузки от 150 до 1500 т/ч при длине транспортирования от 1,5 до 7 м и объеме выпуска горной массы с одного пункта погрузки от 50 до 1500 тыс. т.

Авторы благодарят за помощь в работе Поддубного И. К., Дудченко А. Х., Рыгузова П. И., Скотаренко А. Г., Ткаченко А. А. и др.

Разработчик технической документации – ГП «УкрНИПИИпромтехнологии» (г. Желтые Воды, Украина). Изготовители: Криворожский рудоремонтный завод (КЦРЗ, г. Кривой Рог, Украина); Ремонтно-механический завод (РМЗ) ГП «ВостГОК» (г. Желтые Воды, Украина); Ремонтно-механические мастерские (РММ) карьеров, шахт, обогатительных фабрик, металлургических заводов и др. [11–14], а также специализированные организации в развитых горнодобывающих странах [15–18].

Выводы. Обосновано, что при выборе динамических параметров питателя (расчете и выборе параметров привода) используют коэффициент вибротранспортирования, который принимают в пределах

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сорокин Е. С. К теории внутреннего трения при колебаниях упругих систем. М.: Госстройиздат, 1960. 132 с.
2. Вайсберг Л. А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. М.: Недра, 1986. 144 с.
3. Вибродоставочные комплексы в технологиях разработки рудных месторождений / В. Н. Потораев [и др.]. Киев: Наукова думка, 1989. 167 с.
4. Штокман И. Г., Мухопад Н. Д. Транспорт при строительстве подземных сооружений и шахт. М.: Недра, 1970. 232 с.
5. Подземный транспорт шахт и рудников: справочник / под ред. Г. Я. Пейсаховича, И. П. Ремизова. М.: Недра, 1985. 565 с.
6. Горные машины для добычи руд / отв. ред. А. П. Лысов. М.: Недра, 1968. 231 с.
7. Единые требования безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом / отв. ред. Л. М. Чернявский. М.: Недра, 1972. 225 с.
8. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. М.: Недра, 1983. 816 с.
9. Добыча и переработка урановых руд: монография / под ред. А. П. Чернова. Киев: Адеф-Украина, 2001. 238 с.
10. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Совершенствование конструкций вибрационных питателей-грохотов для горной промышленности // Горная промышленность. 2014. № 2. С. 100–102.
11. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Создание и внедрение вибрационных питателей-грохотов для горной промышленности // Черная металлургия. 2014. № 5. С. 72–80.
12. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Повышение эффективности и надежности работы колосникового вибрационного грохота-перегрузателя типа ГПК для горной промышленности // Черная металлургия. 2015. № 3. С. 84–93.
13. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Повышение эффективности и надежности работы вибрационных колосниковых грохотов-питателей и грохотов-перегрузателей типа ГПК для горной промышленности // ГИАБ. 2016. № 6. С. 34–49.
14. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Технические средства для добычи и переработки рудных материалов // ГИАБ. 2017. № 4. С. 33–41.
15. Algelsreiter J. Funktionsanalyse einer Seibmaschine neuer Bauart // TIZ-Fachber. 1985. Bd 109. No. 11. S. 861–863.
16. Crissman H. Vibrating screen selection // Pit and Quarry. 1986. Vol. 78, no. 12. P. 39–44.
17. Kerlin H.-P. Hoshleistungssiebung mit einem Vibrations-Stangensizer // Aufbereit. Techn. 1986. Bd 27. No. 6. S. 330–336.
18. Bendzko J. Einsatz von Spezial-Gummisieb belagen bei der Klasierung unter schiedlicher Schuttguter im Mittel – und Feinkorbereich // Aufbereit. Techn. 1986. Bd 27. No. 6. S. 337–345.

Поступила в редакцию 22 июня 2017 года

RESEARCH, DYNAMIC CALCULATION AND IMPROVEMENT OF A SMALL-SIZED VIBRATING FEEDER FOR UNDERGROUND MINING OPERATIONS

Liashenko V. I. – SE Ukr R&D Institute for IndTech, Zhovti Vody, Ukraine. E-mail: ipt@iptzw.dp.ua

Diatchin V. Z. – Institute of Business Strategy, Zhovti Vody, Ukraine. E-mail: dsveta49@mail.ru

Franchuk V. P. – The National Mining University, Dnepr, Ukraine.

The main scientific and practical results of research, dynamic calculation and improvement of a small-sized vibrating feeder for underground mining operations, and on its basis the development of technical facilities for the mining industry are introduced. The methods of theoretical generalizations are described, physical and mathematical modeling, calculations and technical-economic studies, laboratory and full-scale experimental studies, industrial tests in conditions of operating enterprises on standard and new methods. Mathematical modeling and calculation of parameters of a small-sized vibrating feeder of the PVG type are proposed. It is recommended to use the vibrotransportation factor when choosing the dynamic parameters of the feeder, which is taken within the limits (1.5–3.5) g, and for heavy loading regimes-up to 5g. It is shown that, in comparison with scraping delivery of rock mass, application of the feeder allows to increase labor productivity during loading by 3.5–5 times and to reduce the cost of works for the production and loading of ore from the ore discharges by 35–40 %. A parametric series of small-sized vibrating feeders of the PVG type is recommended, which covers a wide range of loading capacity from 150 to 1500 t/h with a transportation length of 1.5 to 7 m and a rock output from one loading point from 50 to 1500 thousand tons.

Key words: underground mining; ore output; small-sized vibrating feeders; work efficiency.

REFERENCES

1. Sorokin E. S. *K teorii vnutrennego treniia pri kolebaniakh uprugikh sistem* [To the theory of internal friction under elastic systems oscillations]. Moscow, Gosstroizdat Publ., 1960. 132 p.

2. Vaisberg L. A. *Proektirovanie i raschet vibratsionnykh grokhotov* [Design and calculation of vibrating screens]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 144 p.
 3. Poturaev V. N., and others. *Vibrodostavochnye komplekсы v tekhnologiiakh razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Vibrating delivery systems in the technologies of ore deposits exploitation]. Kiev, Naukova dumka Publ., 1989. 167 p.
 4. Shtokman I. G., Mukhopad N. D. *Transport pri stroitel'stve podzemnykh sooruzhenii i shakht* [Transport at the construction of underground structures and shafts]. Moscow, Nedra Publ., 1970. 232 p.
 5. *Podzemnyi transport shakht i rudnikov: spravochnik / pod red. G. Ia. Peisakhovicha, I. P. Remizova* [Underground transport for shafts and mines. Edited by G. Ia. Peisakhovich, I. P. Remizov]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 565 p.
 6. *Gornye mashiny dlia dobychi rud / otv. red. A. P. Lysov* [Mining machines for ore production. Edited by A. P. Lysov]. Moscow, Nedra Publ., 1968. 231 p.
 7. *Edinye trebovaniia bezopasnosti pri razrabotke rudnykh, nerudnykh i rossypnykh mestorozhdenii podzemnym sposobom / otv. red. L. M. Cherniavskii* [Standard safety requirements under the exploitation of ore fields and nonmetallic deposits using the method of opencast mining. Edited by L. M. Cherniavskii]. Moscow, Nedra Publ., 1972. 225 p.
 8. *Spravochnik po gornorudnomu delu / pod red. V. A. Grebeniuka, Ia. S. Pyzh'ianova, I. E. Erofeeva* [Mining reference. Edited by V. A. Grebeniuk, Ia. S. Pyzh'ianov, I. E. Erofeev]. Moscow, Nedra Publ., 1983. 816 p.
 9. *Dobycha i pererabotka uranovykh rud: monografiia / pod red. A. P. Chernova* [Production and processing of atomic ore: monograph. Edited by A. P. Chernov]. Kiev, Adef-Ukraine Publ., 2001. 238p.
 10. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Improving the constructions of vibrating feeder-screens for mining industry]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry Journal*, 2014, no. 2, pp. 100–102. (In Russ.)
 11. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Creation and implementation of vibrating feeder-screens for mining industry]. *Chernaia metallurgiiia – Ferrous Metallurgy*, 2014, no. 5, pp. 72–80. (In Russ.)
 12. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Improving the efficiency and reliability of a vibrating grizzly and GIC-type crane for mining industry]. *Chernaia metallurgiiia – Ferrous Metallurgy*, 2015, no. 3, pp. 84–93. (In Russ.)
 13. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Improving the efficiency and reliability of the vibrating grizzly feeders, screens and GIC-type cranes for mining industry]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2016, no. 6, pp. 34–49. (In Russ.)
 14. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Hardware for ore materials mining and processing]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2017, no. 4, pp. 33–41. (In Russ.)
 15. Algelsreiter J. Funktionsanalyse einer Seibmaschine neuer Bauart. *TIZ-Fachber*, 1985, Bd 109, no. 11, ss. 861–863.
 16. Crissman H. Vibrating screen selection. *Pit and Quarry*, 1986, vol. 78, no. 12, pp. 39–44.
 17. Kerlin H.-P. Hoshleistungssiebung mit einem Vibrations-Stangensizer. *Aufbereit. Techn.*, 1986, Bd 27, no. 6, ss. 330–336.
 18. Bendzko J. Einsatz von Spezial-Gummisieb belagen bei der Klasierung unter schiedlicher Schuttguter im Mittel – und Feinkorbereich. *Aufbereit. Techn.*, 1986, Bd 27, no. 6, ss. 337–345.
-

СПОСОБ УПРАВЛЕНИЯ ДВИЖЕНИЕМ СОСУДА В СИСТЕМЕ РУДНИЧНОГО ПНЕВМОПОДЪЕМА

ТАУГЕР В. М., КАЗАКОВ Ю. М., ВОЛКОВ Е. Б., ЛЕОНТЬЕВ А. А.

В статье рассмотрено движение порожнего скипа в спускном трубопроводе пневмоподъемной установки. Проинтегрированы дифференциальные уравнения движения, на основе которых получены основные кинематические параметры порожнего скипа в период его спуска, необходимые для расчета длительности рабочего цикла и выбора комплектующих скиповой пневмоподъемной установки. Рассчитано асимптотическое значение скорости для установившегося движения скипа. Особенность работы такой установки состоит в спуске порожнего скипа под собственным весом. Для проектирования установок необходима математическая модель системы: «сосуд–вмещающая среда–трубопровод», отражающая кинематику скипа в спускном трубопроводе. При расчетах систем с газообразной транспортирующей средой возникают проблемы с определением влияния на параметры системы физических свойств среды, в частности ее сжимаемости. Особую сложность представляет математическое описание установок с напряженным режимом работы, когда цикл движения строго детерминирован. Системы рудничного пневмоподъема должны функционировать ритмично, с высокой энергетической нагрузкой, причем длина трубопроводов составляет сотни метров. В таких условиях учет физических эффектов, связанных со свойствами воздуха вмещающей и транспортирующей среды, в математической модели системы необходим.

Ключевые слова: подъемная установка; скип; пневмосистема; трубопровод; управление движением; дифференциальные уравнения движения; пневмотранспорт; рудничный пневмоподъем.

С увеличением глубины месторождений и повышением производительности проходческих и очистных комбайнов требуются все большие емкости скипов и скорости подъема. Возникает необходимость в создании более мощных и массивных подъемных машин, скипы превращаются в весьма громоздкие сооружения, увеличиваются количество и диаметр канатов, размеры загрузочных и разгрузочных бункеров, высота копра, диаметр шахтного ствола [1].

Указанные факторы приводят к необходимости поиска альтернативных способов шахтного подъема, обладающих более высокой удельной производительностью. Анализ различных видов транспорта, выполненный в [2], однозначно указывает на перспективность специфической разновидности контейнерного пневмотранспорта – скиповых пневмоподъемных установок (СППУ) [3, 4].

В состав СППУ входят подъемный и спускной трубопроводы, сосуды (скипы), воздухонагнетательная установка с системой управления, а также загрузочная и

Таугер Виталий Михайлович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tauger2016@yandex.ru

Казakov Юрий Михайлович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Волков Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: evgeniy.volkov.ursmu@yandex.ru

Леонтьев Александр Анатольевич – аспирант кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: zufh123@gmail.com

разгрузочной станции. Особенность работы СППУ состоит в спуске порожнего скипа под собственным весом. Для проектирования установок необходима математическая модель системы *сосуд–вмещающая среда–трубопровод*, отражающая кинематику скипа в спускном трубопроводе [5].

При расчетах систем с газообразной транспортирующей средой возникают проблемы с определением влияния на параметры системы физических свойств среды, в частности ее сжимаемости. Особую сложность представляет математическое описание установок с напряженным режимом работы, когда цикл движения строго детерминируется. Системы рудничного пневмоподъема должны функционировать ритмично, с высокой энергетической нагрузкой, причем длина трубопроводов составляет сотни метров. В таких условиях учет физических эффектов, связанных со свойствами воздуха как вмещающей, так и транспортирующей среды, в математической модели системы необходим.

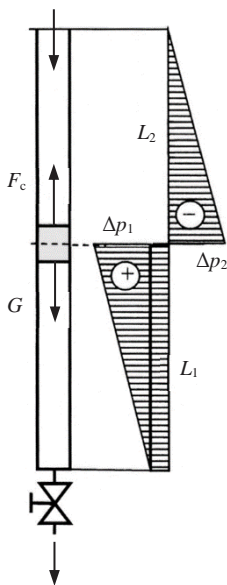


Рис. 1. Движение порожнего скипа

Избыточное давление на нижнем участке Δp_1 и разрежение на верхнем участке Δp_2 трубопровода:

$$\Delta p_1 = \lambda \frac{L_1}{d} \rho_0 \frac{v_c^2}{2} + \xi \rho_0 \frac{v_c^2}{2};$$

$$\Delta p_2 = \lambda \frac{L_2}{d} \rho_0 \frac{v_c^2}{2},$$

где λ – коэффициент Дарси [6]; ξ – коэффициент местного сопротивления; L_1, L_2 – длина нижнего и верхнего участка трубопровода соответственно; v_c – скорость скипа.

Выделим следующие аэродинамические эффекты, сказывающиеся на кинематике скипа:

- аэродинамическое сопротивление участка трубопровода перед скипом;
- аэродинамическое сопротивление участка трубопровода позади скипа;
- изменение плотности воздуха в трубопроводе в связи с аэродинамическими сопротивлениями.

Необходимо отметить, что учесть одновременное действие всех факторов пока не представляется возможным, так как уравнение динамики, описывающее их влияние, не имеет аналитического решения. В подобных случаях выделяют наиболее значимые факторы, а остальные во внимание не принимают.

С целью упрощения расчетов принято следующее допущение: плотность воздуха под скипом и над ним незначительно отличается от плотности атмосферного воздуха.

Расчетная схема системы показана на рис. 1. Под скипом возникает избыточное давление Δp_1 , т. е. абсолютное давление в произвольной точке больше атмосферного p_0 , соответственно и плотность воздуха выше плотности ρ_0 при нормальных условиях. Над скипом, наоборот, создается разрежение Δp_2 , абсолютное давление становится меньше атмосферного, и плотность воздуха ниже, чем ρ_0 . Однако попытка скорректировать расчетные формулы с учетом переменной плотности приводит к их неоправданному усложнению.

По сути, принятое допущение означает, что воздух рассматривается как несжимаемая среда.

Избыточное давление на нижнем участке Δp_1 и разрежение на верхнем участке Δp_2 трубопровода:

Местное аэродинамическое сопротивление создается аппаратом, входящим в систему управления, например шаровым краном.

Сила аэродинамического сопротивления

$$F_c = (\Delta p_1 + \Delta p_2) \frac{\pi d^2}{4} = \frac{\pi d^2}{8} \rho_0 \left(\lambda \frac{H}{d} + \xi \right) v_c^2, \tag{1}$$

где $H = L_1 + L_2$ – длина трассы.

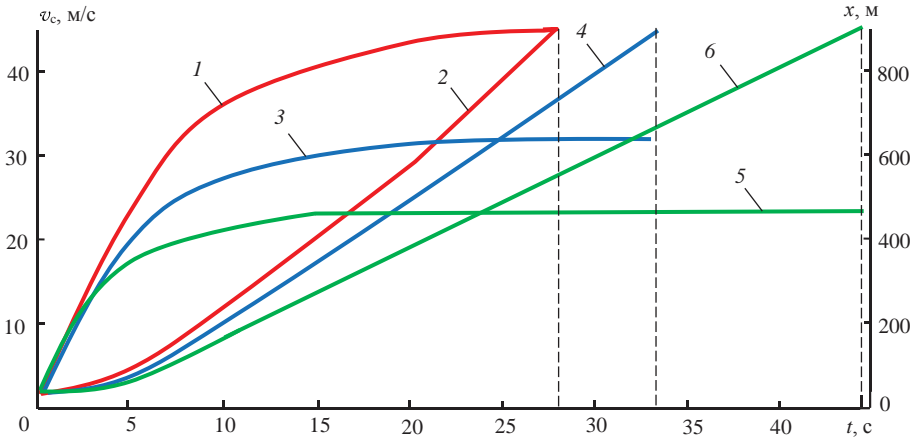


Рис. 2. Графики зависимостей скорости (1, 3, 5) и перемещения (2, 4, 6) скипа от времени при различных ξ

Сумма проекций сил на продольную ось трубопровода

$$(m_c + m_b)a = G - F_c, \tag{2}$$

где a – ускорение скипа; $G = m_c g$ – вес скипа; m_b – масса столба воздуха высотой H , равная по величине

$$m_b = \rho_0 \frac{\pi d^2}{4} H. \tag{3}$$

Подставив выражения (1), (3) в (2), учитывая, что $a = d^2x/dt^2$, получим дифференциальное уравнения движения скипа в пневмоподъемной установке

$$\frac{d^2x}{dt^2} + \frac{\pi d^2 \rho_0 (\lambda (H/d) + \xi)}{8(m_c + m_b)} v_c^2 = \frac{m_c}{m_c + m_b} g \tag{4}$$

для интервала $0 \leq x \leq H$.

Для приведения данного выражения к удобному для интегрирования виду введем следующие обозначения:

$$A = \frac{\pi d^2 \rho_0 (\lambda (H/d) + \xi)}{8(m_c + m_b)}; \quad B = \frac{m_c g}{m_c + m_b},$$

тогда (4) принимает вид

$$\frac{d\dot{v}_c}{dt} + A\dot{v}_c^2 = B.$$

После разделения переменных

$$\frac{d\dot{v}_c}{B - A\dot{v}_c^2} = dt; \quad \frac{d\dot{v}_c}{(B/A) - \dot{v}_c^2} = A dt \quad (5)$$

и интегрирования уравнения (5) получается следующее выражение:

$$\operatorname{arcth} \sqrt{\frac{A}{B}} \dot{v}_c = \sqrt{AB}t + C. \quad (6)$$

Из начальных условий ($t = 0$; $v = 0$) константа $C = 0$.
Корень уравнения (6)

$$\dot{v}_c = \sqrt{\frac{B}{A}} \operatorname{th}(\sqrt{AB}t). \quad (7)$$

Из (7) следует, что при $t \rightarrow \infty$ скорость скипа $\dot{v}_c \rightarrow \sqrt{B/A}$, следовательно, скорость асимптотически приближается к значению для установившегося движения $v_{c,y}$:

$$v_{c,y} = \sqrt{\frac{B}{A}} = \sqrt{\frac{8m_c g}{\pi d^2 \rho_0 (\lambda(H/d) + \xi)}}.$$

Поскольку $v_c = dx/dt$, то (7) представляет собой дифференциальное уравнение, которое после разделения переменных выглядит так:

$$dx = \sqrt{\frac{B}{A}} \operatorname{th}(\sqrt{AB}t) dt. \quad (8)$$

В результате интегрирования (8) получается зависимость перемещения скипа от времени:

$$x = \frac{1}{A} \ln \left| \operatorname{ch}(\sqrt{AB}t) \right| + C_1. \quad (9)$$

В соответствии с начальными условиями ($t = 0$; $x = 0$) константа $C_1 = 0$.
После подстановок и преобразований формулы (7) и (9) принимают вид

$$\dot{v}_c = \frac{1,6}{d} \sqrt{\frac{m_c g}{\rho_0 (\lambda(H/d) + \xi)}} \operatorname{th} \left[\frac{0,627}{m_c + m_b} \sqrt{\rho_0 m_c g \left(\lambda \frac{H}{d} + \xi \right)} t \right];$$

$$x = \frac{2,55(m_c + m_b)}{d^2 \rho_0 (\lambda(H/d) + \xi)} \ln \left| \operatorname{ch} \left[\frac{0,627}{m_c + m_b} \sqrt{\rho_0 m_c g \left(\lambda \frac{H}{d} + \xi \right)} t \right] \right|.$$

На рис. 2 приведены графики зависимостей $v_c(t)$, $x(t)$ при различных значениях коэффициента ξ и следующих исходных данных: $m_c = 1500$ кг; $d = 1,13$ м (площадь живого сечения трубопровода 1 м²); $\rho_0 = 1,21$ кг/м³; $H = 1000$ м. Кривые 1, 2 построены для $\xi = 0$; кривые 3, 4 для $\xi = 10$; кривые 5, 6 для $\xi = 30$.

С точки зрения практической реализации СППУ наиболее благоприятно выглядит вариант с коэффициентом $\xi = 30$ (кривые 5 и 6). Приблизительно после 15 с движения устанавливается скорость $v_{c,y} = 24,6$ м/с, время спуска составляет $t_c = 44$ с, средняя скорость скипа равна $22,7$ м/с.

Полученные зависимости позволяют определить на стадии проектирования основные кинематические параметры порожнего скипа в период спуска, необходимые для расчета длительности рабочего цикла и выбора комплектующих СППУ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шахтный подъем: науч.-произв. изд. / В. Р. Бежок [и др.] Донецк: Юго-Восток Лтд, 2007. 624 с.
2. Спиваковский Л. О., Гончаревич И. Ф. Специальные транспортирующие устройства в горнодобывающей промышленности. М.: Недра, 1985. 128 с.
3. Таугер В. М., Волков Е. Б., Холодников Ю. В. Скиповая пневмоподъемная установка повышенной энергоэффективности // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 2. С. 77–83.
4. Таугер В. М., Волков Е. Б., Кожевников А. О. Разработка скиповой трубопроводной пневмоподъемной установки // Уральская горная школа – регионам: сб. докл. Междунар. науч.-практ. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2017. С. 275–276.
5. Таугер В. М., Казаков Ю. М., Волков Е. Б., Кожевников А. О. Кинематика скипа в спускном трубопроводе пневмоподъемной установки // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 7. С. 96–101.
6. Энциклопедия физики и техники. URL: http://www.femto.com.ua/articles/part_1/0913.html (дата обращения 15.01.2018)

Поступила в редакцию 5 февраля 2018 года

A METHOD OF CONTROLLING MOTION OF A VESSEL IN THE SYSTEM OF A MINING PNEUMATIC WINDING PLANT

Tauger V. M., Kazakov Yu. M., Volkov E. B., Leont'ev A. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tauger2016@yandex.ru

The article deals with the motion of an empty skip in the descending pipeline of a pneumatic winding plant. The differential equations of motion are integrated, on the basis of which the basic kinematic parameters of the empty skip were obtained during its descent, which are necessary for calculating the duration of the working cycle and the selection of the components of the skip pneumatic winding plant. The asymptotic value of the velocity for steady skip motion is calculated. The peculiarity of the operation of such an installation is the descent of the empty skip under its own weight. For the design of installations, a mathematical model of the system is necessary: a vessel – a host environment – a pipeline that reflects the kinematics of the skip in the descending pipeline. When calculating systems with a gaseous transport medium, problems arise with determining the effect of the system of the physical properties of the medium on the parameters, in particular, the influence of its compressibility. A difficulty is represented by the mathematical description of installations with a strained operating mode, when the cycle of motion is strictly determined. Mine pneumatic winding systems should function rhythmically with high energy loads, and the length of the pipelines is hundreds of meters. Under such conditions, the physical effects associated with the properties of air of a host and transporting medium must be considered in the mathematical model of the system.

Key words: winding plant; skip; pneumatic system; pipeline; motion control; differential equations of motion; pneumotransport, mine pneumatic winding plant.

REFERENCES

1. Bezhok V. R., and others. *Shakhtnyi pod'em: nauchno-proizvodstvennoe izdanie* [Research and production issue "Shaft lift"]. Donetsk, Iugo-Vostok Ltd Publ., 2007. 624 p.
2. Spivakovskii L. O., Goncharevich I. F. *Spetsial'nye transportiruiushchie ustroistva v gornodobyvaiushchei promyshlennosti* [Special transporters at mining industry]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 128 p.
3. Tauger V. M., Volkov E. B., Kholodnikov Yu. V. [Skip pneumowinding plant with advances energy efficiency]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 2, pp. 77–83.

4. Tauger V. M., Volkov E. B., Kozhevnikov A. O. [Development of skip pipeline pneumatic winding plant]. *Ural'skaia gornaia shkola – regionam: sb. dokl. Mezhdunar. nauch.-prakt. konf.* [Proceedings of the International Research-to-Practice Conference “From the Urals mining school – to the regions”]. Ekaterinburg: UrSMU Publ., 2017, pp. 275–276.
 5. Tauger V. M., Kazakov Iu. M., Volkov E. B., Kozhevnikov A. O. [Kinematics of skip in the descending pipeline of a pneumatic winding plant]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 7. pp. 96–101. (In Russ.)
 6. Encyclopedia of physics and engineering. Available at: http://www.femto.com.ua/articles/part_1/0913.html (Access date 15.01.2018)
-

ЧТО ДОЛЖЕН ЗНАТЬ И УМЕТЬ ГОРНЫЙ ИНЖЕНЕР ПО СПЕЦИАЛЬНОСТИ «ФИЗИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА»

ГОНЧАРОВ С. А.

В статье на примере цепочки технологических процессов добычи и переработки руды предприятий железорудной промышленности изложено описание задач, которые должен уметь решать инженер по специальности «Физические процессы горного производства». Обосновано, почему необходимо изучать физические процессы в горном производстве – геомеханические, термодинамические, гидро- и газодинамические, электромагнитные, а также физическую сущность технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых с учетом фактора энергозатрат по всей цепочке технологических процессов горного производства. Обосновано мнение, что сущность технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых сводится к двум процессам: разрушение горных пород и перемещение горной массы. Сформулированы актуальные задачи, которые необходимо решать специалистам, получившим образование по специальности «Физические процессы горного производства».

Ключевые слова: инженер; подготовка; образование; технологические процессы; энергоёмкость.

Подготовка горных инженеров по специальности «Физические процессы горного производства» была начата в 1962 г. Инициатором и организатором подготовки инженеров по этой специальности был академик, ректор Московского горного института (МГИ) Владимир Васильевич Ржевский. Автор данной статьи был одним из студентов группы ГФ-1-61, сформированной из лучших студентов горных специальностей приема 1961 г.

По аналогии с МГИ в Московском институте нефтехимической и газовой промышленности была организована подготовка специалистов по специальности «Физические процессы нефтегазового производства». Впоследствии Министерство высшего и среднего специального образования СССР объединило специальности «Физические процессы горного производства» и «Физические процессы нефтегазового производства» в одну специальность «Физические процессы горного и нефтегазового производства» (ФПГиНГП).

По версии академика В. В. Ржевского, горный инженер по специальности «Физические процессы горного производства» (ФПГП) должен знать технологию горного производства при добыче и переработке полезных ископаемых, физические и технологические свойства объекта труда (горной породы и горного массива), а также как изменяются эти свойства под действием различных физических полей (механических, тепловых, гидро- и газодинамических, электромагнитных). И самое главное – он должен знать физическую сущность всех техноло-

гических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Только при наличии указанных знаний, по версии академика В. В. Ржевского, горный инженер по специальности ФППП может управлять параметрами технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых.

Физическая сущность всех технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых, по мнению автора данной статьи, сводится к двум процессам: разрушение горных пород и перемещение горной массы.

В подтверждение указанного мнения рассмотрим цепочку технологических процессов добычи и переработки руды на примере предприятий железорудной промышленности.

На горно-обогатительных комбинатах (ГОКах) с открытым способом разработки рудных месторождений первый технологический процесс – это бурение скважин. Рассмотрим этот процесс на примере бурения скважин на железорудном ГОКе шарошечным станком СБШ-250 МН. Установленная мощность двигателей на этом станке 322 кВт, в том числе мощность двигателя компрессора M_k – 200 кВт, двигателя вращения буровой штанги M_b – 75 кВт, двигателя гидродомкратов M_r – 25 кВт, двигателя хода M_x – 22 кВт.

Мощность двигателя вращения буровой штанги и мощность двигателя гидродомкратов расходуется при бурении на разрушение породы по пятну забоя скважины. При этом энергоёмкость процесса разрушения породы при бурении скважин станком СБШ-250 МН

$$\mathcal{E}_p = \frac{M_b + M_r}{abV_6\rho} = 0,126,$$

где a и b – сетка скважин 6 x 6 м; V_6 – средняя скорость бурения скважин станком СБШ-250 МН в железистых кварцитах 6,3 м/ч; ρ – средняя плотность железистых кварцитов 3,5 т/м³.

Мощность двигателя компрессора на станке СБШ-250 МН расходуется на вынос продуктов разрушения породы из скважины. Физическая сущность технологического процесса выноса продуктов разрушения из скважины есть с физической точки зрения не что иное, как перемещение горной массы. При этом производительность компрессора должна обеспечивать скорость восходящего потока воздуха в скважине несколько больше, чем скорость витания самых крупных частиц продуктов разрушения породы. Скоростью витания называется скорость равномерного падения твердых частиц в спокойном воздухе. Скорость витания зависит от размера частицы породы и ее плотности.

Энергоёмкость процесса выноса продуктов разрушения железистых кварцитов из скважины (энергоёмкость перемещения горной массы при бурении скважин)

$$\mathcal{E}_n = \frac{M_k}{abV_6\rho} = 0,252.$$

Таким образом, при бурении скважин энергоёмкость процесса перемещения горной массы в два раза больше, чем энергоёмкость собственно разрушения горной породы.

Вторым по очередности технологическим процессом добычи руды на ГОКах является взрывание. Технологический процесс взрывания с физической точки зрения – это собственно разрушение массива горных пород и перемещение раз-

рушенной горной массы. Энергоемкость взрывания, кВт·ч/т, можно рассчитать по формуле:

$$\mathcal{E}_в = \frac{G_{\text{ВВ}} T_{\text{в}}}{\rho}, \quad (1)$$

где $G_{\text{ВВ}}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; $T_{\text{в}}$ – теплота взрыва (энергия, выделяющаяся при инициировании 1кг ВВ: Алюмотол, $T_{\text{в}} = 1,463$; Гранулотол, $T_{\text{в}} = 1,012$; Граммонит 50/50, $T_{\text{в}} = 1,022$; Гранулит С-БМ, $T_{\text{в}} = 1,07$), кВт·ч/кг; ρ – плотность пород взрываваемого массива, т/м³.

Энергоемкость $\mathcal{E}_в$ складывается из двух составляющих:

$$\mathcal{E}_в = \mathcal{E}_р + \mathcal{E}_п, \quad (2)$$

где $\mathcal{E}_р$ – энергоемкость собственно разрушения массива при взрыве, кВт·ч/т; $\mathcal{E}_п$ – энергоемкость взрывного перемещения взорванной горной массы, кВт·ч/т.

На ГОКах по добыче железистых кварцитов на карьерах величина $\mathcal{E}_в$ колеблется в пределах 0,5–0,7 кВт·ч/т.

Величину $\mathcal{E}_р$ можно определить, зная грансостав взорванной горной массы и удельную поверхностную энергию породы (энергию, необходимую для образования единицы новой поверхности разрушаемой породы).

Согласно (1), зная $\mathcal{E}_в$ и рассчитав $\mathcal{E}_р$, можно в соответствии с формулой (2) определить величину энергии $\mathcal{E}_п$, которая пошла на взрывное перемещение единицы взорванной горной массы.

Следующим технологическим процессом добычи руды открытым способом является ее погрузка экскаваторами в автосамосвалы. С физической точки зрения этот технологический процесс есть не что иное, как перемещение горной массы. Энергоемкость процесса экскаваторной погрузки руды $\mathcal{E}_з$ можно рассчитать по формуле:

$$\mathcal{E}_з = \frac{M_з}{\Pi_з},$$

где $M_з$ – мощность двигателя черпания экскаватора, кВт; $\Pi_з$ – производительность погрузки руды экскаватором в самосвалы, т/ч.

На ГОКах по добыче железистых кварцитов при открытой разработке величина $\mathcal{E}_з = 0,5–0,6$ кВт·ч/т руды.

После экскаваторной погрузки в автосамосвалы руда транспортируется на усреднительный склад. Энергоемкость транспортирования руды автосамосвалами на усреднительный склад $\mathcal{E}_т$ можно рассчитать по формуле:

$$\mathcal{E}_т = \frac{M_а}{\Pi_а},$$

где $M_а$ – мощность двигателя автосамосвала, кВт; $\Pi_а$ – производительность автосамосвала, т/ч.

На ГОКах при открытой добыче железистых кварцитов $\mathcal{E}_т = 3–3,5$ кВт·ч/т руды.

При разгрузке самосвалов происходит усреднение руды за счет того, что руда, добываемая в различных забоях, не одинакова по качеству (содержанию полезного минерала). Разгрузка автосамосвалов на усреднительном складе с физической точки зрения – это тоже перемещение горной массы.

Усреднение руды осуществляют, поскольку на обогатительной фабрике, куда руду доставляют, параметры всех процессов обогатительного передела руды настроены на строго конкретное содержание полезного минерала и его размеры.

Аналогично формулам для определения Θ_3 и Θ_T можно рассчитать энергоемкость всех последующих технологических процессов переработки руды:

$$\Theta = \frac{M}{\Pi}, \quad (3)$$

где M – мощность технологического оборудования данной технологической операции, кВт; Π – производительность данного технологического оборудования, т/ч.

Усредненную на складе руду с помощью экскаваторов погружают в думкары. С физической точки зрения это также процесс перемещения горной массы.

Думкарами руду транспортируют на дробильную фабрику. Это тоже процесс перемещения горной массы. На дробильной фабрике исходную руду размером кусков 0–1,2 м дробят в конусных или щековых дробилках в три стадии до размера примерно 0–25 мм.

Дробление руды в конусных или щековых дробилках с физической точки зрения – это разрушение горных пород. Здесь мощность двигателя дробилки расходуеться только на разрушение кусков руды. Энергоемкость трехстадийного дробления железистых кварцитов от размера 0–1,2 м до размера 0–25 мм равна 3–3,5 кВт ч/т руды.

Дробленная до нужного размера руда подается конвейерами на обогатительную фабрику для трехстадийного измельчения в шаровых или стержневых мельницах, где она измельчается до размеров готового класса для обогащения.

На первой стадии руда измельчается с 0–25 мм до 0–1,2 мм, на второй стадии – с 0–1,2 мм до 0–100 мкм, на третьей – с 0–100 мкм до 0– $d_{гк}$ (где $d_{гк}$ – диаметр частиц руды готового класса). Величина $d_{гк}$ зависит от размера в руде частиц извлекаемого минерала. На Михайловском ГОКе КМА $d_{гк} = 44$ мкм, а на Лебединском и Стойленском ГОКах КМА $d_{гк} = 70$ мкм.

Измельчение железистых кварцитов в мельницах до готового класса является самым энергоемким процессом в технологической цепочке *добыча–переработка* руды. Энергоемкость трехстадийного измельчения железистых кварцитов до размера готового класса колеблется в пределах 24–29 кВт·ч/т руды.

С физической точки зрения технологический процесс измельчения руды в мельницах – это перемещение горной массы и собственно ее разрушение. Энергия двигателя, вращающего мельницу, полностью затрачивается на перемещение шаров (стержней) и кусков руды за счет центробежной силы по внутренней поверхности мельницы. Приобретенная при этом потенциальная энергия шаров расходуеться (в процессе падения за счет сил гравитации) на разрушение руды, находящейся практически на нижней внутренней поверхности мельницы.

Центробежная сила при вращении твердых тел, как известно, рассчитывается по формуле

$$F_{ц} = \frac{mv^2}{r},$$

где m – масса твердого тела, кг; V – линейная скорость твердого тела при вращении, м/с; r – внутренний радиус поверхности мельницы, м.

Так как масса измельчающих шаров примерно в 100 раз больше массы кусков руды, то $F_{ц}$ для шаров будет во столько же раз больше.

Скорость вращения мельницы V подбирают такой величины, чтобы шары по внутренней поверхности мельницы за счет центробежной силы достигали почти максимальной высоты. При этой же центробежной силе куски руды будут достигать уровня в 100 раз меньше.

При падении шаров с почти максимальной высоты внутренней поверхности мельницы за счет силы гравитации разрушаются кусочки руды, находящиеся на внутренней нижней поверхности мельницы.

Отделение готового класса руды от неготового в мельнице каждой стадии измельчения осуществляется за счет подбора угла наклона мельницы в сторону ее разгрузки и расхода воды, подаваемой в мельницу. При заданном угле наклона мельницы расход воды устанавливают такой, чтобы ее скорость в сторону разгрузки по внутренней поверхности мельницы была чуть больше гидравлической крупности частиц руды готового класса. Гидравлической крупностью твердых частиц называется скорость их равномерного падения в спокойной жидкости. Численное значение гидравлической крупности частиц зависит от их крупности и плотности.

Энергоемкость измельчения руды в мельницах, а также всех последующих технологических процессов переработки руды (дешламация, внутрифабричная перекачка пульпы, классификация, мокрая магнитная сепарация, фильтрация, перекачка хвостов обогатительной фабрики и обратное водоснабжение) можно рассчитать по формуле (3). Все эти технологические процессы с физической точки зрения – это перемещение горной массы.

Энергоемкость указанных технологических процессов на железорудных ГОКах РФ (Гончаров С. А. *Физико-технические основы ресурсосбережения при разрушении горных пород*. М.: МГТУ, 2007, 211 с.) следующая:

дешламация – 0,2–0,25 кВт·ч/т;

внутрифабричная перекачка пульпы и классификация – 4,8–5,2 кВт·ч/т;

мокрая магнитная сепарация – 0,7–0,8 кВт·ч/т;

фильтрация – 1,1–1,3 кВт·ч/т;

перекачка хвостов и обратное водоснабжение – 9–10 кВт·ч/т.

Итого энергоемкость технологических процессов при добыче на железорудных ГОКах РФ равна 6,4–8,3 кВт·ч/т. При этом на разрушение руды затрачивается 0,37–0,47 кВт·ч/т, а на перемещение горной массы 5,75–7,75 кВт·ч/т (*Физико-технические основы...*). Таким образом, при добыче руды энергоемкость процессов ее перемещения в 15–16 раз больше энергоемкости ее разрушения.

Энергоемкость при дроблении руды полностью расходуется на ее разрушение и равна на железорудных ГОКах РФ 3–3,5 кВт·ч/т.

Энергоемкость всех технологических процессов на обогатительных фабриках железорудных ГОКов РФ равна 37–47 кВт·ч/т (*Физико-технические основы...*). Вся эта энергия затрачивается на процессы перемещения горной массы в технологических процессах обогащения железистых кварцитов.

Таким образом, энергоемкость процессов разрушения в технологической цепочке добычи и переработки железистых кварцитов на ГОКах РФ равна 3,37–3,97 кВт·ч/т, а энергоемкость процессов перемещения в этой же цепочке равна 42,75–54,75 кВт·ч/т (*Физико-технические основы...*).

Таким образом, в процентном отношении на разрушение железистых кварцитов в технологической цепочке *добыча–переработка* затрачивается примерно 8 %, а на перемещение горной массы – 92 %.

Известно, что энергоемкость разрушения упругих твердых тел (скальные руды, в частности железистые кварциты, можно считать упругими твердыми телами) может быть определена по формуле:

$$\Theta = \frac{\sigma^2}{2E\rho}, \quad (4)$$

где σ – предел прочности при разрушении скальной породы (это может быть предел прочности на сжатие при разрушении сжатием; на растяжение при разрушении растяжением; на сдвиг при разрушении сдвигом), Н/м²; E – модуль упругости скальной породы, Н/м²; ρ – плотность скальной породы, т/м³.

Так как предел прочности скальной породы на сжатие примерно в 6–7 раз больше предела прочности на сдвиг и примерно в 8–10 раз больше предела прочности на растяжение, то энергоемкость разрушения скальной породы сжатием будет, согласно формуле (4), примерно в 40 раз больше, чем при разрушении сдвигом, и примерно в 90 раз больше, чем при разрушении растяжением.

Таким образом, совершенствовать технику и технологию разрушения скальных пород необходимо исходя из принципа: разрушение должно осуществляться в максимально возможной степени за счет создания в породе растягивающих или сдвиговых, а не сжимающих напряжений. Эти решения рассмотрены в монографии (*Физико-технические основы...*).

Резюме. Согласно идеологии академика В. В. Ржевского при подготовке горных инженеров по специальности ФППП необходимо изучать физические процессы в горном производстве – геомеханические, термодинамические, гидро- и газодинамические, электромагнитные, а также физическую сущность технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Физическая сущность технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых, как было показано ранее, сводится к двум процессам: разрушение горных пород и перемещение горной массы.

С учетом фактора энергозатрат по цепочке технологических процессов горного производства при подготовке горных инженеров в МГИ по специальности ФППП необходимо скорректировать объем читаемых дисциплин.

Так как себестоимость конечного продукта ГОКов (концентрата) главным образом зависит от энергоемкости технологических процессов добычи и переработки руды, то горные инженеры специальности ФППП должны уметь рассчитывать энергозатраты этих процессов и, зная физическую сущность этих процессов, уметь управлять ими с целью снижения их энергоемкости.

Себестоимость одной тонны конечного продукта (концентрата) на железорудных ГОКах РФ 3–4 года назад составляла 30–35 дол. США/т, в том числе доля энергозатрат составляла 15–20 дол. США/т (*Физико-технические основы...*). Таким образом, на долю энергозатрат приходится примерно 50 % себестоимости концентрата.

Исходя из этого, студентов специальности ФППП необходимо на основе знаний технологии добычи и переработки руды и знаний о физической сущности технологических процессов научить, какими способами можно снижать энергоемкость, особенно таких энергоемких процессов, как измельчение руды в мельницах; внутрифабричная перекачка пульпы; перекачка хвостов обогатительной фабрики и обратное водоснабжение.

WHAT SHOULD A MINING ENGINEER WITH A DEGREE IN “PHYSICAL PROCESSES OF MINING” KNOW AND BE ABLE TO DO

Goncharov S. A. – National University of Science and Technology (MISiS), Moscow, the Russian Federation.
E-mail: cigt@mail.ru

By the example of ore production and processing technological processes chain at the enterprises of iron ore industry, the article introduces the description of problems which a mining engineer with a degree in “Physical processes of mining” should be able to solve. The article justifies why it is necessary to study physical processes in mining, such as, geomechanical, thermo-magnetic, hydrodynamic and gasdynamic, electro-magnetic processes as well as the physical essence of technological processes of mineral production and processing, with the account of energy consumption factor along the whole chain of technological processes of mining. The idea is substantiated, that the essence of mineral production and processing technological processes reduces to the two processes: rock destruction and rock mass displacement. Crucial tasks are formulated, which should be solved by the specialists, who got a degree in “Physical processes of mining”.

Key words: engineer; training; education; technological processes; energy intensity.

ХУДОЖЕСТВЕННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ В ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПАРАДИГМЕ

КАРДАПОЛЬЦЕВА В. Н.

В статье рассматривается место и роль художественной составляющей в контексте образовательного процесса будущих специалистов разных направлений подготовки. Отмечается, что способность глубокого эмоционального сопереживания, в том числе восприятия явлений искусства и художественных достижений, способствует формированию специалистов с большим творческим потенциалом, развитию у них более широкого вектора системы ценностных ориентаций. Благодаря художественной культуре наиболее концентрированно обнаруживается совокупный опыт выражения духовной культуры человечества и отдельной творческой личности, осуществляется гармоничный синтез техники и искусства. Содержание художественно-творческого потенциала студента зависит от объективных факторов, таких, как представления о мире, национальные традиции, историко-культурное своеобразие, и субъективных, к числу которых относят принадлежность к субкультуре и индивидуальный опыт.

Ключевые слова: художественная культура; социокультурное пространство; формирование личности; духовная культура; мировоззренческие установки; эмоциональное сопереживание; историко-культурное своеобразие; национальные традиции; художественно-эстетические ценности.

В настоящее время наблюдается излишняя прагматичность, узкая специализация понимания образовательного процесса на разных стадиях его становления, без учета интегрирующих возможностей и аксиологических предпочтений времени. Характерна недостаточная обновляемость сведений о реальных запросах потребительской аудитории, определенное отставание от созвучных времени и современной информационной культуре инновационно-проектных стратегий в разных областях производства, опережающего программирования в области профессиональной политики региона и в стране в целом. Чрезвычайно важными в условиях рынка можно считать пути оптимизации и эффективной реализации ценностных установок субъектов социума, что связано с решением вопросов культурной и мировоззренческой политики, в частности в области искусства. Культура – это некая программа жизнедеятельности людей на всех уровнях социального пространства. Устойчивые формы социальной практики порождают относительно устойчивые нормы и ценности, закрепляющие их, средства символической коммуникации, делающие взаимодействие возможным. Реальные практики в области духовной культуры, сплетаясь в единое целое, составляют целостное социокультурное пространство личности.

Исследование запросов в сфере художественной культуры приобретает особую значимость в силу необходимости понимания механизмов привлечения и приобщения человека к сфере духовной культуры, поскольку именно здесь концентрированно выражен совокупный опыт культурных достижений человечества. Именно через реализацию запроса в сфере художественной культуры человек перестает быть просто пассивным потребителем, но восходит к особой форме

«восприятия мира как творчества», выступающей оппозицией растущему засилью потребления масскультурной тиражированной продукции. Художественная культура предстает в предметно-вещественном виде как результат (картины, написанные художником, музыка в нотных знаках и изданная в партитурах, литературное произведение в виде книги) и в деятельностном – как полноценный процесс социокультурной коммуникации (создание, исполнение, потребление, оценка).

Культурными идеологами могут являться средства массовой информации, производители, стилисты-дизайнеры. Образовательным учреждениям отводится доминирующая роль, функция аккумуляции духовных достижений в области художественного творчества как особого вида символического капитала. В многоголосии современного обсуждения проблем российского образования свое место занимают голоса, утверждающие необходимость сохранения и развития национальных традиций. Один из них принадлежит В. Г. Распутину, произведения которого вошли в классику современной русской литературы. Он пишет о необходимости бережного отношения к национальной традиции в области отечественного образования и культуры. По справедливому суждению писателя, важнейшее место в образовании принадлежит нравственному, духовному совершенствованию личности. Назначение образовательных учреждений состоит вовсе не в том, чтобы просто дать определенный объем знаний. Они созданы «для того, чтобы принять в себя богатство мировой культуры и науки не для складирования только, а для питания и развития» [1].

Утверждение принципа культуросоцентричности в качестве важнейшей составляющей процесса высшего образования фокусирует внимание на категориях жизненных сил, внутреннего мира реального субъекта с его индивидуальными потребностями, стремлениями, запросами, ценностными ориентациями. Интеграция методологических подходов и концепций (аксиологии, этики, социологии, эстетики), отражающих различные аспекты развития будущего специалиста, позволяет сформировать личность более многогранную и креативную.

Взрослый человек является творцом как самого себя, так и тех отношений, которые он выстраивает с другими людьми. Интеллект несет основную функцию в регуляции поведения, достижении равновесия индивида со средой. В настоящее время исследователями выделяются различные формы интеллекта: практический, социальный, эмоциональный. Любая форма – сложное многокомпонентное образование. Более емким, на наш взгляд, является понятие «социально-эмоционального интеллекта», который формируется в результате симбиоза эстетической и технической составляющих. Это то, что способствует успешному взаимодействию с людьми, прогнозированию своего поведения, умению извлекать максимум информации о поведении других, понимать язык невербального общения, позволяя социально адаптироваться. Люди с высоким социальным интеллектом, подкрепленным эмоциональными регулятивами, обычно имеют выраженный интерес к познанию себя, развитую способность к рефлексии, проявляют больше смекалки и изобретательности в работе. Как правило, они бывают успешными коммуникаторами, способными проявлять дальновидность в отношениях с другими. Им свойственны контактность, тактичность, доброжелательность. Высокий социальный интеллект связан с интересом к социальным проблемам, наличием потребности воздействовать на других и часто сочетается с развитыми организаторскими способностями.

По мнению многих ученых, выявить те или иные свойства личности позволяют рисуночные тесты. Основанием для подобного вывода служит тот факт, что прежде чем развился фонетический язык, люди общались с помощью зрительных

символов. Художественные работы древних, найденные археологами, доказывают, что с незапамятных времен люди пытались рисунком выразить свои мысли, чувства и эмоции. Рисунок является средством самовыражения человека, носит очень личный характер, так как содержит сознательное и бессознательное проявления человека, позволяя передавать информацию более символично, чем в слове. Спонтанность рисунка позволяет более полно выразить свою личность и свой взгляд на мир, а также снять скованность в проявлении себя. Принято считать, что чем теплее, светлее цветовая гамма рисунка, тем более положителен эмоциональный настрой человека, темные тона или контур говорят о негативном состоянии либо об отчуждении. Систематическое использование темных цветов в рисунке считается признаком подавленности, депрессии. Человек, использующий в рисунке один-два цвета, считается малоэмоциональным. Наличие деталей в рисунке – показатель ощущения своего места в мире, «встроенности» в мир, причастности к земным реалиям, отсутствие – свидетельство оторванности от мира.

Рисуночные тесты относят к экспрессивным проектным методикам в образовании, так как эмоционально-художественный компонент является наиболее выраженным в раскрытии личностных качеств. Рисунок является более легким способом коммуникации, нежели вербальное описание чувств. По рисункам можно определить оптимистический или пессимистический настрой человека. Депрессию связывают с такими характеристиками рисунка, как избегание цветов, множество пустого пространства, различные ограничения, незаконченность, отсутствие смысла и исполнение при наименьшем количестве усилий.

Единицей социального пространства в субстанционалистской парадигме всегда является индивид, система его ценностных ориентаций, способность глубокого эмоционального сопереживания, в том числе восприятия явлений искусства и художественных ценностей. Система художественно-эстетических ценностных ориентаций во многом определяет развитие и становление мировоззренческих установок личности. Художественная составляющая внутреннего мира человека задает непрерывное возникновение и развитие в его сознании системы интегрированных явлений реальности, которые формируются в результате особенностей восприятия окружающего мира, способствуя раскрытию более широкого вектора творческих возможностей, выходящих за рамки избранной специальности. Художественное творчество – это индивидуально выраженное, воссозданное средствами эмоционально-образного мышления, целостное представление о том или ином явлении действительности. Главную роль в становлении взглядов, «воспитании чувств» и нравов современной молодежи, несмотря на бесчисленное множество «просветительских» гаджетов, должна играть художественная литература, и преподавателю в этом процессе отводится немалая роль.

Исследования запросов и потребностей художественной культуры приобретают особую значимость в силу необходимости понимания механизмов привлечения и приобщения к ней человека в сложных и противоречивых условиях рыночных отношений. Именно благодаря художественной культуре наиболее концентрированно проявляется совокупный опыт духовной культуры человечества и отдельной творческой личности. «Художественное творчество начинается с обостренного внимания к миру и предполагает «редкие впечатления», умение удержать их в памяти и осмыслить. Важными психологическими составляющими художественного творчества являются память, воображение, вдохновение, внутреннее освобождение» [2], – все то, что необходимо специалисту любого профиля.

Художественно-творческий потенциал студента зависит от объективных факторов, таких, как представления о мире, национальные традиции, историко-куль-

турное своеобразие, и субъективных, к числу которых относят индивидуальный опыт, принадлежность к субкультуре. Художественная картина мира студентов формируется в контексте целостного процесса самопознания личности. В структуре художественной картины мира студентов художественного образования находит отражение комплекс знаний, умений и навыков, полученных в ходе обучения, а также способности к художественно-творческой деятельности. Одной из важных составляющих художественной картины мира студентов является накопленный художественно-ценностный опыт, в том числе эмоционально-ценностный опыт переживаний, художественные впечатления, освоенные художественные традиции.

Немаловажную роль в формировании творческого потенциала будущего специалиста играет опыт изобразительной деятельности, где актуализируются воображение, эмоционально-творческая активность студента, чувство художественного стиля, кругозор. Особо важная роль в формировании картины мира принадлежит живописи. Язык живописи дает зримое воплощение тем качествам, из которых складывается характер не только отдельной личности, но и целого народа, присущее ему мировосприятие. Передаваемые от поколения к поколению, эти наглядные свидетельства оказывают глубокое воздействие на формирование национальной культуры в целом.

Актуализация проблем управления эмоционально-эстетическими и теснейшим образом связанными с ними этико-регулятивными аспектами является чрезвычайно значимой в процессе становления и развития духовной культуры личности. Нахождение посредством художественного творчества мировоззренческих точек соприкосновения прошлого и настоящего, традиций и новаторства, востока и запада – важные условия формирования духовной культуры современного профессионала. Использование мирового опыта в образовательном процессе играет немаловажную роль в подготовке будущего специалиста и становлении его культуры в целом. Однако следует помнить о том, что эпигонская практика ведет к истощению профессиональной культуры, преумножая ряды «самолюбивой посредственности», самоуверенных невежд, одержимых тщеславием и стяжательством. Умение выбрать лучшее, что есть в отечественной и зарубежной традиции подготовки специалиста, способного реализовать себя более многовекторно, не ограничиваясь лишь рамками узкой специализации – это тоже немаловажная задача специалиста художественного профиля.

Именно через художественную культуру осуществляется гармоничное взаимодействие техники и искусства. Современный образовательный процесс может быть не только существенно усовершенствован посредством компьютерных технологий и дисциплин естественно-технического направления, но должен опираться на идею синтеза элементов инструментария в методологии гуманитарных наук и компьютерных технологий (истории культуры, имиджелогии, теории творчества, истории искусства и т. п.). Это становится одной из самых насущных проблем в современной методологии высшего образования. Мультимедийная версия интерпретации материала, построенная на синтезе разных видов искусства и компьютерных технологий, отражает взаимодействие творческих сознаний специалистов разного профиля. Совокупность мультимедийных интерпретаций разных художественных произведений в структуре гипертекста отражает сверхзадачу современного преподавателя как исследователя культуры, художественной в частности. Задача преподавателя – донести не только смысловое поле произведения и создаваемое им эмоциональное настроение, но и основные духовные интенции, движущие силы в творческом сознании художника, которые их порождают, донести феномен личности и творчества создателя произведения.

Эмоционально-смысловой континуум мультимедийной интерпретации построения материала на основе сложной комбинации двух типов мышления – рационально-логического и интуитивно-образного – чрезвычайно продуктивен.

Образовательный процесс – это не только процесс передачи, получения, приобретения знаний и умений для будущей профессии, а прежде всего путь формирования целостной личности, который будет гораздо успешней, если обучающийся будет интегрирован в более широкий спектр научных сведений, выходящих за пределы его специализации. Художественно-эстетическая подготовка позволит будущему специалисту любой профессиональной области более полно и творчески раскрыть себя как специалиста, свое отношение к делу, при этом испытывая чувство удовлетворения, демонстрируя дух коллективизма, ответственности за себя и за других. Художественный образ благодаря суггестивной функции искусства – способности к внушению – обладает большей силой воздействия на сознание, чем научное понятие. По существу, это вопрос о формировании личности как таковой.

Презентируя ценности высокой культуры, необходимо использовать все доступные средства воздействия на сознание студентов, уметь «захватить» их внимание для изучения предлагаемого материала.

Поиск гармонии с миром связан со способностью человека воспринимать мир во всех его красках и многообразии. Соприкасаясь с произведениями разных творцов, воспринимая иные способы, стили переживания, осознавая, что близко, что чуждо, сравнивая свое отношение с иным отношением, человек отчетливее ощущает себя как личность. Творчество – это не только выход за рамки уже существующих предметов и идей, но и преодоление рамок собственной личности. Задача высшего учебного заведения – подготовить профессионально грамотных, творческих специалистов. Задача студентов – стать широко образованными профессионалами, способными внести свой вклад в культурное развитие общества.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Распутин В. Г. Ученье: свет и тьма // Современное прочтение русской классической литературы. М.: Пашков дом, 2007. 516 с.
2. Кардапольцева В. Н. Теория творчества: учеб. пособие. Екатеринбург: УГГУ, 2017. 184 с.

Поступила в редакцию 18 февраля 2018 года

ARTISTIC COMPONENT OF EDUCATIONAL PARADIGM

Kardapol'tseva V. N. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: kardapol@mail.ru

The article considers the place and the role of an artistic component in the context of educational process of the intended professionals of various training programs. It is noted, that the ability for deep emotional empathy, including the perception of art phenomena and achievements, contributes to the formation of professionals with high creative potential, contributes to the development of their wider vector of the system of values. Owing to artistic culture, the richest appears the joint experience of expressing spiritual culture of humanity and separate creative personality. The matter of artistic and creative potential of a student depends on some objective factors, such as, worldview, national traditions, historical and cultural identity; and subjective factors, including affiliation with a subculture and individual experience.

Key words: artistic culture; social and cultural medium; formation of personality; spiritual culture; worldview attitudes; emotional empathy; historical and cultural identity; national traditions; artistic and aesthetic values.

REFERENCES

1. Rasputin V. G. [Knowledge: light and darkness]. *Sovremennoe prochtenie russkoi klassicheskoi literatury* [Modern interpretation of Russian classical literature]. Moscow, Pashkov dom Publ., 2007. 516 p.
2. Kardapol'tseva V. N. *Teoriia tvorchestva: ucheb. posobie* [School book “Theory of creativity”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017. 184 p.

К ЮБИЛЕЮ КЛИМЕНТА НИКОЛАЕВИЧА ТРУБЕЦКОГО

Исполнилось 85 лет крупнейшему ученому в области горных наук, академику РАН Клименту Николаевичу Трубецкому.

Окончив с отличием Норильский горно-металлургический техникум МВД СССР (1953), Климент Николаевич Трубецкой работал горным мастером, начальником промывочных приборов приисков «Южный» и «Красноармейский» Дальстроя Минцветмета СССР, затем начальником Коркинского гидроизыскательского отряда института «Сибцветметпроект». В 1961 году он с отличием окончил горный факультет Московского института цветных металлов и золота им. М. И. Калинина. Защитив кандидатскую диссертацию, трудился в Институте физики Земли им. О. Ю. Шмидта, а в 1981 году возглавил лабораторию теории открытой разра-



ботки месторождений при комплексном освоении недр Института проблем комплексного освоения недр РАН. В 1987–2003 годах Климент Николаевич возглавлял ИПКОН РАН, в 1996–2001 был членом Президиума Российской академии наук, где и работает в качестве советника РАН в настоящее время.

На протяжении 65 лет К. Н. Трубецкой является непосредственным участником и руководителем крупных научных исследований и проектов по основным проблемам комплексного освоения недр, результаты которых способствовали созданию научных основ и принципиально нового концептуального подхода к порядку отработки и формированию техники и технологии освоения георесурсов, созданию перспективных комплексных открыто-подземных способов разработки месторождений и др.

С именем К. Н. Трубецкого связан ряд важных направлений наук о Земле, в становление, организацию и развитие которых он внес большой вклад. Прежде всего это комплексное освоение и сохранение недр Земли; создание научных основ и методов проектирования параметров горных предприятий, новых видов оборудования и технологий его применения; разработка методов управления геомеханическими и технологическими процессами при освоении недр; оценка перспектив и методологии развития горных наук, их места в системе наук о Земле.

Климент Николаевич Трубецкой является автором и соавтором более 970 научных публикаций, в числе которых 70 монографий и 6 учебников, 110 патентов на изобретения. Труды К. Н. Трубецкого издавались в Австралии, Бельгии, Болгарии, Великобритании, Германии, Индии, Испании, Китае, Польше, США, Чехии, Словакии, Японии и других странах. Более 40 статей размещены на страницах «Большой Российской энциклопедии» и «Горной энциклопедии».

Среди наград К. Н. Трубецкого следует отметить премию им. П. Н. Демидова, присуждаемую за выдающийся личный вклад в развитие наук о Земле, которая впервые была присуждена ученому в области горных наук и еще раз продемонстрировала огромный творческий потенциал К. Н. Трубецкого. За вклад в разви-

тие отечественной науки в области освоения недр и многолетнюю плодотворную работу он награжден орденами «За заслуги перед Отечеством» III и IV степеней, орденами Почета и Дружбы народов, Золотой медалью и премией им. Н. В. Мельникова АН СССР и РАН и многими другими.

За долгие годы совместной работы между К. Н. Трубецким и научно-технической общественностью Урала сложились тесные профессиональные и дружеские связи. Сердечно поздравляем Вас, уважаемый Климент Николаевич, со знаменательной датой и желаем крепкого здоровья, долгих лет жизни, творческой энергии для дальнейшей плодотворной деятельности на благо горных наук России!

*Уральское отделение РАН
Уральский государственный горный университет*

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 12.07.2018. Дата выхода в свет 02.08.2018
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 6440
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, 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

