ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

1
2018

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

60 лет
изданию
«Известия вузов. Горный журнал»

Уважаемые коллеги!

Авторитетное научное издание горных университетов России «Известия вузов. Горный журнал», издателем и учредителем которого является Уральский государственный горный университет, в январе 2018 года отмечает свой 60-летний юбилей.

Шестьдесят лет журнал предоставляет широкие возможности для публикации научных трудов профессорско-преподавательскому составу горных вузов и факультетов, работникам научно-исследовательских и проектных учреждений и производственных предприятий. На всем пути развития журнал выполнял свою главную миссию – распространение передовых исследований в горном деле и смежных областях знаний среди экспертного сообщества России и зарубежья. В настоящее время «Известия вузов. Горный журнал» активно сотрудничает с представителями научных школ Московского, Санкт-Петербургского, Пермского, Иркутского, Красноярского, Кузбасского, Карагандинского, Ташкентского, Тульского, Магнитогорского, Днепропетровского университетов. Журнал публикует результаты научных исследований в разных областях горного дела российских авторов, а также ученых из Германии, Монголии, Китая, Украины и других стран. Редакционная коллегия «Известий вузов. Горного журнала» представлена лидерами горного образования России, Украины, Болгарии, Польши и Германии. Ученые Уральского государственного горного университета составляют значительную часть авторов, являются рецензентами статей, как члены редакционной коллегии определяют его содержание и направление дальнейшего развития. Осуществляя информационную поддержку научных исследований, «Известия вузов. Горный журнал» непрерывно способствует повышению качества горного образования в России.

Желаю редакционной коллегии и сотрудникам редакции новых творческих успехов, а журналу – профессионального роста и неизменно высоких рейтингов.

И. о. ректора Уральского государственного горного университета, доктор экономических наук А. В. Душин

Дорогие друзья!

Академическая и профессиональная горная общественность страны отмечает славный юбилей издания «Известия вузов. Горный журнал». Во время всего исторического пути журнал выполнял свою основную миссию – представление передовых научных решений научно-педагогических школ страны в области горного дела и смежных науках. Оглянувшись на миг назад, осмотрев этот путь, можно увидеть, как со страниц журнала смотрят на нас целые поколения исследователей-горняков. И современный маститый профессор, взяв с книжной полки пожелтевший от времени номер журнала, на обложке которого узнаваемым шрифтом набрано «Известия вузов. Горный журнал», может увидеть свои первые дерзкие статьи – статьи молодого аспиранта. Он увидит, как юные исследовательские порывы превращаются в новые фундаментальные направления, как следующее поколение молодых исследователей не только теснит старшее, но и уверенно несет факел, освещающий не исследованное ранее пространство научных знаний.

Безусловно, большую роль в становлении и развитии журнала сыграли главные редакторы. Автор этих строк имел честь общаться с профессором И. В. Дементьевым, который на протяжении многих лет возглавлял журнал, и находится в тесном сотрудничестве с действующим руководителем профессором М. В. Корнилковым. Это настоящие патриоты журнала, вложившие в его развитие свою душу, авторитет и знания. Особо хочется отметить работу профессионалов, которые связали свою жизнь с журналом, – работников редакции. Их постоянный и не всем заметный труд позволяет журналу находиться в центре горного издательского сообщества, выдерживать сложные удары судьбы и притягивать на свои страницы талантливых исследователей.

Особую роль в развитии журнала сыграл Уральский государственный горный университет, обеспечивая его материальное существование и экспертно-аналитическую деятельность.

От имени Совета Федерального учебно-методического объединения в системе высшего образования «Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия» поздравляю «Известия вузов. Горный журнал», его главного редактора профессора М. В. Корнилкова и коллектив редакции с замечательным Юбилеем! Хотим пожелать журналу процветания и новых вершин в развитии горного дела и горной науки!

Председатель Федерального учебно-методического объединения в системе высшего образования «Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия», проректор НИТУ «МИСиС», доктор технических наук, профессор В. Л. Петров

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 1, 2018**

12+

СОДЕРЖАНИЕ

К ЮБИЛЕЮ

60 лет научному изданию «Известия вузов. Горный журнал» 4

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

Голик В. И., Разоренов Ю. И., Каргинов К. Г., Носырев М. Б. **Активация вяжущих для твердеющих смесей** 8

Егошина О. С., Александров Б. М. **Определение группового состава органической массы торфа на основе генетической классификации с учетом данных детальной разведки** 15

Кузнецов Д. В., Косолапов А. И. **Исследование динамики концентрации горного оборудования в условиях глубоких карьеров Севера** 22

ДОБЫЧА НЕФТИ И ГАЗА

Смородова О. В., Байков И. Р., Китаев С. В., Бережнов Д. А. **Оценка интегральных показателей промышленной безопасности объектов магистрального транспорта газа** 30

ГЕОМЕХАНИКА

Латышев О. Г., Франц В. В. **Оценка устойчивости породного массива, ослабленного трещиной** 36

ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ И МОДЕЛИ

Леонов Р. Е. **Исследование машинного обучения прогнозу параметров обогатительного процесса** 42

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

Жариков С. Н., Тимофеев И. Н., Гуленков Э. В., Бушков В. К. **Совершенствование буровзрывных работ на предельном контуре карьера** 48

Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А. **Повышение эффективности добычи кварца применением плоской системы рассредоточенных зарядов** 56

Саплин О. Н., Титов Д. Ю., Шулаков Д. Ю., Гусев А. И. **Исследование влияния взрывных работ на безопасную эксплуатацию инфраструктурных объектов горного производства** 66

ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ ТРАНСПОРТ

Афанасьев А. И., Казаков Ю. М., Суслов Д. Н., Чиркова А. А. **Периодические решения вынужденных колебаний рабочего органа вибротранспортной машины с учетом действия возмущающей нагрузки и силы трения в опорах** 71

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Брагин В. Г., Волков Е. Б. **Имитационная модель и расчет технологических параметров замкнутого цикла мокрого измельчения магнетитовых руд** 78

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

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Шишлянников Д. И., Зверев В. Ю., Лигинькова Я. С. **Ингибиторная защита установок электроцентробежных насосов в условиях, осложненных отложениями солей и коррозией** 90

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Давыдов В. А. **Интерпретация импедансных данных радиокип сверхдлинноволновых радиостанций с построением двухслойных геоэлектрических разрезов** 99

Бабокин Г. И., Шпрехер Д. М., Колесников Е. Б. **Контроль технического состояния исполнительного органа выемочных машин** 107

Федорова О. И. **Электрические зондирования комбинированной трехэлектродной установкой AMN+NMA** 115

CONTENTS

TO THE ANNIVERSARY

Scientific journal "News of the Higher Institutions. Mining Journal" turns 60 4

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

Golik V. I., Razorenov Iu. I., Karginov K. G., Nosyrev M. B. **Activation of binders for hardening mixtures** 8

Egoshina O. S., Aleksandrov B. M. **The determination of peat organic matter group composition based on genetic classification with the account of the data from the detailed survey** 15

Kuznetsov D. V., Kosolapov A. I. **The study of mining equipment concentration dynamics in conditions of deep open pits of the North** 22

OIL AND GAS EXTRACTION

Smorodova O. V., Baikov I. R., Kitaev S. V., Berezhnov D. A. **Integral indicators of industrial safety of gas transportation objects evaluation** 30

GEOMECHANICS

Latyshev O. G., Frants V. V. **Stability estimation of rock mass weakened by fissure** 36

GEOINFORMATIONAL SYSTEMS AND MODELS

Leonov R. E. **Investigation of machine learning to forecast the parameters of a concentrating complex** 42

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

Zharikov S. N., Timofeev I. N., Gulenkov E. V., Bushkov V. K. **Development of drilling and blasting works at the open pit limiting contour** 48

Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. **Efficiency improvement of quartz production by mean of using two-dimensional system of distributed charges** 56

Saplin O. N., Titov D. Iu., Shulakov D. Iu., Gusev A. I. **The investigation of the influence of blasting operations on the safe exploitation of mining works infrastructure facilities** 66

MINING TRANSPORT

Afanas'ev A. I., Kazakov Iu. M., Suslov D. N., Chirkova A. A. **Periodical solutions of forced oscillations of working part of vibration-transport machine considering the compelling load and friction force in supports** 71

ORE PREPARATION AND MINERAL DRESSING

Bragin V. G., Volkov E. B. **Simulation model and the calculation of magnetite ore wet grinding closed cycle technological parameters** 78

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

Shishliannikov D. I., Zverev V. Iu., Ligin'kova Ia. S. **Inhibitor protection of electric centrifugal pumps in the conditions complicated by scale and corrosion damage..... 90**

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

Davydov V. A. **Interpretation of impedance very low frequency radio stations data with plotting of two-layer geoelectric sections..... 99**

Babokin G. I., Shprekher D. M., Kolesnikov E. B. **Control over the technical condition of winning machine executive body..... 107**

Fedorova O. I. **Electrical soundings with combined three-electrode planting AMN+NMA..... 115**

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

60 ЛЕТ НАУЧНОМУ ИЗДАНИЮ «ИЗВЕСТИЯ ВУЗОВ. ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ»

М. В. КОРНИЛКОВ

О. Г. ЛАТЫШЕВ

«Известия вузов. Горный журнал» – старейшее периодическое издание высшей школы по проблемам горных наук. Первый номер журнала вышел в свет в январе 1958 года, № 1 за 2018 год является юбилейным. Журнал предоставляет свои страницы для опубликования трудов не только работников горных вузов и факультетов, но и производственников, сотрудников научно-исследовательских и проектных организаций.

Издание журнала решением Министерства высшего образования СССР (1957 год) было поручено Свердловскому ордена Трудового Красного Знамени горному институту им. В. В. Вахрушева (ныне Уральский государственный горный университет). Организатором и первым главным редактором журнала был видный ученый в области шахтного строительства, профессор, доктор технических наук Сергей Алексеевич Федоров, научные труды которого изданы во многих странах мира. Преемником С. А. Федорова на этом посту стал доктор технических наук, профессор Сергей Андроникович Волотковский. Целая эпоха (более 40 лет) в становлении и развитии журнала связана с деятельностью выдающегося ученого, доктора технических наук, профессора Абрама Ефимовича Тропа, который во многом способствовал созданию высокой научной репутации журнала. В сложные годы распада СССР и становления высшей школы Российской Федерации журнал возглавил бывший ректор университета, академик РАЕН и АГН, профессор Иван Васильевич Дементьев. В настоящее время главным редактором журнала является доктор технических наук, профессор Михаил Викторович Корнилков.

В редакционную коллегию издания «Известия вузов. Горный журнал» входят видные отечественные и зарубежные ученые. Среди них специалисты не только Уральского горного, но и Кузбасского, Сибирского, Пермского, Магнитогорского университетов, Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» и Института горного дела УрО РАН. Иностранные научные школы представлены Монгольским государственным университетом науки и технологий, Фрайбергской горной академией (Германия), Национальным горным университетом (Украина), Университетом горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского (Болгария), Научно-техническим университетом им. С. Сташица (Польша).

С 1982 года постоянным членом редколлегии является заслуженный деятель науки РФ В. З. Козин, специалист в области обогащения полезных ископаемых, автор множества учебных пособий. С 1990 года – В. Е. Стровский, работающий в сфере экономики. Один из первых ученых, начавший сотрудничество с журналом, Д. Е. Махно занимается проблемами механизации горных работ.

Большую творческую работу по подбору публикаций выполняют заместители главных редакторов. Заметный вклад в наполнение портфеля публикаций журнала актуальными материалами по современным проблемам горных наук и высшего профессионального образования вносили заместители главного редактора: доцент Юрий Сергеевич Петров (электрификация горных предприятий), доцент Петр Васильевич Ваганов (разработка россыпных месторождений), доцент Виталий Георгиевич Симанов (разрушение горных пород, строительство подземных сооружений и шахт), доцент Лев Анатольевич Сорокин (открытые горные разработки, рудничный и карьерный транспорт). С 2004 года по настоящее время эту должность занимает профессор Олег Георгиевич Латышев (геомеханика, разрушение горных пород).

Неоценимый вклад в создание журнала вносят рецензенты, осуществляющие строгий отбор статей и ведущие с авторами работу, результатом которой становятся актуальные и качественные публикации, представляющие интерес для специалистов горного профиля. В первую очередь это А. И. Афанасьев, В. З. Козин, В. В. Токмаков, Н. М. Суслов, М. Н. Игнатьева, В. Е. Стровский, С. В. Белов.

Исключительно важную работу по редактированию и изданию выполняют высококвалифицированные специалисты издательского дела – ответственные секретари, редакторы, корректоры редакции. В разное время эти функции выполняли: Елена Леонидовна Куликова – первый в редакции журнала ответственный секретарь, талантливый журналист и организатор (1958–1977), Светлана Михайловна Кошелева – литературный редактор, Римма Константиновна Бродягина, работавшая в редакции со дня выпуска первого номера журнала в качестве редактора и ответственного секретаря, заслуженный работник культуры Российской Федерации (январь 1958–2013 г.). С 2001 по 2012 год функции ответственного секретаря выполняла Маргарита Гелиевна Бабенко (в настоящее время – заместитель главного редактора), с 2012 года ответственным секретарем редакции является Лолита Альбертовна Решеткина. Высокое качество литературного редактирования обеспечивает Людмила Геннадьевна Соколова. Молодое поколение редакторов представляет Анна Александровна Зайкова, бережно сохраняющая традиции журнала. Благодаря им создавался и поддерживается высокий авторитет научного издания.

Всестороннюю поддержку журнала осуществляет руководство вуза-издателя в лице первого проректора Н. Г. Валиева и заместителя проректора по научной работе Д. И. Симисинова.

В течение ряда лет «Известия вузов. Горный журнал» переводился на английский язык и распространялся за границей (Италия, Германия, США, Китай, Вьетнам, Болгария, Чехословакия, Венгрия, Польша и др.).

Программными целями журнала являются:

– содействие достижению высокого технологического, технического и экономического уровня горного производства на основе эффективной, экологически прогрессивной технологии добычи и обогащения полезных ископаемых, сбережения и комплексного использования природных ресурсов;

– информационная поддержка научных исследований в форме публикации результатов научных и практических исследований технологии, экономики, меха-

низации и электрификации горных производств, надежности технологических процессов, физических процессов горной технологии, безопасности труда, горной экологии;

– обсуждение проблем высшего горного образования и подготовки научных кадров, рецензирование учебников, учебных пособий и других изданий горного профиля;

– освещение творчества выдающихся деятелей высшей школы, горной науки и техники, исторических аспектов горного производства.

За 60 лет на страницах журнала опубликовано более 16 тысяч статей, авторами которых являются специалисты высшей школы, горной промышленности, академических и отраслевых научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов. В журнале представлены результаты научных исследований в различных областях горного дела нескольких поколений работников отечественной горной науки и авторов из стран ближнего зарубежья, а также из Германии, Китая, Польши, Болгарии и др.

Разнообразна научная квалификация авторов журнала – от академиков и докторов наук до аспирантов и студентов. Наиболее распространены публикации инженеров и аспирантов, выполненные под руководством докторов и кандидатов наук. Страницы журнала широко используют соискатели ученых степеней докторов и кандидатов наук для апробации выполненных научных исследований в соответствии с требованиями Высшей аттестационной комиссии. Состав авторов публикаций можно показать в виде следующей диаграммы.

Научная квалификация авторов публикаций (2005–2017 гг.)

Являясь «Известиями высших учебных заведений», журнал отдает приоритет публикациям вузовских ученых, труды которых, помимо научного интереса, представляют ценность и в учебно-методическом плане, способствуя повышению качества высшего образования и формированию корпуса горных инженеров. Журнал считает своим долгом поддерживать научные школы, создающиеся и развивающиеся в рамках высших учебных заведений. Возглавляемые видными учеными, они в полной мере выполняют свою функцию «школы», обучая аспирантов и формируя у них культуру и этику научных исследований. Вливаясь в научную среду, бывшие аспиранты, ныне кандидаты наук, обогащают и укрепляют известные научные школы и, становясь доцентами и профессорами, несут свои знания студентам – новому поколению научных работников.

Одну из своих задач журнал видит в содействии научно-техническим конференциям, семинарам и симпозиумам по проблемам горной науки путем предо-

ставления своих страниц для опубликования наиболее значимых, «магистральных» докладов и решений таких научных мероприятий.

«Известия вузов. Горный журнал» индексируется в библиографической базе данных Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), размещается в международных наукометрических базах данных GeoRef и Chemical Abstracts, входит 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», формируемый Высшей аттестационной комиссией при Министерстве образования и науки Российской Федерации. В 2017 году в рейтинге по результатам общественной экспертизы, проводимой РИНЦ с целью выделения лучших журналов и размещения их в базе данных Russian Science Citation Index (RSCI) на платформе Web of Science, журнал занимает 3 место по тематике «Горное дело» и 363 место среди всех российских журналов (3461 издание), представленных в рейтинге.

Дорогие авторы и читатели!

Поздравляем Вас с юбилеем журнала и надеемся на дальнейшее сотрудничество.

Главный редактор «Изв. вузов. Горного журнала»,
доктор технических наук, профессор М. В. Корнилков
Зам. главного редактора «Изв. вузов. Горного журнала»,
доктор технических наук, профессор О. Г. Латышев

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 504.55.054:622(470.6) DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-8-14

АКТИВАЦИЯ ВЯЖУЩИХ ДЛЯ ТВЕРДЕЮЩИХ СМЕСЕЙ

ГОЛИК В. И., РАЗОРЕНОВ Ю. И., КАРГИНОВ К. Г., НОСЫРЕВ М. Б.

Необходимость увеличения объемов добычи руд для удовлетворения потребности в минеральном сырье и усложнение условий разработки рудных месторождений актуализируют поиски резервов производства закладочных твердеющих смесей, в том числе за счет применения технологий, изменяющих технологические свойства ингредиентов смесей. Эксперименты по изысканию эффективных технологий активации компонентов твердеющих смесей имеют целью обеспечить производство дешевым и доступным сырьем. В статье приведены результаты первого в мировой практике экспериментального освоения технологии комбинированной активации твердеющих смесей в промышленных масштабах в процессе разработки металлического месторождения. Рекомендована технологическая схема установки для реализации новой технологии. Показано, что эффективность приготовления и транспортирования твердеющих смесей определяется взаимодействием не только известных факторов, но и наложением на них фактора активации. Определено, что комплексирование методов активации ингредиентов смеси обладает рядом преимуществ: возможность увеличения сырьевой базы; повышение коэффициента полноты ресурсов недр; возможность доставки смеси на расстояние, превышающее предельное для традиционных технологий, что позволяет отказаться от строительства новых закладочных комплексов. Технологии с закладкой пустот твердеющими смесями обеспечивают безопасность горных работ, максимальную полноту использования, охрану недр и окружающей среды. Снижение стоимости смесей обеспечивается путем использования активаторов. Использование дезинтеграторной технологии обеспечивает приращение активности вяжущих.

Ключевые слова: ***твердеющая смесь; дезинтегратор; доставка; активация; недра; шлак; экология; экономика.***

Условиям локализации скальных металлических месторождений в наибольшей мере отвечают камерные системы разработки полезных ископаемых с заполнением выработанного пространства твердеющей смесью, которые гарантированно обеспечивают безопасность горных работ, полноту использования недр и минимизируют опасность для окружающей среды. Эти системы отличаются высокими затратами на приготовление твердеющих смесей, поэтому направление снижения стоимости смесей путем использования новых технологий и внутренних резервов производства приобретает особую актуальность [1–5].

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

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

Каргинов Казбек Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: karginovkg@nornik.ru

Носырев Михаил Борисович – доктор технических наук, профессор кафедры электрификации горных предприятий. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: nosirev.mb@ursmu.ru

Прорывное снижение стоимости твердеющих смесей не может быть обеспечено без использования отходов горного производства, которые в настоящее время в лучшем случае применяют в качестве инертных заполнителей.

Имеющиеся в распоряжении горных предприятий отходы не могут использоваться без улучшения их свойств, поэтому работы, цель которых – повышение активности компонентов смесей, являются приоритетными [6–10].

Параметры физико-химических процессов зависят от площади участвующей в процессе поверхности вещества. Для образования поверхности используются механические силы. Качество механического измельчения определяется расходом энергии на создание новой поверхности и эксплуатационными затратами.

В течение двух последних столетий получает практическую реализацию феномен изменения состояния вещества – активация. Й. Хинт теоретически обосновал и экспериментально доказал, что в результате обработки при скорости удара более 250 м/с вещества изменяют технологические свойства [11–13]. Новая технология имеет пока небольшое распространение, хотя на ряде предприятий используется в промышленных масштабах.

Активация компонентов твердеющей смеси производится в дезинтеграторе, конструкция которого включает два вращающихся в противоположные стороны ротора на отдельных валах. На дисках роторов расположены рабочие элементы, так что ряды одного ротора проходят между рядами другого. Материал подается в центральную часть ротора и, перемещаясь к периферии, подвергается ударам пальцев, вращающихся во встречных направлениях со скоростью 500–1000 об./мин [14–15].

В процессе активации компоненты смеси подвергаются резким скачкообразным изменениям, каждая последующая ступень интенсивнее предыдущей. При перегрузке до четырехсот миллионов ускорений свободного падения в веществе накапливается энергия особого вида. При дезинтегировании вещества скорости ударов на порядок больше, чем в вибро- и шаровых мельницах. Минералы, содержащие фазы разной прочности, измельчаются под действием ударов по границе разделов фаз в различной степени.

При дезинтеграции использование давно известных физических и химических процессов создает синергетический эффект, который изменяет качество активируемого вещества. В горной промышленности дезинтеграторы нашли практическое применение для активации компонентов твердеющих смесей.

Процесс приготовления закладочной смеси включал измельчение, дозировку и смешивание компонентов смеси. Воду предварительно активировали, изменяя ее энергетическое состояние при взаимодействии с продуктами катодной и анодной реакции и электродиффузии ионов сквозь мембраны.

Экспериментальное освоение технологии комбинированной активации твердеющих смесей в промышленных масштабах в горной практике осуществлено в процессе разработки месторождения Шокпар в Северном Казахстане [16].

Техническая характеристика дезинтегратора ДУ-65

Размер куска питания, мм	20
Диаметр ротора, мм	1220
Суммарная мощность привода, кВт	450
Частота вращения ротора, мин$^{-1}$	1485
Выход фракций –74 мкм, %	
в мокром режиме	55
в сухом режиме	40
Удельный расход электроэнергии, кВт · ч/т	9–12
Удельный расход металла при измельчении, кг/т	0,24
Производительность, т/ч	24

Дезинтегратор изготовлен по чертежам фирмы «Дезинтегратор» (г. Таллин) и работал в составе установки, расположенной в трех уровнях помещения с площадью основания 7 м.

Схема комбинирования активаторов в процессе изготовления и транспортирования твердеющей смеси представлена на рис. 1.

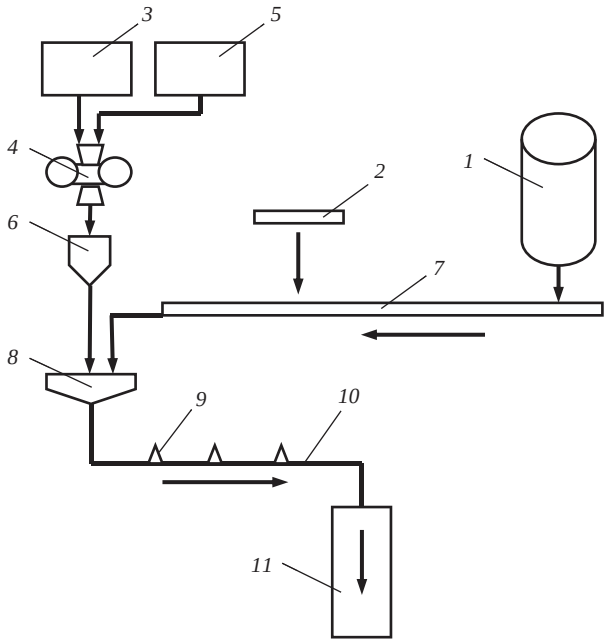


Рис. 1. Схема активаторов при изготовлении и транспортировании твердеющих смесей:
1 – бункер цемента; *2* – виброгрохот инертных заполнителей; *3* – доменный шлак; *4* – дезинтегратор; *5* – активированная вода затворения; *6* – вибромельница; *7* – конвейер; *8* – смеситель; *9* – вибраторы; *10* – закладочный трубопровод; *11* – камера блока

Активация доменных шлаков в дезинтеграторе обеспечила приращение прочности твердеющей смеси на 25–30 % по сравнению с обработкой в мельнице. Одинаковой оказалась прочность контрольных твердеющих смесей в возрасте 28 дней при расходе 180 кг/м^3 цемента и 80 кг/м^3 цемента с добавкой 370 кг/м^3 активированных хвостов, что дает основание эквивалентом 1 кг цемента считать 4 кг активированных хвостов.

Дезинтегратор обеспечил выход активного класса до 55 %, а в комбинации с вибромельницей – 70 %, что позволило активированному шлаку по вяжущей способности конкурировать с товарным цементом.

Массовая концентрация сложного вяжущего, кг/м:

$$A = Ц_м + Ш_и / K_а ,$$

где $Ц_м$ – минимальная концентрация цемента для активации процесса, кг/м; $Ш_и$ – массовая концентрация исходного шлака, кг/м; $K_а$ – коэффициент активации процесса в установке, доли ед.

Технологическая схема установки для активации твердеющей смеси: виброгрохот, дезинтегратор, активатор воды, вибромельница, закладочный трубопровод.

Для замещения 1 части цемента при подготовке в шаровых мельницах расходуется 8–20 частей шлака, а при подготовке в дезинтеграторе – только 6–8. Расход цемента на 1 м^3 смеси снижается со 140 до 50 кг.

Из 220 кг шлака, расходуемого на приготовление 1 м^3 твердеющей смеси, при мокром измельчении в установке в УДА-65 только 90 кг (40 %) использовали в качестве вяжущего. Остальные 130 кг шлака применяли как инертный заполнитель.

Активация продолжалась во время транспортирования смеси к месту назначения в вибротранспортной установке с параметрами: вынужденная сила 2–5 кН; амплитуда колебания трубопровода 1,2–2,0 мм; частота колебаний 6,0–13,0 Гц; влияние одного возбудителя 200–220 м. Достигнутая дальность подачи смеси примерно в 2 раза превысила возможности традиционных транспортных установок (рис. 2).

В продуктах дезинтеграции уменьшается количество фракций крупнее 125–400 мкм и менее 5 мкм. Расход энергии на активацию составляет от 5 до 30 кВт · ч/т.

При одинаковой производительности комплекса (80 м^3/ч) и длине доставки на расстояние 1500 м при пневмо-самотечной доставке приращение прочности закладки достигает 3 % в возрасте 28 дней и 6 % в возрасте 90 дней, а при вибро-пневмо-самотечной доставке на то же расстояние – 11 % в возрасте 28 дней и 14 % в возрасте 90 дней [17–18].

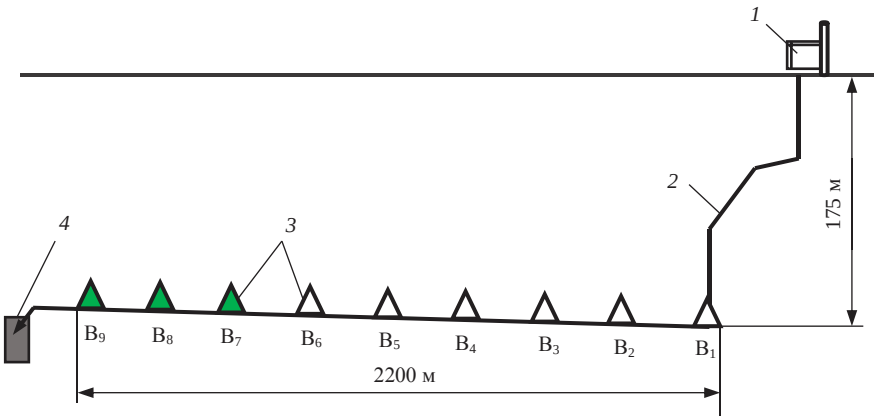


Рис. 2. Схема вибро-пневмо-самотечного транспортирования твердеющих смесей от закладочного комплекса месторождения Шокпар в очистную камеру месторождения Камышовое:

1 – закладочный комплекс; *2* – вертикальная часть трубопровода; *3* – вибраторы; *4* – закладочная камера блока; B_1–B_9 – одновальные вибровозбудители с электроприводом

Активное состояние, достигаемое обработкой в дезинтеграторе, довольно устойчиво. После 2 мес. хранения активность минералов понижается примерно на 10 % и полностью отсутствует через 6 мес.

Результаты активации веществ в дезинтеграторе находят применение в смежных отраслях производства:

– при закреплении стенок скважин прочность активированного цемента увеличивается в 5 раз;

– активированный буровой раствор на 20–25 % повышает скорость бурения;

– искусственный камень обходится в 2 раза дешевле при уменьшении расхода энергии на 50 %;

– при обработке железной руды на 100 °С снижается температура восстановления металла;

– при обработке вольфрамовых концентратов на 10 % увеличивается извлечение металла;

– при обработке медных и железных концентратов прочность окатышей увеличивается на 35 %.

В условиях уранового рудника средней производственной мощности использование технологии в период с 1985 по 1992 г. позволило заменить товарный цемент доменным шлаком (отходом металлургического производства), что дало возможность решить технологические, экономические и экологические проблемы [19–21].

Развитие использования минеральных отходов для изготовления твердеющих смесей возможно при включении активаторов в схему комбинирования соседствующих процессов горного производства. Так, равномерное дробление руд при взрывной отбойке способствует усреднению размеров хвостов обогащения и эффективности процессов активации.

Область применения новой технологии включает в себя предприятия по добыче, переработке и применению твердых полезных ископаемых системами разработки с закладкой твердеющими смесями, а также смежные производства.

Итак, технологии с закладкой пустот твердеющими смесями обеспечивают безопасность горных работ, максимальную полноту использования и охрану недр и окружающей среды, но отличаются высокими затратами. Главным направлением совершенствования горного производства является снижение стоимости смесей путем использования новых технологий, в том числе комбинированной активации. Дезинтегратор как перспективный прибор для активации ингредиентов твердеющей смеси обеспечивает приращение активности вяжущих на 40 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

2. Голик В. И. Специальные способы разработки месторождений. М.: ИНФРА, 2014. 132 с.

3. Голик В. И., Полухин О. Н., Петин А. Н., Комащенко В. И. Экологические проблемы разработки рудных месторождений КМА // Горный журнал. 2013. № 4. С. 91–94.

4. Haifeng Wang, Yaqun He, Chenlong Duan, Yuemin Zhao, Youjun Tao, Cuiling Ye. Development of mineral processing engineering education in China University of Mining and Technology // Advances in Computer Science and Engineering. AISC 141. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2012. P. 77–83.

5. Ляшенко В. И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. 2015. № 1. С. 10–15.

6. Вагин В. С., Голик В. И. Проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа: учеб. пособие. Владикавказ: СКГМИ, 2005. 192 с.

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

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

9. Пагиев К. Х., Голик В. И., Габараев О. З. Наукоемкие технологии добычи и переработки руд. Владикавказ: СКГМИ, 1998. 571 с.

10. Бесцементная закладка на горных предприятиях / В. И. Ляшенко [и др.]. М.: ЦИИцветмет экономики и информации, 1992. 94 с.

11. Комащенко В. И., Васильев П. В., Масленников С. А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 2. С. 101–114.

12. Страданченко С. Г., Масленников С. А., Шинкарь Д. И. Состояние и перспективы развития крепления вертикальных стволов в сложных горно-геологических условиях // ГИАБ. 2013. № 2. С. 26–34.

13. Голик В. И., Разоренов Ю. И. Проектирование горных предприятий. Новочеркасск: Набла, 2007. 262 с.

14. Polukhin O. N., Komashchenko V. I., Golik V. I., Drebenstedt C. Substantiating the possibility and expediency of the ore beneficiation tailings usage in solidifying mixtures production // Geology, Mining, Processing, Economics, Safety, and Environmental Management: sci. reports on resource issues innovations in mineral ressource value chains. Freiberg, 2014. P. 402–412.

15. Golik V. I., Razorenov Y. I., Polukhin O. N. Metal extraction from ore benefication codas by means of lixiviation in a disintegrator // International Journal of Applied Engineering Research. 2015. Vol. 10. No. 17. C. 38105–38109.

16. Голик В. И., Брюховецкий О. С., Габараев О. З. Технологии освоения месторождений урановых руд: учеб. пособие. М.: РГГРУ, 2007. 131 с.
17. Голик В. И., Хадонов З. М., Габараев О. З. Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений. Владикавказ: СКГМИ, 2001. 391 с.
18. Магомедов Ш. Ш. Приготовление и транспортирование твердеющих смесей // Логическое управление технологическими процессами и системами: матер. математич. Междунар. конф. Москва, Владикавказ, 1999. С. 65–73.
19. Golik V. I., Hasheva Z. M., Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste // The Social Sciences, Medwell Journals. 2015. No. 10(5). P. 682–686.
20. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 12. С. 29–33.
21. Khasheva Z. M., Golik V. I. The ways of recovery in economy of the depressed mining enterprises of the Russian Caucasus // International Business Management. 2015. No. 9(6). P. 1209–1216.

Поступила в редакцию 4 августа 2017 года

ACTIVATION OF BINDERS FOR HARDENING MIXTURES

Golik V. I., Karginov K. G. – North Caucasus State Technological University, Vladikavkaz, the Russian Federation. E-mail: v.i.golik@mail.ru
Razorenov Iu. I. – Platov South-Russian State Polytechnical University, Novocherkassk, the Russian Federation. E-mail: yiri1963@mail.ru
Nosyrev M. B. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: nosirev.mb@ursmu.ru

The necessity for the increase in the volume of ore production to satisfy the needs for raw minerals and complication of the conditions of ore deposits development make the search for hardening stowage mixtures production reserves actual, also by means of applying technologies, which change the technological properties of mixtures ingredients. Experiments in the search of efficient technologies of hardening mixtures components activation are aimed at providing the production with cheap and available raw material. The article introduces the results of the first international experimental exploitation of the technology of combined activation of hardening mixtures on an industrial scale in the process of developing metal ore deposit. The flowsheet of a plant for the realization of a new technology is recommended. It has been shown, that the efficiency of hardening mixtures preparation and transportation isn't merely determined by the interaction of well-known factors, but also by the superposition of the factor of activation. It has been determined that the combination of the methods of the mixtures ingredients activation possesses a range of advantages: possibility to enlarge the raw materials base, the increase of subsoil resources fullness ratio, the possibility to deliver the mixture over a distance, exceeding the critical distance for traditional technologies, which makes it possible to abandon the construction of new stowage facilities. The technologies of stowing with hardening mixtures provide the safety of mining, maximum completeness of utilization, subsoil and environmental protection. Reduction in the cost of mixtures is achieved with the activators application. The use of the desintegration technology provides the increase in the activity of binders.

Key words: hardening mixture; disintegrator; delivery; activation; bowels; cinder; ecology; economy.

REFERENCES

1. Golik V. I. *Prirodookhrannye tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Environmental technologies of ore deposits exploitation]. Moscow, INFRA Publ., 2014. 192 p.
2. Golik V. I. *Spetsial'nye sposoby razrabotki mestorozhdenii* [Special methods of deposits exploitation]. Moscow, INFRA Publ., 2014. 132 p.
3. Golik V. I., Polukhin O. N., Petin A. N., Komashchenko V. I. [Ecological problems of Kursk Magnetic Anomaly ore deposits exploitation]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 4, pp. 91–94. (In Russ.)
4. Haifeng Wang, Yaqun He, Chenlong Duan, Yuemin Zhao, Youjun Tao, Cuiling Ye. Development of mineral processing engineering education in China University of Mining and Technology. *Advances in Computer Science and Engineering. AISC 141*. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2012, pp. 77–83.
5. Liashenko V. I. [Environmental technologies of complex structured mineral deposits exploitation]. *Marksheiderskii vestnik – Mine Surveying Bulletin*, 2015, no. 1, pp. 10–15. (In Russ.)
6. Vagin V. S., Golik V. I. *Problemy ispol'zovaniia prirodnykh resursov Iuzhnogo federal'nogo okruga: ucheb. posobie* [School book "The problems in the application of natural resources of the South Federal District"]. Vladikavkaz, SCMMI Publ., 2005. 192 p.
7. Golik V. I., Khasheva Z. M., Shulgatyi L. P. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste. *The Social Sciences (Pakistan)*, 2015, vol. 10, no. 6, pp. 750–754.
8. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, vol. 7, no. 5, pp. 401–405.
9. Pagiev K. Kh., Golik V. I., Gabaraev O. Z. *Naukoemkie tekhnologii dobychi i pererabotki rud* [High technologies of ore production and processing]. Vladikavkaz, SCMMI Publ., 1998. 571 p.
10. Liashenko V. I., and others. *Bestsementnaia zakladka na gornykh predpriiatiiakh* [Cement-free stowage at mining enterprises]. Moscow, Central Research and Development Institute of Non-Ferrous Metallurgy Economy and Information Publ., 1992. 94 p.

11. Komashchenko V. I., Vasil'ev P. V., Maslennikov S. A. [To the technologies of underground exploitation of KMA deposits – reliable raw base]. *Izvestija Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle – Proceedings of the Tula State University. Sciences of the Earth*, 2016, no. 2, pp. 101–114. (In Russ.)
12. Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Shinkar' D. I. [State and prospects of vertical shafts supports development in complex mining and geological conditions]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2013, no. 2, pp. 26–34. (In Russ.)
13. Golik V. I., Razorenov Iu. I. *Proektirovanie gornykh predpriiatii* [Mining enterprises design]. Novocherkassk, Nabla Publ., 2007. 262 p.
14. Polukhin O. N., Komashchenko V. I., Golik V. I., Drebenstedt C. Substantiating the possibility and expediency of the ore beneficiation tailings usage in solidifying mixtures production. *Sci. reports on resource issues innovations in mineral resources value chains "Geology, mining, processing, economics, safety, and environmental management"*. Freiberg, 2014, pp. 402–412.
15. Golik V. I., Razorenov Y. I., Polukhin O. N. Metal extraction from ore benefication codas by means of lixiviation in a disintegrator. *International Journal of Applied Engineering Research*, 2015, vol. 10, no. 17, pp. 38105–38109.
16. Golik V. I., Briukhovetskii O. S., Gabaraev O. Z. *Tekhnologii osvoeniia mestorozhdenii uranovykh rud: ucheb. posobie* [School book "Technologies of uranium ore deposits exploitation"]. Moscow, MGRI-RSGPU Publ., 2007. 131 p.
17. Golik V. I., Khadonov Z. M., Gabaraev O. Z. *Upravlenie tekhnologicheskimi kompleksami i ekonomicheskaia effektivnost' razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Control over the technological complexes and economic efficiency of ore deposits exploitation]. Vladikavkaz, SCMMI Publ., 2001. 391 p.
18. Magomedov Sh. Sh. [Preparation and transportation of hardening mixtures]. *Logicheskoe upravlenie tekhnologicheskimi protsessami i sistemami: mater. matematich. mezhdunar. konf.* [Proc. Math. Int. Conf. "Logistical control over the technological processes and systems"]. Moscow, Vladikavkaz, 1999, pp. 65–73. (In Russ.)
19. Golik V. I., Hasheva Z. M. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste. *The Social Sciences, Medwell Journals*, 2015, no. 10(5), pp. 682–686.
20. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Enlargement of raw material base of mining enterprises on the basis of integrated utilization of deposits mineral resources]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 12, pp. 29–33. (In Russ.)
21. Khasheva Z. M., Golik V. I. The ways of recovery in economy of the depressed mining enterprises of the Russian Caucasus. *International Business Management*, 2015, no. 9(6), pp. 1209–1216.

УДК 553.048 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-15-21

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРУППОВОГО СОСТАВА ОРГАНИЧЕСКОЙ МАССЫ ТОРФА НА ОСНОВЕ ГЕНЕТИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ С УЧЕТОМ ДАННЫХ ДЕТАЛЬНОЙ РАЗВЕДКИ

ЕГОШИНА О. С., АЛЕКСАНДРОВ Б. М.

Исследуется групповой состав органической массы торфяного месторождения Сметанинское (Пермский край). Цель работы – основываясь на генетической классификации, определить состав органической массы для дальнейшего принятия решений по комплексному освоению торфяных месторождений. Учитывая многообразие вариантов использования, планирование разработки месторождений оказывается в непосредственной зависимости от востребованности различных категорий торфа. Проведен анализ отечественного и зарубежного опыта по изучению органических компонентов торфа, их получению и использованию. Для расчета группового состава органической массы торфа учитывалось процентное соотношение основных органических компонентов с учетом категорий торфяного сырья. Для совершенствования методики подсчета использовалась программа Microsoft Excel, позволяющая автоматизировать определение категорий и состава торфа по данным, полученным в результате детальной разведки и химического анализа, проводимого по методике И. И. Лиштвана и др. Наибольшее содержание (с учетом запасов торфа) гуминовых кислот, битумов и других органических компонентов на исследуемом месторождении отмечается в категориях В-3-(1-2), Н-(2-3)-4. Однако у категории Н-(2-3)-4 большой показатель зольности, спектр ее применения очень обширен. Полученные в результате детальной разведки и расчетов данные по содержанию основных органических компонентов служат основой для составления модели распределения категорий торфяного сырья, а также отдельных компонентов торфа.

Ключевые слова: ***генетическая классификация торфов; групповой состав органической массы торфа; категории торфяного сырья.***

При проведении геологоразведочных работ на торф используется статистический способ подсчета запасов и прогнозных ресурсов, который не учитывает условия залегания различных видов и категорий торфяного сырья [1].

Основные характеристики торфа (зольность, степень разложения и ботанический состав) определяются в послойных (0,25 м) пробах. Эти параметры необходимы для определения видов и категорий торфяного сырья [2], а также возможных направлений его использования по мере освоения торфяного месторождения в различных отраслях промышленности и сельском хозяйстве.

При определении категорий есть вероятность выявления обособленного слоя (линзы) с небольшим показателем запасов торфа, что затрудняет селективную отработку. Поэтому для более точных подсчетов торфяных ресурсов важно учитывать характер залегания.

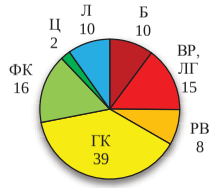
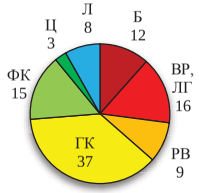
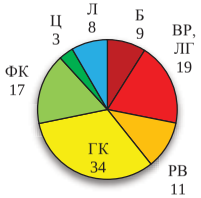
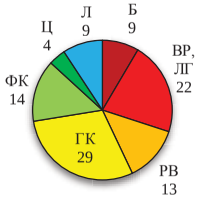
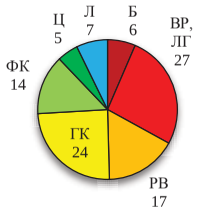
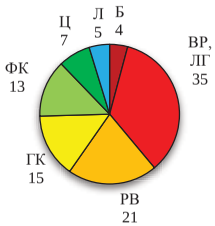
Существует генетическая классификация торфов, которая отражает комплекс природных условий, определяющих и характер фитоценозов, и интенсивность биохимических процессов в торфогенном горизонте. Именно генетическая клас-

Егошина Ольга Сергеевна – старший преподаватель кафедры природообустройства и водопользования. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: moc-olya@yandex.ru

Александров Борис Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры природообустройства и водопользования. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: ief.pro@m.ursmu.ru

Таблица 1

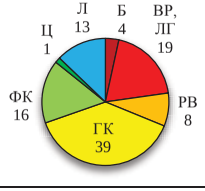
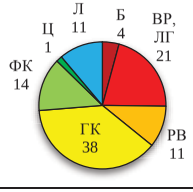
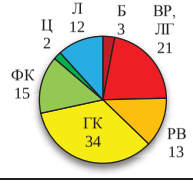
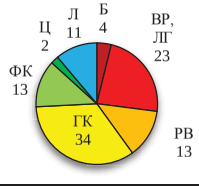
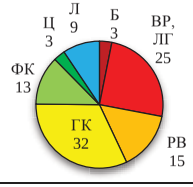
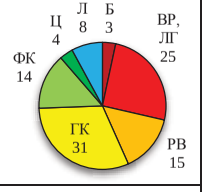
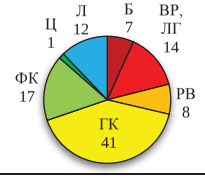
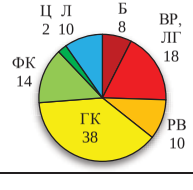
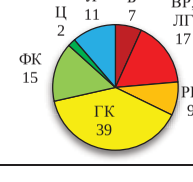
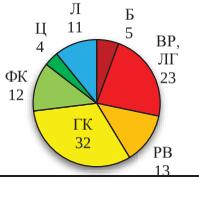
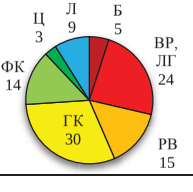
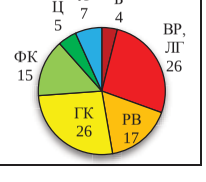
Групповой состав органической массы верхового типа торфа

Подтип торфа	Лесной	Лесо-топяной		Топяной		
Группа	Древесная	Древесно-травяная	Древесно-моховая	Травяная	Травяно-моховая	Моховая
Вид	Сосново-кустарничковый	Сосново-пушицевый	Сосново-сфагновый	Пушицевый шейх-цериевый	Пушицево-сфагновый, шейх-цериевый верхо-вой	Фускум-торф, ангустифо-лиум-торф, магеллани-кум-торф, комплексный верховой, сфагновый мо-чажный
Код вида	3,1101	3,2202	3,2303	3,3404; 3,3405	3,3506; 3,3507	3,3608; 3,3609; 3,361; 3,3611; 3,3612
Категория торфяного сырья	В-3-1	В-3-1	В-(2-3)-1	В-(2-3)-1	В-(2-3)-1	В-(0-1)-1
Групповой состав органической массы, %						

Б – битумы; ВР, ЛГ – водорастворимые и легкогидролизуемые вещества; РВ – редуцирующие вещества; ГК – гуминовые кислоты; ФК – фульвокислоты; Ц – целлюлоза; Л – лигнин.

Таблица 2

Групповой состав органической массы низинного и переходного типов торфа

Подтип торфа	Лесной	Лесо-топяной		Топяной		
Группа	Древесная	Древесно-травяная	Древесно-моховая	Травяная	Травяно-моховая	Моховая
Низинный тип торфа						
Вид	Ольховый, березовый, еловый, сосновый низинный, ивовый	Древесно-осоковый, тростниковый, хвощевый	Древесно-гипсовый, сфагновый низинный	Хвощевый, тростниковый, тростниково-осоковый, вахтовый, осоковый, шейхцериевый низинный	Осоково-гипновый, осоково-сфагновый	Гипновый низинный, сфагновый низинный
Код вида	1,1101; 1,1102; 1,1103; 1,1104; 1,1105	1,2206; 1,2207; 1,2208	1,2309; 1,231	1,3411; 1,3412; 1,3413; 1,3414; 1,3415; 1,3416	1,3517; 1,3518	1,3619; 1,362
Категория торфяного сырья	Н-3-(2-3)	Н-(2-3)-(2-3)	Н-(2-3)-2	Н-(2-3)-2	Н-(1-2)-(1-2)	Н-(1-2)-(1-2)
Групповой состав органической массы, %						
Переходный тип торфа						
Вид	Древесный переходный	Древесно-осоковый	Древесно-сфагновый переходный	Шейхцериевый, осоковый-переходный	Осоково-сфагновый переходный	Гипновый переходный, сфагновый переходный
Код вида	2,1101	2,2202	2,2303	2,3404; 2,3405	2,3506	2,3607; 2,3608
Категория торфяного сырья	П-3-(1-2)	П-(2-3)-(1-2)	П-(2-3)-(1-2)	П-(2-3)-(1-2)	П-(1-2)-(1-2)	П-(1-2)-(1-2)
Групповой состав органической массы, %						

сификация торфов является основой промышленных классификаций, а также определяет морфологию, распределение торфяных ресурсов и их качество.

Дополнительный этап исследований включает анализ общетехнических и физико-химических свойств торфа с учетом генетической классификации торфов и промышленной классификации категорий торфяного сырья, что позволяет на этапе подсчета запасов торфа на месторождении иметь четкую картину распределения сырья для его комплексного использования по годам отработки месторождения.

В табл. 1, 2 представлен групповой состав органической массы верхового (В), низинного (Н) и переходного (П) торфа, зависящий от генезиса формирования торфяной залежи.

Из анализа группового состава органической массы верхового торфа по групповой принадлежности (табл. 1) следует, что сокращение содержания гуминовых кислот составляет от 41,8 % для древесной группы до 18,5 % для моховой группы, рост содержания водорастворимых и легкогидролизуемых веществ – от 16,2 % для древесной группы до 43,8 % для моховой группы, рост содержания редуцирующих веществ – от 8,9 % для древесной группы до 25,9 % для моховой группы. Совершенно очевидно, что эти изменения определяются генезисом формирования торфа: геоморфологическими условиями, природно-климатическими факторами, водно-минеральным режимом питания торфяника и т. д. Аналогичным образом можно проследить подобные закономерности в табл. 2.

Данные по генетической классификации торфов на месторождении, в том числе по содержанию основных органических компонентов (битумов, водорастворимых и легкогидролизуемых веществ, редуцирующих веществ, гуминовых кислот, фульвокислот, целлюлозы, лигнина и др.), полученные в результате детальной разведки, служат основой для составления модели распределения категорий торфяного сырья по глубинам и дальнейшего планирования процесса добычи уже с учетом выпускаемой на основе торфа продукции.

Так, в Свердловской области находится 1853 торфяных месторождения на общей площади 2795 тыс. га. Торфяные ресурсы области составляют 8 млрд т высококачественного торфа, направления использования которого весьма разнообразны [3]. Органические составляющие играют решающую роль для получения восков, битумов, заполнителей пластмасс, гуминовых кислот, гуминовых удобрений и т. д.

Органическая составляющая твердой фазы торфа рассчитывается по следующей формуле:

$$P_{\text{орг}} = P_{\text{тв}} - P_{\text{з}},$$

где $P_{\text{тв}}$ – запасы категорий торфяного сырья твердой фазы торфа, тыс. т; $P_{\text{з}}$ – запасы зольной составляющей твердой фазы торфа, тыс. т.

Групповой состав органической массы торфа рассчитывается исходя из процентного соотношения основных органических компонентов с учетом категории торфяного сырья (табл. 1, 2) по следующей формуле:

$$m_i = P_{\text{орг}} \cdot n_i / 100,$$

где m_i – масса i-го компонента органической составляющей торфа, тыс. т; n_i – содержание i-го вещества с учетом категории торфяного сырья, % от органической массы.

По результатам исследований составляется сводная таблица, отражающая запасы и групповой состав органической массы торфа. Данные, полученные по

торфяному месторождению Сметанинское Пермского края представлены в табл. 3.

На рис. 1 показана диаграмма распределения запасов основных компонентов органической составляющей торфа различных категорий торфяного месторождения Сметанинское.

По полученной диаграмме можно выявить наибольшие показатели запасов того или иного компонента органической составляющей и разработать план селективной выборки торфа различных категорий по годам.

Гуминовые кислоты, наибольшее содержание которых (с учетом запасов торфа) на исследуемом месторождении отмечается в категориях В-3-(1-2), Н-(2-3)-4, находят практическое применение в различных областях: медицине, ветеринарии, нефтедобывающей промышленности, где они применяются для рекультивации нефтезагрязненных почв.

Таблица 3

Распределение запасов по категориям торфяного сырья Сметанинского торфяного месторождения

Категория торфяного сырья	R, %	A^c, %	$W_{усл}$ (40 %), тыс. т	$P_{тв}$, тыс. т	$P_з$, тыс. т	Групповой состав органической массы торфа данной категории, тыс. т							
						Б	ВР и ЛГ	РВ	ГК	ФК	Ц	Л	Итого
В-3-(1-2)	40	4	322	193	8	23	31	19	59	31	6	17	186
П-3-(1-2)	41	7	183	110	8	13	17	10	32	17	3	9	101
Н-2-(1-2)	30	7	43	26	2	3	4	2	8	4	1	2	24
Н-3-(1-2)	39	8	142	85	7	10	13	8	25	13	2	7	78
П-(2-3)-3	46	15	114	68	10	7	10	6	18	10	2	5	58
Н-(2-3)-3	39	14	37	22	3	2	3	2	6	3	1	2	19
П-(2-3)-4	42	22	86	52	11	5	7	4	13	7	1	4	41
Н-(2-3)-4	46	19	295	177	34	18	24	15	45	24	4	13	143
Н-(2-3)-5	40	28	108	65	18	6	8	5	15	8	1	4	47
Н-(2-3)-6	42	41	62	37	15	3	4	2	7	4	1	2	23

R – степень разложения; A^c – зольность; $W_{усл}$ – запасы торфа.

Битумы, содержание которых (также с учетом запасов) преобладает в категориях В-3-(1-2), Н-(2-3)-4, в промышленных масштабах выделяют путем экстракции торфа бензином (нефрасом). Получаемые при этом торфяной воск и смола служат базой для производства десятков новых веществ, нашедших применение в разных областях – от модельных составов для точного литья до медицинских препаратов.

Принимая во внимание содержание органических веществ в торфе, важно не забывать про остальные характеристики, в том числе про зольность. Если требуется получение преимущественно органических компонентов, то необходимо выбирать те категории, которые обладают наименьшей зольностью. В частности, для месторождения Сметанинское следует отдать предпочтение категории В-3(1-2), так как несмотря на большие запасы категории Н-(2-3)-4 (295 тыс. т), она обладает достаточно большим содержанием золы (34 тыс. т) и может быть использована в других отраслях промышленности и сельского хозяйства в зависимости от состава зольной составляющей [4].

Изучая органическую составляющую торфа, зарубежные авторы обращают внимание на гуминовые вещества торфа и процессы гумификации (F. M. Chambers, D. W. Beilman, 2010) [5], а также на миграцию углерода и поглощение CO_2 болотными экосистемами в связи с накоплением парниковых газов и актуальным вопросом изменения климата (Strack M., Cagampan J., et al., 2016) [6]. Анализы структурного состава и характеристик торфа проводились в Таллинском и Рижском технических университетах (Krumins J., Klavins M., Silamikele I., 2015).

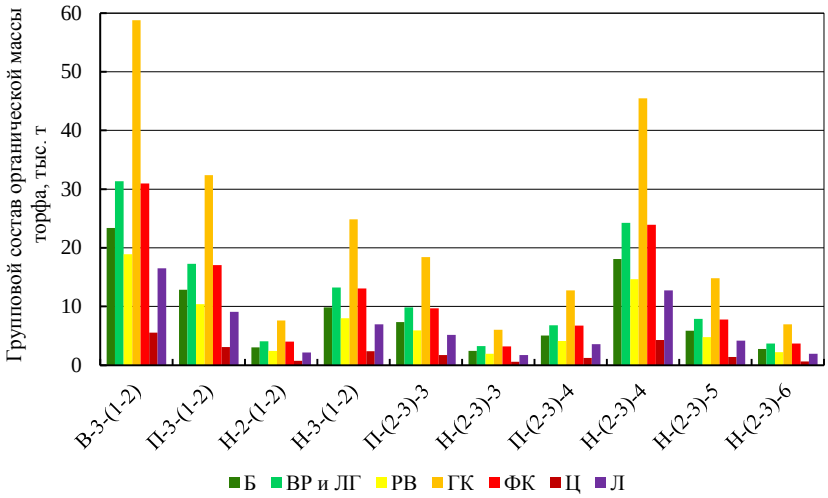


Рис. 1. Групповой состав органической массы торфа различных категорий месторождения Сметанинское

Подробным изучением перспектив использования отдельных органических компонентов торфа, а также их получения занимались многие ученые. Так, битуминозные торфы Томской области, особенности их образования и применения стали предметом изучения Н. А. Антроповой [1]. О. С. Мисников подробно рассмотрел использование модифицированных торфяных гидрофобных добавок, содержащих органические компоненты торфа, в качестве компонентов огнетушащих порошков [7]. Состав и технологию получения мази на основе натрия гумата, выделенного из низинного древесно-травяного торфа, представила И. В. Федько [8].

Учитывая показатели запасов торфа в России и разнообразие направлений его использования, подробное изучение состава различных категорий торфяного сырья и моделирование их пространственного распределения является перспективным направлением, способствующим оптимизации процесса разработки торфяных месторождений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Антропова Н. А. Битуминозные торфа Томской области: геология, генезис, ресурсы и перспективы их использования: автореф. ... дис. канд. геол.-минер. наук. Томск, 2004. 18 с.

2. Бернатонис В. К., Прейс Ю. И., Бернатонис П. В. Определение плотности сети опробования на месторождениях торфа // Вестник Томского государственного университета. 2010. № 332. С. 173–176.

3. Торф: возгорание торфа, тушение торфяников и торфокомпозиты / Л. Б. Хорошавин [и др]. М.: ФГБУ ВНИИ ГОЧС (ФЦ), 2013. 256 с.

4. Александров Б. М., Егошина О. С. Аналитические исследования состава зольной составляющей твердой фазы торфа для оценки возможности использования в народном хозяйстве // Агропродовольственная политика России. 2017. № 5. С. 110–117.

5. Chambers F. M., Beilman D. W., Yu Z. Methods for determining peat humification and for quantifying peat bulk density, organic matter and carbon content for palaeostudies of climate and peatland carbon dynamics // Mires and Peat. 2010/11. Vol. 7. Article 07. P. 1–10.

6. Strack M., Cagampan J., Hassanpour Fard G., Keith A. M., Nugent K., Rankin T., Robinson C., Strachan I. B., Waddington J. M., Xu B. Controls on plot scale growing season CO_2 and CH_4 fluxes in restored peatlands: Do they differ from unrestored and natural sites? // Mires and Peat. 2016. Vol. 17. Article 05. P. 1–18.

7. Мисников О. С., Дмитриев О. В., Иванов В. А. Перспективы использования торфяных модифицирующих добавок для гидрофобизации огнетушащих порошков // Болота и биосфера: матер. Всерос. с междунар. уч. 9-й школы молодых ученых. Владимир: Прессто, 2015. С. 113–122.

8. Федько И. В. Химико-фармакологическое исследование специфических органических веществ торфа: автореф. дис. ... канд. фармацевт. наук. Томск, 2006. 19 с.

Поступила в редакцию 29 сентября 2017 года

THE DETERMINATION OF PEAT ORGANIC MATTER GROUP COMPOSITION BASED ON GENETIC CLASSIFICATION WITH THE ACCOUNT OF THE DATA FROM THE DETAILED SURVEY

Egoshina O. S., Aleksandrov B. M. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: moc-olya@yandex.ru

Organic matter group composition of Smetaninskoye peat deposit (Perm region) is studied. The purpose of the work is to determine organic matter composition based on the genetic classification in order to make further decisions over the complex exploitation of peat deposits. Taking into account the variety of the variants of application, the field development planning is directly related to the demand of various categories of peat. Analysis has been fulfilled of national and foreign experience of studying organic components of peat, their production and application. In order to calculate the group composition of peat organic matter, the percentage ratio of basic organic components with the account of the categories of peat raw material is calculated. To develop the system of calculation Microsoft Excel software has been used, which makes it possible to computerize the determination of categories and composition of peat according to the data, acquired as the result of the detailed survey and chemical analysis according to the methods of I.I. Litshvan, and others. The major content of humic acids (with the account of peat reserves), bitumens, and other organic components at the investigated deposit is noted in the categories V-3-(1-2), N-(2-3)-4. However the category N-(2-3)-4 has high index of ash content, the range of its application is vast. The data about the content of basic organic components acquired in the result of the detailed survey and calculations, serve as a basis for the construction of a model of peat raw material categories distribution, together with separate peat components.

Key words: genetic classification of peats; peat organic matter group composition; peat raw material categories.

REFERENCES

1. Antropova N. A. *Bituminoznye torfa Tomskoi oblasti: geologiia, genezis, resursy i perspektivy ikh ispol'zovaniia: avtoref. ... dis. kand. geol.-miner. nauk* [Bituminous peats of Tomsk region: geology, genesis, resources, and the prospects of their utilization. Cand. geol.-miner. sci. abstract of diss.]. Tomsk, 2004. 18 p.

2. Bernatonis V. K., Preis Iu. I., Bernatonis P. V. [The determination of sampling density at peat deposits]. *Vestnik Tomskogo gosudarstvennogo universiteta – Tomsk State University Journal*, 2010, no. 332, pp. 173–176. (In Russ.)

3. Khoroshavin L. B., and others. *Torf: vozgoranie torfa, tushenie torfianikov i torfokompozity* [Peat: peat ignition, peat bogs extinguishing, and peat composite materials]. Moscow, FGBU VNII GOChS (FTs) Publ., 2013. 256 p.

4. Aleksandrov B. M., Egoshina O. S. [Analytical investigations of the composition of ash constituent of a hard phase of peat for the assessment of a possibility of utilization in the national economy]. *Agroprodovol'stvennaia politika Rossii – Agro-Food Policy in Russia*, 2017, no. 5, pp. 110–117. (In Russ.)

5. Chambers F. M., Beilman D. W., Yu Z. Methods for determining peat humification and for quantifying peat bulk density, organic matter and carbon content for palaeostudies of climate and peatland carbon dynamics. *Mires and Peat*, 2010/11, vol. 7, article 07, pp. 1–10.

6. Strack M., Cagampan J., Hassanpour Fard G., Keith A.M., Nugent K., Rankin T., Robinson C., Strachan I. B., Waddington J. M., Xu B. Controls on plot scale growing season CO_2 and CH_4 fluxes in restored peatlands: Do they differ from unrestored and natural sites? *Mires and Peat*, vol. 17, article 05, pp. 1–18.

7. Misnikov O. S., Dmitriev O. V., Ivanov V. A. [The prospects of the use of peat modifying additives for hydrofobisation of dry chemical powder]. *Bolota i biosfera: mater. Vseros. s mezhdunar. uch. 9-i shkoly molodykh uchenykh* [Proc. All-Russian Conf. with Int. Part. of the 9th school of young scientists “Bogs and Bioshpere”]. Vladimir, Pressto Publ., 2015, pp. 113–122. (In Russ.)

8. Fed'ko I. V. *Khimiko-farmakologicheskoe issledovanie spetsificheskikh organicheskikh veshchestv torfa: avtoref. dis. ... kand. farmatsevt. nauk* [Chemical-pharmacological investigation of specific organic peat matters. Cand. pharm. sci. abstract of diss.]. Tomsk, 2006. 19 p.

УДК 622.232.8 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-22-29

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ КОНЦЕНТРАЦИИ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ СЕВЕРА

КУЗНЕЦОВ Д. В., КОСОЛАПОВ А. И.

В статье представлены результаты исследований динамики концентрации горного оборудования для выбора рационального варианта технологического комплекса карьера в суровых климатических условиях Севера. Показаны особенности технологии разработки карьеров при поэтапном развитии горных работ, временной консервации бортов и рабочих уступов. Для условий карьера «Восточный» по разработке Олимпиадинского золоторудного месторождения технология горных работ рассмотрена совместно с техническими средствами их осуществления. Установлена зависимость, позволяющая определять удельную производительность экскаваторных комплексов при разной длине блока панели. С учетом этого для имеющихся и перспективных моделей экскаваторов рассчитана требуемая обеспеченность взорванной горной массой. Предложены схемы сезонного производства горных работ, показано взаимное влияние природных, технических и технологических составляющих, что позволяет эффективно управлять производственной мощностью карьеров на рудных месторождениях в суровых климатических условиях.

Ключевые слова: ***суровые климатические условия; технологические комплексы карьера; рабочая зона карьера; концентрация горного оборудования; длина блока панели; ширина рабочей площадки; высота уступа; резерв взорванной горной массы.***

Дальнейшее развитие открытого способа разработки рудных месторождений в России обусловлено освоением территорий Севера, Сибири и Дальнего Востока с суровым климатом. Причем выполнение основных объемов горных работ происходит на крупных карьерах при совокупном применении разного горнотранспортного оборудования увеличенной единичной мощности и усовершенствованных технологических решений.

В настоящее время глубина карьеров по добыче алмазов и золота в этих районах достигла 500–600 м. При этом за последние 15–20 лет годовая производительность по горной массе увеличилась более чем в 2 раза, а мощность оборудования возросла в 1,5–2,0 раза [1].

В подобных условиях особое значение приобретает задача регулирования режима горных работ. К тому же ограничение размеров карьеров с ростом их глубины, стремление работать с минимальным текущим коэффициентом вскрыши и перенесением объемов вскрышных работ на более поздние периоды, а также отсутствие возможности дальнейшего увеличения угла рабочего борта привели к неравномерному развитию карьерного пространства.

Одним из существенных научных достижений последних десятилетий для решения этих проблем в области открытой геотехнологии является создание и применение на многих глубоких карьерах поэтапной разработки с временной

Кузнецов Дмитрий Владимирович – кандидат технических наук, ведущий инженер горно-геологического отдела. 660028, г. Красноярск, ул. Телевизорная, 1, стр. 9, ООО «Полюс Проект». E-mail: KuznetsovDV@mail.ru

Косолапов Александр Иннокентьевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой открытых горных работ. 660025, г. Красноярск, просп. им. газеты «Красноярский рабочий», 95, Сибирский федеральный университет. E-mail: Kosolapov1953@mail.ru

консервацией бортов и рабочих уступов [2]. При этом способе разработки часть фронта работ в карьере консервируют и выделяют временно нерабочие борта (ВНБ).

Разработка карьеров этапами позволяет законсервировать значительные объемы вскрышных пород, но ограничивает площадь рабочей зоны и усложняет организацию горных работ. Обычно ширина зоны разноса ВНБ не превышает 100 м и может составлять 30–40 м. Это позволяет одновременно разрабатывать не более 2–3 уступов, затрудняет подготовку горной массы к выемке, повышает частоту массовых взрывов и увеличивает количество перегонов оборудования. Экскаваторы часто работают в тупиковых забоях. Взорванная горная масса на одном уступе перекрывает рабочие площадки на нижележащих уступах и затрудняет работу транспорта. Заваливание транспортных съездов в результате взрывных работ в зоне разноса бортов может усложнить грузотранспортную связь с поверхностью.

Весьма важным в такой ситуации, по мнению авторов, является рациональное управление концентрацией горного оборудования в рабочей зоне карьеров и правильный выбор технологических комплексов открытых горных работ для разных периодов года.

Рассмотрим следующие основные понятия. *Концентрация горных работ* – это степень их сосредоточения в рабочем пространстве (рабочей зоне) карьера.

Оценить концентрацию открытых горных работ $К_i$ можно следующим образом:

$$К_1 = \sum_1^n E_i \Big/ S_р,\ м^3/м^2; \qquad К_2 = N_к \big/ S_р,\ ед./м^2; \qquad К_3 = A_р \Big/ \sum_1^n E_i,\ т/м^3;$$

$$К_4 = A_р \big/ N_к,\ т/ед.; \qquad К_5 = A_р \big/ S_р,\ т/м^2,$$

где $\sum_1^n E_i$ – суммарная вместимость ковшей экскаваторов, м^3; $N_к$ – количество комплексов оборудования, ед.; $S_р$ – площадь рудной зоны карьера, м^2; $A_р$ – производственная мощность карьера по руде, т.

Рабочая зона карьера – это зона, в которой выполняют основные технологические процессы открытых горных работ [3]. Здесь в рассматриваемый момент времени ведут подготовительные, вскрышные и добычные работы в соответствующих выработках [4, 5]. Эти выработки, т. е. траншеи, котлованы, вскрышные и добычные уступы, находятся в постоянном движении до достижения своего предельного (или промежуточного) положения, предусмотренного проектом разработки месторождения.

Интенсивность горных работ при этом характеризуется скоростью их понижения и подвигания фронта [6], которые в период углубки карьера (до момента достижения дна карьера) находятся в определенных соотношениях для соблюдения требуемых закономерностей формирования рабочего пространства [7, 8].

Понятие о технологических комплексах карьеров как совокупности комплексов оборудования и технологических решений, совместно обеспечивающих безопасное, высокопроизводительное и экономичное выполнение горных работ в плановых объемах, введено академиком В. В. Ржевским [3]. Разработанные и получившие дальнейшее развитие при этом положения в большинстве своем учитывают перечисленные особенности. Они справедливы и применимы для разработки современных глубоких карьеров Севера, но требуют системного дополнения с учетом рыночных условий, многообразия современного горнотранспортного оборудования, особенностей строения месторождений и климата.

Эти обстоятельства и предопределили проведение настоящих исследований, необходимых для обоснования размеров экскаваторных блоков и принятия решений по выбору технологических комплексов карьеров для разработки рудных месторождений в суровых климатических условиях Севера.

В качестве объекта исследований был принят самый крупный в России золоторудный карьер «Восточный». Его разработку ведут зонами концентрации уже около тридцати лет, при этом средний угол падения рудного тела составляет 82°, а площадь рабочей зоны карьера варьирует в очень широких пределах.

Анализ практики и имеющихся проектных решений показал, что высота добычного уступа за срок разработки карьера увеличилась с 5 до 15 м и это связано с изменением типоразмера экскаваторов. Так, в первые годы разработки карьера применялся экскаватор ЭКГ-5А и высота уступа составляла 5 м, в дальнейшем, при использовании ЭКГ-10, она составила 10 м, а в проекте разработки последней очереди, где запланированы еще более мощные ЭКГ-18, ЭКГ-32Р, WK-20, WK-35, Komatsu PC 5500 или их аналоги, достигнет 15 м.

В то же время размеры блоков для одного и того же экскаватора даже в течение нескольких месяцев меняются значительно. Их ширину устанавливают исходя из требований размещения необходимого оборудования, подъездных путей, линий электропередач. Суммарная длина, т. е. фронт работ на уступе, существенно влияет на производительность оборудования и интенсивность разработки уступа. Причем главными факторами, определяющими размер экскаваторных блоков, являются условия расстановки экскаваторов и условия их обеспечения взорванной горной массой на определенный срок бесперебойной работы.

Исходя из этого, за период наиболее интенсивной работы карьера было исследовано влияние длины фронта работ на уступе и длины блока панели на удельную производительность экскаваторов.

Для этого, используя данные маркшейдерских замеров и графические положения горных работ, определили площадь рабочей зоны карьера $S_к$, м^2, как сумму площади рудной и вскрышной зон:

$$S_к = S_р + S_в,$$

где $S_в$ – площадь вскрышной зоны карьера, м^2.

При заданной ширине рабочей площадки ($Ш_{р.п} \approx$ const) для каждой модели экскаватора ($E \approx$ const) рассчитали общую длину $L_{о.ф}$, длину добычного $L_{д.ф}$ и вскрышного $L_{в.ф}$ фронтов работ, м:

$$L_{д.ф} = \frac{S_р}{Ш_{р.п}}; \qquad L_{в.ф} = \frac{S_в}{Ш_{р.п}}; \qquad L_{о.ф} = L_{д.ф} + L_{в.ф}.$$

Зная количество применяемых комплексов оборудования, определили длину блока панели, м:

$$L_б = \frac{L_{д.ф}}{N_к}.$$

Таким образом, годовая производственная мощность карьера по руде, т, определяется согласно выражениям:

$$A_р = N_к Q_к, \qquad \text{или} \qquad A_р = \sum_1^n E_i q_э,$$

где $Q_к$ – производительность комплекса оборудования, т; $q_э$ – удельная производительность кубоковша экскаватора, т/м^3, $q_э = Q_к/E$.

В результате обработки полученных данных установили зависимость для определения удельной среднемесячной производительности экскаваторов в рассматриваемых условиях (рис. 1). Рассеивание проиллюстрированного здесь облака данных обусловлено главным образом тем, что длина фронта работ на уступе непрерывно изменяется, а число экскаваторов и блоков может быть только целым. Кроме того, существенное влияние на производительность экскаваторов оказывают неблагоприятные климатические факторы. Ранее было установлено [9], что сезонные колебания температуры воздуха, интенсивные осадки, туманы и прочие факторы снижают производительность электрических экскаваторов в декабре, январе и феврале по отношению к периоду май–сентябрь в среднем на 15–20 %. Для гидравлических экскаваторов в это время изменение производительности составляет примерно 30 %.

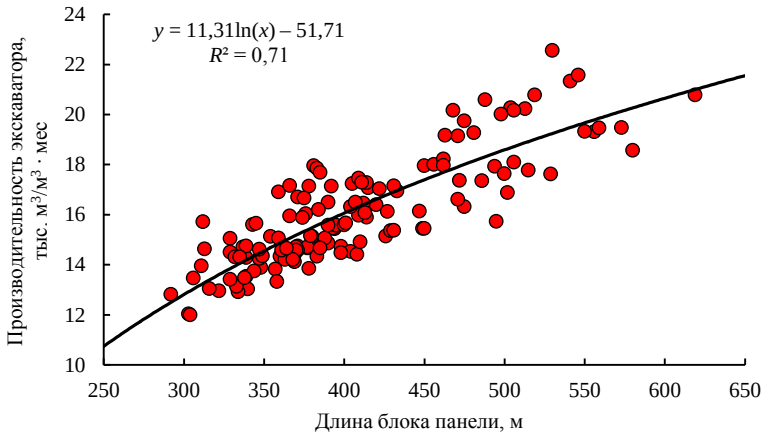


Рис. 1. Зависимость удельной производительности экскаваторов от длины блока панели в условиях карьера «Восточный» Олимпиадинского месторождения

С учетом этого для существующих и перспективных моделей экскаваторов рассчитали обеспеченность взорванной горной массой, сут:

$$n = \frac{L_{б} Ш_{р.п} h n_{дн}}{Q_{э.мес} E K_{кл}}, \quad (1)$$

где h – высота уступа, м; $n_{дн}$ – число рабочих дней экскаватора в месяц; $Q_{э.мес}$ – средняя производительность экскаватора в месяц, тыс. м^3/м^3 · мес (установлена по зависимости на рис. 1); $K_{кл}$ – коэффициент, учитывающий влияние климата на производительность экскаваторов в разные месяцы года.

Для экскаваторов с электрическим приводом значение коэффициента $K_{кл}$ в период май–сентябрь составляет 1,05–1,10, в апреле и октябре – 1,0, в ноябре–марте – 0,90–0,95. Для гидравлических экскаваторов в период ноябрь–март значение $K_{кл}$ принято 0,8–0,9. Результаты расчетов по формуле (1) приведены в таблице.

Полученные результаты позволяют оперативно определять объемы и размеры экскаваторных блоков в рабочей зоне и могут быть использованы для сезонного регулирования режима горных работ и управления производственной мощностью карьеров Севера.

При этом концентрация горного оборудования и интенсивность горных работ повышается при уменьшении длины блока панели и ширины рабочей площадки, увеличении типоразмеров и производительности оборудования.

Обеспеченность экскаваторов карьера «Восточный» взорванной горной массой

Модель экскаватора	Обеспеченность взорванной горной массой, сут, при длине блока панели, м*											
	300			400			500			600		
	май–сентябрь	апрель, октябрь	ноябрь–март	май–сентябрь	апрель, октябрь	ноябрь–март	май–сентябрь	апрель, октябрь	ноябрь–март	май–сентябрь	апрель, октябрь	ноябрь–март
Комплексы с электрическими экскаваторами и уступами высотой 10 м												
ЭКГ-10, E = 10 м^3	26–28	28–29	29–32	28–29	29–30	30–34	30–32	32–33	33–37	32–34	34–35	35–40
ЭКГ-18, E = 18 м^3	16–17	17–18	18–20	17–18	18–19	19–21	19–20	20–21	21–23	20–21	21–22	22–25
WK-20, E = 20 м^3	14–15	15–16	16–17	15–16	16–17	17–18	16–17	17–18	18–20	17–18	18–19	19–22
Комплексы с гидравлическими экскаваторами и уступами высотой 10 м												
PC2000, E = 11 м^3	20–22	23–24	24–29	23–24	24–25	25–29	25–26	26–27	27–30	27–28	28–29	29–33
PC3000, E = 15 м^3	15–16	17–18	18–22	17–18	18–19	19–22	18–19	19–20	20–23	20–21	21–22	22–25
Комплексы с электрическими экскаваторами и уступами высотой 15 м												
ЭКГ-18, E = 18 м^3	25–26	26–27	27–30	26–28	28–29	29–32	28–30	30–31	31–35	30–32	32–33	33–38
WK-20, E = 20 м^3	21–22	22–23	23–26	22–24	24–25	25–28	24–26	26–27	27–30	26–28	28–29	29–32
ЭКГ-32, E = 32 м^3	14–15	15–16	16–18	15–16	16–17	17–19	16–17	17–18	18–20	18–19	19–20	20–22
WK-35, E = 35 м^3	13–14	14–15	15–16	14–15	15–16	16–17	15–16	16–17	17–19	16–17	17–18	18–20
Комплексы с гидравлическими экскаваторами и уступами высотой 15 м												
PC5500, E = 28 м^3	13–14	14–15	16–17	14–15	15–16	16–18	15–16	16–17	17–19	17–18	18–19	19–21

* Приведенные данные соответствуют минимальной ширине рабочей площадки.

Вместе с тем необходимо учитывать, что повышение концентрации горного оборудования в рабочей зоне является временной мерой и в благоприятный период оно должно быть компенсировано. Постоянное уменьшение рабочих площадок может привести к тому, что площади для размещения оборудования будет недостаточно. В таких условиях технология горных работ будет небезопасна.

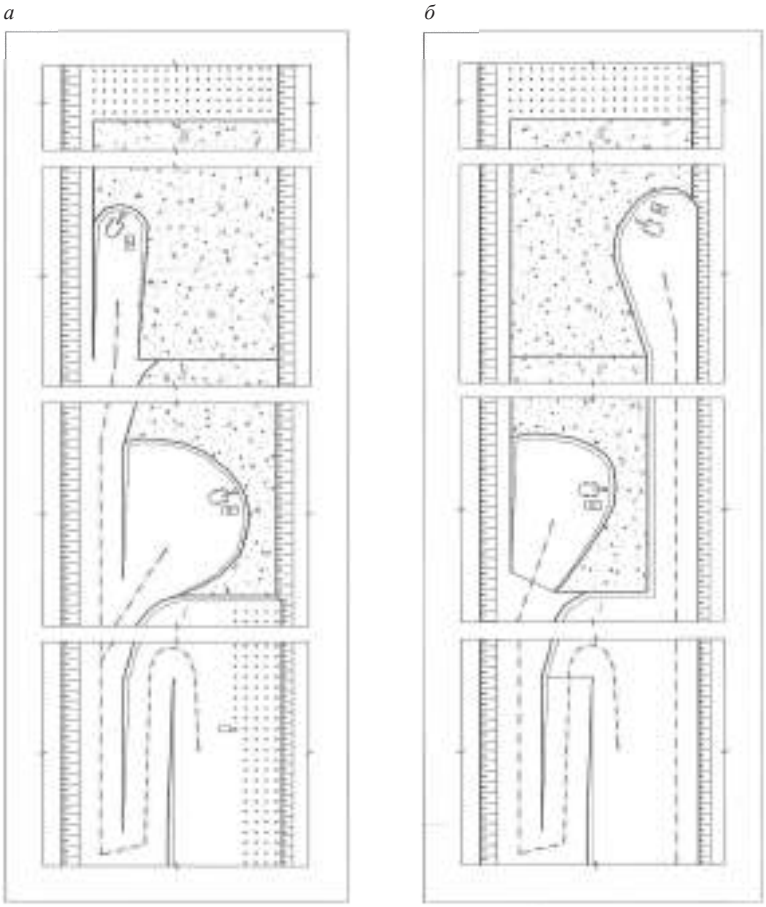


Рис. 2. Схемы ведения горных работ:
а – с односторонним вскрытием экскаваторных блоков скользящими съездами в весенний и осенний периоды; *б* – с двухсторонним вскрытием в зимний период

Исходя из этого предложены технологические схемы сезонного производства горных работ (рис. 2, 3).

Согласно схемам на рис. 3, фронт работ делят на экскаваторные блоки установленной длины, а транспортную связь осуществляют системой скользящих съездов. Причем на первоначальных этапах используют часть площади предохранительной бермы. Экскаватор, пройдя съезд, формирует полукотлован и разрабатывает блок, а его выход происходит обратным ходом. В рассматриваемых условиях схема, показанная на рис. 2, *а*, наиболее эффективна в осенний и весенний периоды. При необходимости увеличения интенсивности разработки в зимнее время возможна схема, предложенная на рис. 2, *б*, когда транспортные съезды дополнительно формируют со стороны выработанного пространства.

Существенно изменять интенсивность ведения горных работ в рассматриваемых условиях можно также по схемам, приведенным на рис. 3. По ним в наиболее неблагоприятные периоды года следует осуществлять переход от традицион-

ной последовательной технологии (рис. 3, *а*) к последовательно-параллельной (рис. 3, *б*). Это позволит даже при минимальных размерах рабочих площадок оборудования уменьшить активную ширину рабочей площади на горизонте почти в два раза.

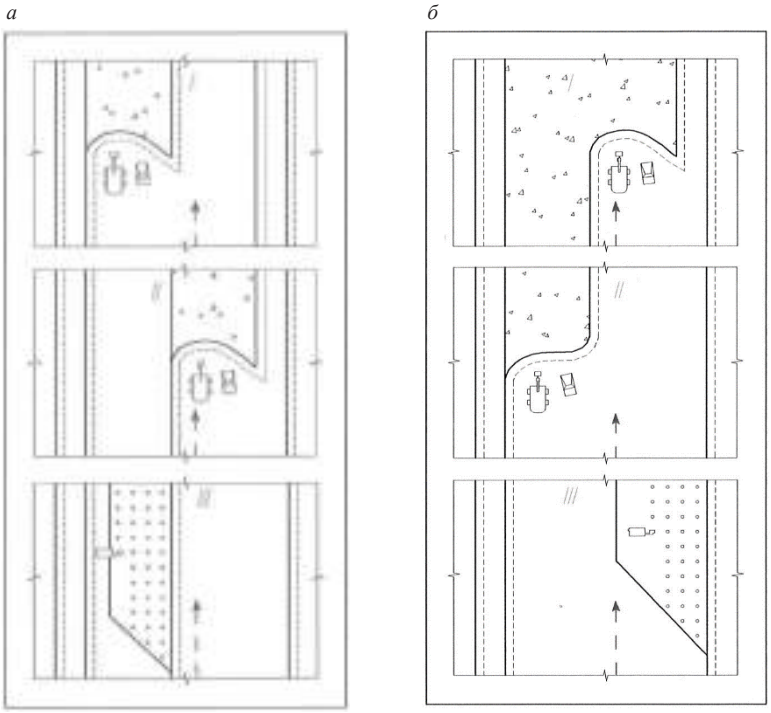


Рис. 3. Схемы ведения горных работ:
а – с последовательной разработкой экскаваторных блоков в летний период;
б – с последовательно-параллельной разработкой в зимний период

Предложенные схемы дополняют имеющиеся подходы для выбора технологических комплексов карьеров на рудных месторождениях в суровых климатических условиях, позволяют управлять производственной программой горнодобывающих предприятий и могут быть использованы при их проектировании. При этом окончательное решение должно приниматься на основе оценки взаимовлияния природных, технических и технологических составляющих.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кузнецов Д. В. Обоснование технологических комплексов горнотранспортного оборудования для открытой разработки рудных месторождений в суровых климатических условиях: дис. … канд. техн. наук. Красноярск, 2015. 150 с.
2. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / К. Н. Трубецкой [и др.] М.: МГГУ, 1994. 418 с.
3. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. М.: Либроком, 2010. 551 с.
4. Ракишев Б. Р. Рабочая зона карьера и ее параметры // Горный журнал. 2003. № 3. С. 17–21.
5. Ракишев Б. Р. Технологические комплексы открытых горных работ. Алматы: КазНТУ, 2015. 313 с.
6. Гавришев С. Е., Бурмистров К. В., Колонюк А. А. Интенсивность формирования рабочей зоны глубоких карьеров: монография. Магнитогорск: МГТУ, 2013. 189 с.
7. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981. 278 с.
8. Арсентьев А. И. Законы формирования рабочей зоны карьера. Л.: ЛГИ, 1986. 54 с.
9. Косолапов А. И., Малофеев Д. Е., Кузнецов Д. В. Исследование сезонной динамики производительности горнотранспортного оборудования при открытой разработке месторождений в суровых климатических условиях // ГИАБ. 2015. № 1. С. 17–22.

Поступила в редакцию 27 сентября 2017 года

THE STUDY OF MINING EQUIPMENT CONCENTRATION DYNAMICS IN CONDITIONS OF DEEP OPEN PITS OF THE NORTH

Kuznetsov D. V. – OOO Polius Proekt, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: KuznetsovDV@mail.ru
Kosolapov A. I. – Siberian Federal University, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: Kosolapov1953@mail.ru

The article introduces the results of the study of mining equipment concentration dynamics to select the rational variant of technological complex of an open pit in severe weather conditions of the North. Peculiarities of open pit development technology are revealed under step-by-step development of mining operations, temporary abandonment of edges and working benches. For the conditions of open pit "Vostochny" on the development of Olimpiada gold mine, the technology of mining is considered together with hardware for its execution. The dependence is established, which makes it possible to determine specific capacity of excavating complexes under various panel block length. With this account the required supply of blasted rock mass is calculated for the existing and prospective models of excavating machines. The schemes of seasonal production of works are suggested, mutual influence of natural, technical, and technological constituents is revealed, which makes it possible to effectively manage the productive capacity of open pits at ore deposits in severe weather conditions.

Key words: severe weather conditions; technological complexes of an open pit; open pit operational zone; mining equipment concentration; panel block length; working platform width; bench height; blasted rock mass reserve.

REFERENCES

1. Kuznetsov D. V. *Obosnovanie tekhnologicheskikh kompleksov gornotransportnogo oborudovaniia dlia otkrytoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii v surovykh klimaticheskikh usloviiakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [The substantiation of technological complexes of mining and conveyor equipment for opencast mining of ore deposits in severe weather conditions. Cand. eng. sci. diss.]. Krasnoyarsk, 2015. 150 p.
2. Trubetskoi K. N., and others. *Gornye nauki. Osvoenie i sokhranenie nedr Zemli* [Mining sciences. The Earth bowels exploitation and protection]. Moscow, MSMU Publ., 1994. 418 p.
3. Rzhevskii V. V. *Otkrytye gornye raboty. Ch. 2. Tekhnologiia i kompleksnaia mekhanizatsiia* [Opencast mining. Part 2. Technology and integrated mechanization]. Moscow, Librokom Publ., 2010. 551 p.
4. Rakishev B. R. [Open pit operational zone and is parameters]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2003, no. 3, pp. 17–21. (In Russ.)
5. Rakishev B. R. *Tekhnologicheskie kompleksy otkrytykh gornykh rabot* [Technological complexes of opencast mining]. Almaty, KazNRTU Publ., 2015. 313 p.
6. Gavrishev S. E., Burmistrov K. V., Koloniuk A. A. *Intensivnost' formirovaniia rabochei zony glubokikh kar'erov: monografiia* [Monograph "Deep open pits operational zone formation intensity"]. Magnitogorsk, MSTU Publ., 2013. 189 p.
7. Arsent'ev A. I. *Vskrytie i sistemy razrabotki kar'ernykh polei* [Stripping and the systems of quarry fields development]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 278 p.
8. Arsent'ev A. I. *Zakony formirovaniia rabochei zony kar'era* [The laws of formation for open pit operational zone]. Leningrad, LGI Publ., 1986. 54 p.
9. Kosolapov A. I., Malofeev D. E., Kuznetsov D. V. [Investigation of seasonal dynamics of mining and conveyor equipment capacity under opencast development of deposits in severe weather conditions]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2015, no. 1, pp. 17–22. (In Russ.)

УДК 621.515 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-30-35

ОЦЕНКА ИНТЕГРАЛЬНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ОБЪЕКТОВ МАГИСТРАЛЬНОГО ТРАНСПОРТА ГАЗА

СМОРОДОВА О. В., БАЙКОВ И. Р., КИТАЕВ С. В., БЕРЕЖНОВ Д. А.

В статье рассмотрены вопросы оценки уровня промышленной безопасности одного из дочерних обществ ПАО «Газпром». Непрерывный контроль технологических параметров эксплуатации газотранспортной системы обеспечивает возможность оценки энергетической эффективности газоперекачивающего оборудования и прогнозирования аварийных ситуаций на единичной установке. Однако мониторинг параметров работы основного и вспомогательного оборудования компрессорных станций не позволяет решить вопрос о состоянии промышленной безопасности в дочернем обществе как едином целом. Поэтому задача интегральной оценки совокупности газоперекачивающего оборудования и линейной части магистральных газопроводов представляется актуальной. В работе рассмотрен способ оценки интегрального показателя безопасности системы магистральных газопроводов с помощью кривой Лоренца. В качестве параметра, определяющего степень промышленной опасности компрессорных станций, принято суммарное количество опасных веществ, обращающихся в аппаратах и трубопроводах каждого линейного производственного управления магистральных газопроводов: природный газ, метилмеркаптан, диэтиленгликоль, метиловый спирт, турбинное и автомобильное масло, бензин, керосин, дизельное топливо. Класс опасности каждого опасного вещества находится в диапазоне от 2 до 4. Количественным критерием такой интегральной оценки принят коэффициент Джини. Результаты построения кривой Лоренца позволили определить коэффициент Джини по системе магистральных газопроводов региона с учетом расположения компрессорных станций. В работе сделаны выводы о распределении опасных веществ по системе магистральных и распределительных газопроводов. Определен предлагаемый интегральный критерий промышленной безопасности Джини для дочернего общества как единого целого объекта. Показано, что интегральный коэффициент Джини составляет 0,282, что свидетельствует об умеренно неравномерном распределении опасных веществ по системе перекачки магистрального газа региона.

Ключевые слова: ***опасное вещество; кривая Лоренца; коэффициент Джини; промышленная безопасность; ранжирование.***

Система магистрального транспорта газа во многом определяет стратегию развития страны и ее отношений с партнерами на международном рынке [1].

Смородова Ольга Викторовна – кандидат технических наук, доцент кафедры промышленной теплоэнергетики. 450062, г. Уфа, ул. Космонавтов, 1, Уфимский государственный нефтяной технический университет. E-mail: olga_smorodova@mail.ru

Байков Игорь Равильевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой промышленной теплоэнергетики. 450062, г. Уфа, ул. Космонавтов, 1, Уфимский государственный нефтяной технический университет. E-mail: pte@rusoil.net

Китаев Сергей Владимирович – доктор технических наук, профессор кафедры транспорта и хранения нефти и газа. 450062, г. Уфа, ул. Космонавтов, 1, Уфимский государственный нефтяной технический университет. E-mail: svkitaev@mail.ru

Бережнов Дмитрий Александрович – студент кафедры транспорта и хранения нефти и газа, 450062, г. Уфа, ул. Космонавтов, 1, Уфимский государственный нефтяной технический университет. E-mail: Bereg.dmit@gmail.com

Вместе с тем объекты газотранспортной системы представляют один из главных источников пожаро- и взрывоопасности, а также напряженной техногенной и экологической обстановки [2]. Повышение безопасности компрессорных станций и вспомогательных подразделений системы является основным способом предотвращения угроз техногенного характера [3].

Риск возникновения катастроф и аварий, масштабы их последствий напрямую зависят от энергетической мощности единичных производственных объектов, своевременности обновления технологического и вспомогательного оборудования. Кроме того, виды и количество опасных и вредных веществ, обращающихся в технологическом процессе, следует рассматривать как важнейшие предпосылки негативного влияния техносферы на окружающую среду и человека [4].

Наиболее масштабные аварии на трубопроводах перекачки нефтепродуктов и углеводородного сырья в большинстве случаев происходят из-за возникновения источника утечки горючей среды при разгерметизации трубопроводов и/или оборудования (Улу-Теляк, 1989 г.). Многие вещества, будучи взрыво- и огнеопасными [5], являются также токсичными и могут вызывать отравление человека в концентрации значительно меньшей, чем взрывоопасная [6].

Опасные вещества, обращающиеся в технологическом процессе магистрального транспорта газа и содержащиеся на площадках компрессорных станций ЛПУМГ

Опасное вещество	Аппараты КС, т	Трубопроводы КС, т	В магистральных и распределительных газопроводах, т	На площадках компрессорных станций ЛПУМГ, %
Природный газ	785,6	5010,4	575 612,7	44,63
Турбинное масло	5648,94	47,6	–	44,11
Керосин	236,1	–	–	2,15
Одорант	50,9	0,2	–	0,10
Дизельное топливо	305,2	–	–	2,95
Диэтиленгликоль	377,9	3,0	–	2,07
Бензин	831,9	612,6	–	2,01
Автомобильное масло	39,0	–	–	0,22
Газоконденсат	293,0	87,1	–	0,01
Метанол	611,8	59,4	–	1,75
Всего	9180,3	5820,4	575 612,7	100,00
Итого		590 613,4		100,00

Непрерывный контроль технологических параметров эксплуатации газотранспортной системы обеспечивает возможность оценки энергетической эффективности газоперекачивающего оборудования [7] и прогнозирования аварийных ситуаций на единичной установке. Однако мониторинг параметров работы основного и вспомогательного оборудования компрессорных станций [8] не позволяет решить вопрос о состоянии промышленной безопасности в дочернем обществе как едином целом. Поэтому задача интегральной оценки совокупности газоперекачивающего оборудования и линейной части магистральных газопроводов (МГ) представляется актуальной.

Оценка влияния системы магистральных газопроводов на уровень промышленной безопасности в регионе расположения выполнена на примере одного из дочерних обществ ПАО «Газпром». Технологический процесс перекачки магистрального газа реализуется мощностями 16 компрессорных станций (КС) в составе 12 линейных производственных управлений магистральных газопроводов (ЛПУМГ).

Основными технологическими объектами ЛПУМГ являются линейная часть магистральных газопроводов и газопроводов-отводов, компрессорные станции, газораспределительные станции (ГРС), автомобильные газонаполнительные компрессорные станции (АГНКС).

В технологическом процессе магистральной перекачки природного газа и его распределении потребителям обращаются 10 опасных для человека веществ общим количеством около 600 тыс. т (таблица).

Анализ структуры опасных веществ показал, что около 90 % всего количества, обращающегося в оборудовании и трубопроводах компрессорных станций, составляют природный газ и турбинное масло, причем в магистральных газопроводах содержится 97 %, в аппаратах КС – 2 %, в трубопроводах КС – 1 % всего количества опасных и вредных веществ. Распределение количества опасных веществ по компрессорным станциям и магистральным газопроводам показано на рис. 1.

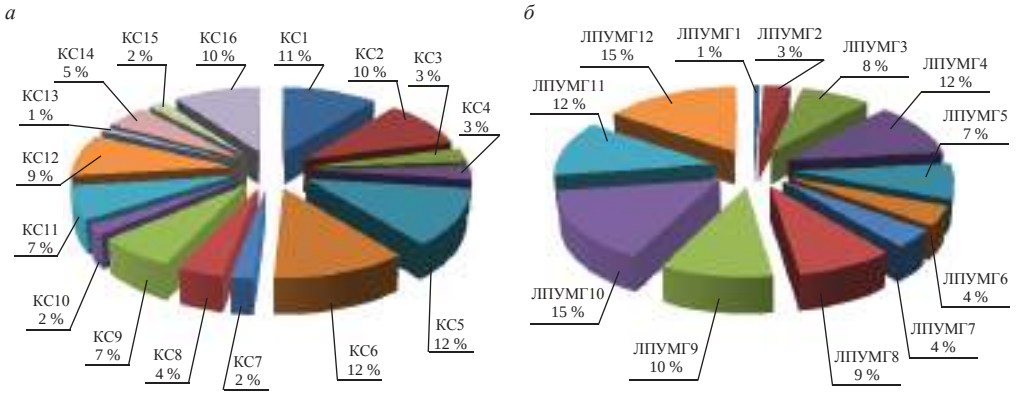


Рис. 1. Структура опасных веществ по месту обращения в процессе магистрального транспорта природного газа:
а – локально на КС; *б* – равномерное распределение по газопроводам каждого ЛПУМГ

Пространственная привязка количества опасных веществ к координатам территории региона показала, что максимальное количество опасных веществ сосредоточено по линии северо-западного направления области в соответствии с коридором магистральных газопроводов (рис. 2).

Установлена взаимосвязь количества опасных веществ с мощностью КС, коэффициент корреляции составляет 0,94.

Для количественной оценки распределения промышленного риска по территории системы транспорта газа использован метод обобщенных показателей опасности. В качестве критерия для анализа системы рассмотрено количество обращающихся опасных веществ. Именно этот параметр определяет масштабы аварии и ее технико-экономические последствия.

Методы оценки безопасности эксплуатации каждой компрессорной станции и линейной части магистральных газопроводов позволяют создать шкалу оценок промбезопасности каждого оборудования. Однако подобная информация недостаточна для определения уровня промышленной безопасности системы транспорта магистрального газа в целом, рассматриваемой как единый объект.

Предлагаемое в работе построение комплексного показателя какой-либо совокупности основано на построении кривой Лоренца и использовании коэффициента Джини [9]. Коэффициент Джини K_d используется для описания степени неравномерности распределения какого-либо обобщенного показателя по его

составляющим. При полном равенстве вклада каждого компонента $K_d = 0$, если же совокупность резко дифференцирована по доле каждого компонента, то K_d приближается к 1.

Подобные свойства позволяют оценить вклад единичных составляющих в общий результат всей системы [10]. Для поставленной задачи об оценке уровня промышленной безопасности системы магистрального транспорта газа вклад каждой компрессорной станции – количество опасных веществ в оборудовании и газопроводах.

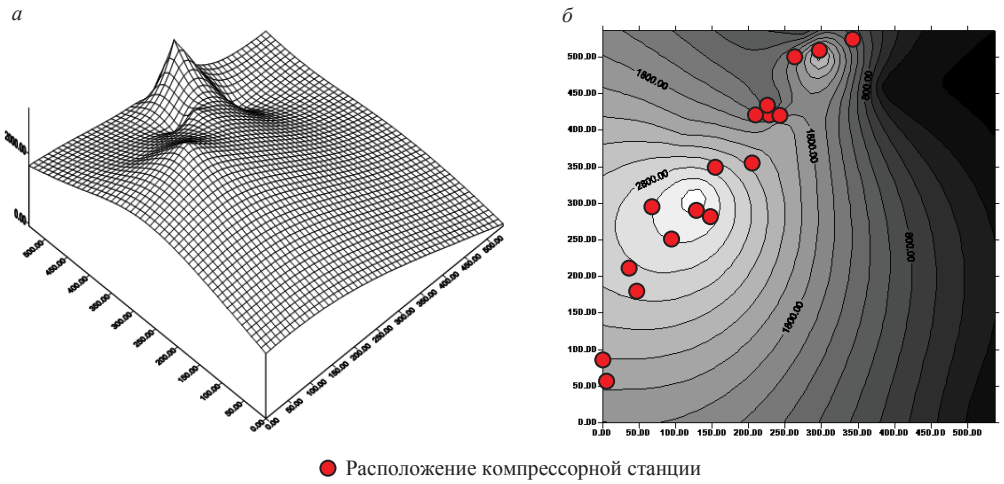


Рис. 2. Распределение опасных веществ по территории региона:
а – трехмерное представление; *б* – визуализация изолиний

Методика, изложенная авторами [9], реализована для оценки уровня промышленной безопасности 16 компрессорных станций 12 ЛПУМГ рассмотренного дочернего общества. На рис. 3 приведена кривая Лоренца распределения опасных веществ по КС газотранспортной системы. Коэффициент Джини составляет 0,282.

Таким образом, можно заключить, что компрессорные станции по количеству опасных веществ характеризуются умеренной неравномерностью их распределения.

Представленный метод позволяет определять коэффициент Джини и на разных этапах цикла эксплуатации газотранспортной системы, и в пределах дочерних обществ. Преимущества такого подхода состоят в том, что независимо от конкретных условий и особенностей системы магистрального транспорта газа ее промышленная безопасность характеризуется с помощью единого обобщенного коэффициента. Такой подход определяет универсальность данного параметра и возможность сравнения показателей промышленной безопасности различных газотранспортных систем.

Итак, для дочернего общества ПАО «Газпром» проведена интегральная оценка ЛПУМГ по количеству обращающихся опасных веществ (всего 10 наименований). Представлена трехмерная визуализация распределения количества опасных веществ по территории региона локализации. Идентифицированы области с пониженным уровнем промышленной безопасности, соответствующие максимальной концентрации опасных веществ на компрессорных станциях. Установлена высокая взаимосвязь количества опасных веществ с установленной мощностью КС, коэффициент корреляции составляет 0,94.

Оценка равномерности распределения опасных веществ по ЛПУМГ реализована построением кривой Лоренца. Количественная оценка распределения уровня безопасности дана по значению коэффициента Джини K_d. Показано, что значение K_d = 0,282 свидетельствует об умеренно неравномерном распределении

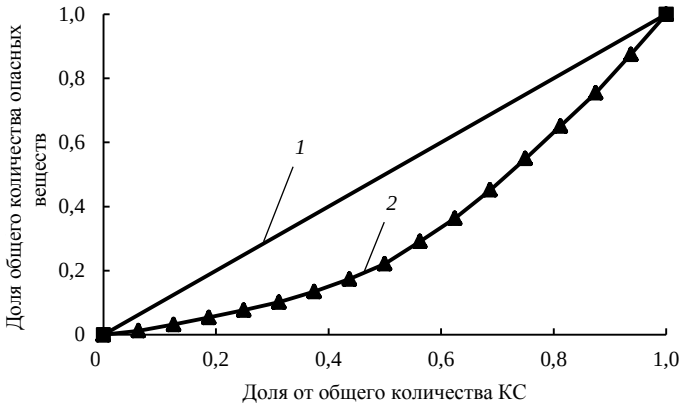


Рис. 3. Распределение опасных веществ по КС газотранспортной системы:
1 – теоретическое; *2* – фактическое (кривая Лоренца)

опасных веществ по КС системы магистральных газопроводов. Преимущество коэффициента Джини перед среднеарифметическим значением для анализируемой группы заключается в более адекватной оценке, позволяющей учесть ранги анализируемых признаков в группах, при этом исключается влияние отдельных КС с доминирующим значением признака.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Байков И. Р., Китаев С. В., Фарухшина Р. Р. Определение показателей энергоэффективности газоперекачивающих агрегатов с применением нейронных сетей // Нефтегазовое дело: электрон. науч. журн. 2015. № 1. С. 141–152. URL: http://ogbus.ru/issues/1_2015/ogbus_1_2015_p141-152_BaikovIR_ru.pdf (дата обращения: 29.03.2017).

2. Китаев С. В., Смородова О. В., Кузнецова Е. В. Восстановление зависимостей взаимосвязи параметров внешней газовоздушной среды предприятий нефтепереработки // Нефтегазовое дело: электрон. науч. журн. 2016. № 6. С. 121–137. URL: http://ogbus.ru/issues/6_2016/ogbus_6_2016_p121-137_KitaevSV_ru.pdf (дата обращения: 29.03.2017).

3. Шавалеев Д. А., Абдрахманов Н. Х. Управление промышленной безопасностью объектов топливно-энергетического комплекса на основе анализа и мониторинга рисков // Нефтегазовое дело: электрон. науч. журн. 2012. № 6. С. 435–441. URL: http://ogbus.ru/authors/ShavaleevDA/ShavaleevDA_1.pdf (дата обращения: 29.03.2017).

4. Киреев И. Р., Закирова З. А., Латыпова Э. А. Методы устранения опасности возникновения взрывов и пожаров на ООО РН-Юганскнефтегаз // Безопасность жизнедеятельности. 2015. № 10(178). С. 37–39.

5. Байков И. Р., Смородова О. В., Сергеева К. В. Оценка обобщенных показателей промышленной безопасности технологических установок нефтеперерабатывающего завода // Нефтегазовое дело: электрон. науч. журн. 2016. № 6. С. 138–150. URL: http://ogbus.ru/issues/6_2016/ogbus_6_2016_p138-150_BaikovIR_ru.pdf (дата обращения: 29.03.2017).

6. Смородова О. В., Китаев С. В., Сергеева К. В. Повышение взрывопожарной безопасности с помощью огнепреградителей насадочного типа // Нефтегазовое дело: электрон. науч. журн. 2016. № 5. С. 193–206. URL: http://ogbus.ru/issues/5_2016/ogbus_5_2016_p193-206_SmorodovaOV_ru.pdf (дата обращения: 29.03.2017).

7. Байков И. Р., Кузнецова М. И., Китаев С. В. Определение показателей энергоэффективности в магистральном транспорте газа // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. 2013. № 3. С. 46–49.

8. Байков И. Р., Китаев С. В., Шаммазов И. А. Перспективы энергоресурсосбережения в условиях длительно эксплуатируемой газотранспортной системы // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. 2012. № 4. С. 9–13.

9. Байков И. Р., Смородов Е. А., Ахмадуллин К. Р. Методы анализа надежности и эффективности систем добычи и транспорта углеводородного сырья. М.: Недра-Бизнесцентр, 2003. 275 с.

10. Смородов Е. А., Деев В. Г., Исмаков Р. А. Методы экспресс-оценки качества фонда нефтедобывающих скважин // Изв. вузов. Нефть и газ. 2001. № 1. С. 40–44.

Поступила в редакцию 25 апреля 2017 года

INTEGRAL INDICATORS OF INDUSTRIAL SAFETY OF GAS TRANSPORTATION OBJECTS EVALUATION

Smorodova O. V., Baikov I. R., Kitaev S. V., Berezhnov D. A. – Ufa State Petroleum Technological University, Ufa, the Russian Federation. E-mail: olga_smorodova@mail.ru

The article considers the issues of assessing the level of industrial safety of one of the subsidiaries of PJSC Gazprom. Continuous monitoring of technological parameters of operation of the gas transportation system provides an opportunity to assess the energy efficiency of gas pumping equipment and to forecast emergency situations on a single installation. However, monitoring the parameters of the main and auxiliary equipment of the compressor stations does not allow to solve the issue of the industrial safety state in the Subsidiary Society as a single whole. Therefore, the problem of an integral evaluation of gas pumping equipment and the linear part of the main gas pipelines seems to be relevant. The paper considers a method for estimating the integral safety index of a main gas pipelines system using the Lorentz curve. As a parameter determining the degree of industrial danger of compressor stations, the total amount of hazardous substances circulating in the apparatus and pipelines of each linear production governance of main gas pipelines is taken: natural gas, methyl mercaptan, diethylene glycol, methyl alcohol, turbine and motor oil, gasoline, kerosene, diesel fuel. The hazard class of each dangerous substance is in the range from 2 to 4. The quantitative criterion for such an integral evaluation is the Gini coefficients. The results of constructing the Lorenz curve allowed us to determine the Gini coefficient for the system of the main gas pipelines of the region, taking into account the location of compressor stations. Conclusions are drawn about the distribution of hazardous substances through the system of main and distribution gas pipelines. Integral criterion of industrial safety for the Subsidiary Society as a single whole object is determined. It is shown that the integral coefficient of Gini is 0.282, which indicates a uniform distribution of hazardous substances through the transmission system of the region.

Key words: hazardous substance; Lorenz curve; Gini index; industrial security; ranging.

REFERENCES

1. Baikov I. R., Kitaev S. V., Farukhshina R. R. [Definition of energy efficiency indicators of gas transfer units with application of neural networks]. *Neftegazovoe delo: elektron. nauch. zhurn. – Oil and Gas Business. The Electronic Scientific Journal*, 2015, no. 1, pp. 141–152. Available at: http://ogbus.ru/issues/1_2015/ogbus_1_2015_p141-152_BaikovIR_ru.pdf. (Access date 29th March, 2017).
2. Kitaev S. V., Smorodova O. V., Kuznetsova E. V. [The correlation restoration between explosive atmosphere parameters of oil refining enterprise]. *Neftegazovoe delo: elektron. nauch. zhurn. – Oil and Gas Business. The Electronic Scientific Journal*, 2016, no. 6, pp. 121–137. Available at: http://ogbus.ru/issues/6_2016/ogbus_6_2016_p121-137_KitaevSV_ru.pdf. (Access date 29th March, 2017).
3. Shavaleev D. A., Abdrakhmanov N. Kh. [Management of industrial safety of objects of fuel and energy complex on the basis of the analysis and the monitoring of risks]. *Neftegazovoe delo: elektron. nauch. zhurn. – Oil and Gas Business. The Electronic Scientific Journal*, 2012. no. 6, pp. 435–441. Available at: http://ogbus.ru/authors/ShavaleevDA/ShavaleevDA_1.pdf. (Access date 29th March, 2017).
4. Kireev I. R., Zakirova Z. A., Latypova E. A. [Methods of eliminating the risk of explosions and fires at OOO RN-Yuganskneftegaz]. *Bezopasnost' zhiznedeiatel'nosti – Life Safety*, 2015, no. 10(178), pp. 37–39. (In Russ.)
5. Baikov I. R., Smorodova O. V., Sergeeva K. V. [Industrial security generalized indicators evaluation of oil refinery technology systems]. *Neftegazovoe delo: elektron. nauch. zhurn. – Oil and Gas Business. The Electronic Scientific Journal*, 2016, no. 6, pp. 138–150. Available at: http://ogbus.ru/issues/6_2016/ogbus_6_2016_p138-150_BaikovIR_ru.pdf. (Access date 29th March, 2017).
6. Smorodova O. V., Kitaev S. V., Sergeeva K. V. [The explosion security improving by packed type flame arresters]. *Neftegazovoe delo: elektron. nauch. zhurn. – Oil and Gas Business. The Electronic Scientific Journal*, 2016. no. 5, pp. 193–206. Available at: http://ogbus.ru/issues/5_2016/ogbus_5_2016_p193-206_SmorodovaOV_ru.pdf. (Access date 29th March, 2017).
7. Baikov I. R., Kuznetsova M. I., Kitaev S. V. [Determination of indicators of power efficiency of gas turbine and gas transfer units]. *Transport i khranenie nefteproduktov i uglevodorodnogo syr'ia – Transport and Storage of Oil Products and Hydrocarbons*, 2013, no. 3, pp. 46–49. (In Russ.)
8. Baikov I. R., Kitaev S. V., Shammazov I. A. [The prospects of energy conservation in conditions of protractedly exploited gas pipeline system]. *Transport i khranenie nefteproduktov i uglevodorodnogo syr'ia – Transport and Storage of Oil Products and Hydrocarbons*, 2012, no. 4, pp. 9–13. (In Russ.)
9. Baikov I. R., Smorodov E. A., Akhmadullin K. R. *Metody analiza nadezhnosti i effektivnosti sistem dobychi i transporta uglevodorodnogo syr'ia* [Methods of reliability and efficiency analysis for the systems of production and transportation of hydrocarbon crude]. Moscow, Nedra-Biznestsentr Publ., 2003. 275 p.
10. Smorodov E. A., Deev V. G., Ismakov R. A. [The methods of express-estimation of oil producing wells fund quality]. *Izvestiia vuzov. Neft' i gaz – Higher Educational Institutions News. Oil and Gas*, 2001, no. 1, pp. 40–44. (In Russ.)

УДК 622.278 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-36-41

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОДНОГО МАССИВА, ОСЛАБЛЕННОГО ТРЕЩИНОЙ

ЛАТЫШЕВ О. Г., ФРАНЦ В. В.

Устойчивость обнажений трещиноватых породных массивов определяется, как правило, процессом сдвига горных пород по плоскости ослабления (трещине). Параметры сдвига зависят от прочностных характеристик вмещающих пород и геометрии трещины. В работе на примере реальных условий карьера месторождения Удачное рассмотрена процедура анализа устойчивости породного массива. Дается методика разделения и количественной оценки параметров шероховатости и извилистости трещин на основе фрактального анализа их траектории. Описывается процедура построения паспорта прочности при сдвиге пород по трещине. Определяется истинная длина траектории и площади поверхности трещин с учетом их кривизны и оценки их фрактальной размерности. Дается анализ устойчивости обнажений при разной величине угла падения трещины. Результаты анализа позволяют определить коэффициент устойчивости обнажений и допустимую нагрузку на уступы карьера. Обсуждаемые методики анализа могут найти применение для различных условий открытой и подземной разработки трещиноватых породных массивов.

Ключевые слова: ***породный массив; трещина; фрактальный анализ; устойчивость; прогноз.***

В настоящее время известно более сотни методов, способов и приемов расчета устойчивости свободных откосов [1, 2]. Большинство из них основывается на представлении о массиве как о сыпучей среде и использовании закона Кулона. В контексте данной работы интерес представляют методы расчета устойчивости скальных массивов, ослабленных трещиной. В работе [3] дается классификация таких методов, основанная на различной геометрии плоскостей ослабления. Для плоской поверхности скольжения (трещины) обычно строится и исследуется методом последовательных приближений функция устойчивости в зависимости от угла наклона трещины и ее характеристик. При этом важнейшим фактором устойчивости является реальная геометрия трещины, которую нельзя рассматривать как плоскую поверхность.

В предположении сдвига пород по единичной трещине рассмотрим следующую схему. Пусть на плоскость трещины, ориентированной под углом α, действует сила F. Тогда ее нормальная (к линии трещины) составляющая $N = F\cos\alpha$, а касательная $T = F\sin\alpha$. Условие равновесия запишется в виде: $T = N\mathrm{tg}\varphi + CL_{и} \cdot 1$, где 1 – отражает единичную толщину модели блока с трещиной; φ – угол внутреннего трения; C – сцепление в плоскости трещины; $L_{и}$ – истинная (с учетом

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

Франц Владимир Владимирович – кандидат технических наук, ассистент кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: franc_vv@mail.ru

реальной геометрии) длина трещины. Коэффициент устойчивости $n_у$ как отношение удерживающих и сдвигающих сил для данной схемы запишется в виде:

$$n_у = \operatorname{ctg}\alpha \ \operatorname{tg}\varphi + \frac{CL_и}{F\sin\alpha}. \quad (1)$$

Отсюда можно определить допустимую нагрузку на уступ карьера при заданной величине коэффициента устойчивости:

$$F = \frac{CL_и}{\sin\alpha\left(n_у - \operatorname{ctg}\alpha \ \operatorname{tg}\varphi\right)}. \quad (2)$$

Таким образом, для расчета устойчивости в зависимости от угла падения трещины α требуется определить сцепление C, угол внутреннего трения φ и истинную (криволинейную) длину траектории трещины. Физические характеристики C и φ определятся паспортом прочности горной породы при сдвиге. Входящее в формулу коэффициента устойчивости (1) произведение $CL_и$ отражает силу сцепления $T = \tau_{сдв}L_и \cdot 1 = \tau_{сдв}S_и$, где $S_и$ – истинная площадь поверхности трещины.

Зависимость нормальных и сдвигающих усилий (паспорт прочности) для скальных пород с трещиной наиболее адекватно описывается уравнениями Н. Р. Бартона [4]. Им предложено описывать огибающую предельных кругов напряжений ломаной линией, участки которой соответствуют различным уровням нормальных напряжений. Причем пороговое значение напряжений σ* зависит от геометрии (морфологии) трещин. В принятой в отечественной литературе системе обозначений это значение определится выражением [6]:

$$\sigma^* = \sigma_{тр}/10^{(\alpha в/Kш)},$$

где $\sigma_{тр}$ – прочность при сжатии материала стенок трещины; $\alpha_в$ – угол волнистости, град.; $K_ш$ – коэффициент шероховатости.

На первом этапе сдвига (при $\sigma < \sigma^*$) паспорт прочности опишется уравнением:

$$\tau = \sigma \operatorname{tg}\left[\varphi_{ост} + K_ш \lg\left(\sigma_{тр}/\sigma\right)\right] + C.$$

На втором этапе (при $\sigma > \sigma^*$):

$$\tau = \sigma \operatorname{tg}\left[\varphi_{ост} + \alpha_в\right] + C.$$

В работе [6] авторами показано, что природные трещины являются фрактальными объектами, геометрию которых можно оценить их фрактальной размерностью. Параметры сдвига горной породы по трещине определяются множеством случайных независимых факторов, и в этом качестве их следует оценивать с вероятностных позиций. С учетом этого разработана статистическая (имитационная) модель сдвига, основанная на методе Монте-Карло [7]. Рассмотрим процедуру оценки устойчивости на примере карьера месторождения Удачное. Поверхностью ослабления уступа карьера является трещина длиной L = 12,75 м (рис. 1).

Вмещающая трещину порода (доломиты) имеет следующие характеристики: прочность при растяжении $\sigma_р$ = 5,1 МПа; прочность при сжатии $\sigma_{сж}$ = 31 МПа; сцепление $\tau_с$ = 10,8 МПа; угол внутреннего трения φ = 28,9°; модуль упругости E = 0,5 ГПа; объемный вес γ = 2,6 г/см^3.

С помощью комплекта компьютерных программ обработки электронных фотографий определены координаты трещины. Путем фрактального анализа выполнена оценка ее геометрических характеристик. На первом этапе по методике, изложенной в работе [6], произведено разделение характеристик шероховатости и извилистости трещины. Первая оценивается коэффициентом шероховатости и учитывает те неровности (зубцы) трещины, которые при данном усилии прижатия срезаются в ходе процесса сдвига. Извилистость определяет траекторию трещины, которая остается после среза зубцов шероховатости и определяет дилатансию (раздвижку берегов трещины при подъеме по ее линии извилистости).

Рис. 1. Фотография траектории трещины

Анализ большого числа природных трещин показывает, что их траекторию нельзя достаточно точно описать ни одной из простейших алгебраических функций. Наилучшее приближение дает аппроксимация линии извилистости кусочно-линейными функциями. На графике (рис. 2) показана процедура аппроксимации рассматриваемой трещины уравнениями линейных функций.

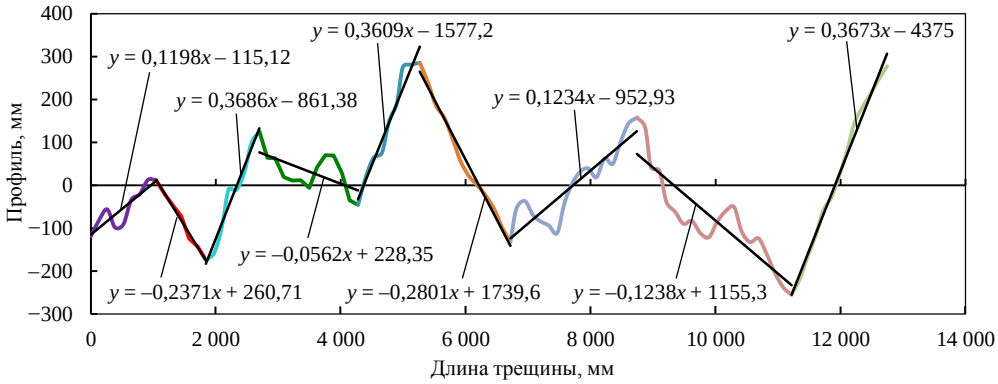


Рис. 2. Определение параметров извилистости трещины

Средний угол извилистости составляет $\alpha_в = 12{,}98°$. После исключения линии извилистости получены отклонения траектории трещины, характеризующие ее шероховатость (рис. 3).

Количественной характеристикой шероховатости (неровностей) трещины является ее фрактальная размерность [6]:

$$K_ш = 0{,}5 d_f^{5{,}2}. \quad (3)$$

Фрактальная размерность траектории трещины d_f определяется по специальной компьютерной программе, основанной на оценке параметров уравнения Ричардсона, связывающего размер объекта $L(\delta)$ с шагом его измерения δ [8]:

$L(\delta) \sim \delta^{\beta}$, где $\beta = 1 - d_f$. Для рассматриваемой трещины фрактальная размерность $d_f = 1{,}851$, что согласно уравнению (3) соответствует коэффициенту шероховатости $K_ш = 12{,}3$.

Полученные в результате изложенного анализа величины явились основой статистической модели сдвига [7]. Усреднение ее множественной реализации (100 итераций) позволило получить паспорт прочности при сдвиге рассматриваемых пород по трещине (рис. 4). При моделировании получено: C = 45 кПа; $\varphi = 28{,}9°$.

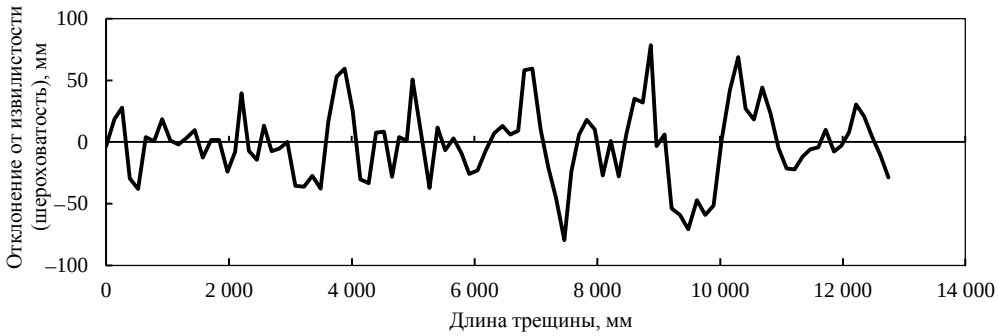


Рис. 3. Линия шероховатости трещины

Для оценки коэффициента устойчивости и допустимой нагрузки на уступ карьера (формулы (1), (2)) необходимо определить истинную длину и площадь трещины. В работе [9] истинную длину трещины $L_и$ предлагают определять следующим образом. Принимается, что трещина состоит из I участков с некоторыми усредненными параметрами изгиба: f – превышение траектории трещины на участке длиной a. Отношение $f/a = K_к$ названо коэффициентом кривизны трещины. Из условия, что каждый участок изгиба имеет круглоцилиндрическую форму, длина трещины на этом участке $L_и = 2\Delta\delta a/\sin\Delta\delta$, где $a = L_{пр}/I$; $L_{пр}$ – линейная длина трещины; $\Delta\delta$ – отклонение изгиба от угла наклона поверхности трещины α: $\Delta\delta = \mathrm{arctg}2f/a = \mathrm{arctg}2K_к$.

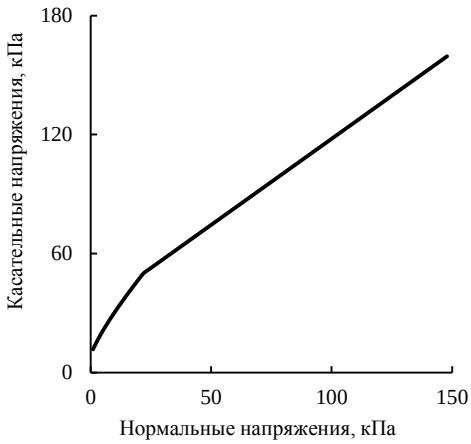


Рис. 4. Паспорт прочности при сдвиге горной породы по трещине

Понятно, что столь упрощенный подход, который затем используется в расчете устойчивости карьерных откосов, крайне неточен и не отражает истинную геометрию плоскостей ослабления (трещин). Исследованиями авторов показано [6], что наиболее адекватно истинная длина трещины определяется ее фрактальной размерностью d_f: $L_и = aL_0^{df}$, где a – коэффициент приведения, определяемый требуемой точностью оценки. Для решения инженерных задач целесообразно принимать $a = 0{,}3$. Тогда истинная длина трещины $L_и = 34{,}2$ м.

Для рассматриваемых условий нормальное давление на плоскость трещины (пригрузка) определится весом вышележащих пород $\sigma_т = \gamma H$ и при глубине зале-

гания ее средней части H = 5,5 м составит $\sigma_т$ = 143 кПа. Принимая площадь трещины как $L_и^2$, получим нормальное сдвигающее усилие $F = \sigma_т L^2$ = 22 800 кН. Угол падения трещины в массиве α = 30°. Тогда по формуле (1) коэффициент устойчивости $n_у$ = 1,1.

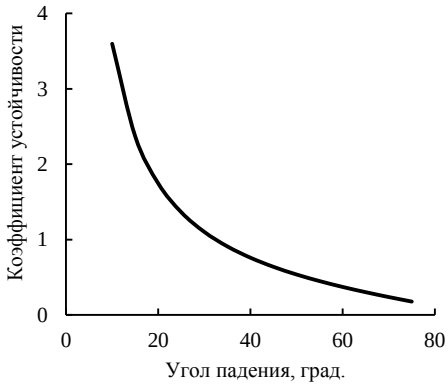


Рис. 5. Коэффициент устойчивости в зависимости от угла падения трещины

Описанная расчетная схема позволяет оценивать устойчивость пород при разной величине угла залегания трещины. На рис. 5 представлена зависимость коэффициента устойчивости от угла падения трещины.

Как видно из графика, уже при величине угла падения 32° коэффициент устойчивости становится меньше единицы. Если принять допустимую при проектировании открытых горных работ величину коэффициента устойчивости $n_у$ = 2,0, то безопасными следует считать трещины, угол падения которых меньше 17°.

Таким образом, использование результатов теоретических и модельных исследований позволяет осуществлять прогноз устойчивости обнажений пород, имеющих плоскости ослабления (трещины). Полученные результаты дают возможность оценить допустимые нагрузки на уступ карьера.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Певзнер М. Е. Деформации горных пород на карьерах. М.: Недра, 1992. 235 с.
2. Попов И. И., Шпаков П. С., Поклад Г. Г. Устойчивость породных отвалов. Алма-Ата: Наука, 1987. 224 с.
3. Фисенко Г. Л., Ревазов М. А., Галустьян Э. Л. Укрепление откосов на карьерах. М.: Недра, 1974. 208 с.
4. Barton N. R., Bandis S. C. Effect of block size on the shear behavior of jointed rock // 23rd U.S. Symp. on Rock Mechanics. Berkeley, 1982. P. 739–760.
5. Речицкий В. И., Эрлихман С. А. Современные методы определения прочности на сдвиг по трещине // Геоэкология. 1997. № 5. С. 102–114.
6. Латышев О. Г., Франц В. В., Корнилков М. В., Соколов В. В. Определение геометрических характеристик трещин для построения паспорта прочности горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 58–65.
7. Латышев О. Г., Франц В. В., Прищепа Д. В. Моделирование и прогноз прочности при сдвиге горных пород по трещине // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 2. С. 50–56.
8. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. М.: ИКИ, 2002. 656 с.
9. Попов И. И., Окатов Р. П., Низаметдинов Ф. К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. Алма-Ата: Наука, 1986. 256 с.

Поступила в редакцию 8 декабря 2017 года

STABILITY ESTIMATION OF ROCK MASS WEAKENED BY FISSURE

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

Stability of jointed rock mass outcroppings is determined, as a rule, by a process of rock shift along the surface of weakness (fissure). Shift parameters depend on the strength characteristics of enclosing rock and fissure geometry. The present article considers the procedure of analysis of rock mass stability by the example of the real conditions of an open pit at the deposit Udachnoye. The methods of division and quantitative estimation of roughness parameters and tortuosity of fissures are introduced on the basis of their trajectory fractal analysis. The procedure of building up the certificate of strength at the rock shift along the fissure is described. The real trajectory length is determined and the surface area of fissures with the account of their tortuosity and fractal dimension estimation. The analysis of stability of outcroppings is introduced under various value of the angle of fissure incidence. The results of the analysis make it possible to determine

the coefficient of stability of the outcroppings, together with the allowable load on the benches of an open pit. The discussed methods of analysis can by applied for various conditions of opencast and underground development of jointed rock mass.

Key words: rock mass; fissure; fractal analysis; stability; forecast.

REFERENCES

1. Pevzner M. E. *Deformatsii gornykh porod na kar'erakh* [Deformation of rock at open pits]. Moscow, Nedra Publ., 1992. 235 p.
2. Popov I. I., Shpakov P. S., Poklad G. G. *Ustoichivost' porodnykh otvalov* [Stability of waste dumps]. Alma-Ata, 1987. 224 p.
3. Fisenko G. L., Revazov M. A., Galust'ian E. L. *Ukreplenie otkosov na kar'erakh* [Strengthening the slopes at open pits]. Moscow, Nedra Publ., 1974. 208 p.
4. Barton N. R., Bandis S. C. Effect of block size on the shear behavior of jointed rock. 23rd U.S. Symp. on Rock Mechanics, Berkeley. 1982, pp. 739–760.
5. Rechitskii V. I., Erlikhman S. A. [Modern methods to determine shift strength along a fissure]. *Geoekologiia – Geoecology*, 1997, no. 5, pp. 102–114. (In Russ.)
6. Latyshev O. G., Frants V. V., Kornilkov M. V., Sokolov V. V. [The determination of fissure geometry to build up a certificate of rock strength]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 58–65. (In Russ.)
7. Latyshev O. G., Frants V. V., Prishchepa D. V. [Modeling and the forecast of rock strength at the shift of rocks along the fissure]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 2, pp. 50–56. (In Russ.)
8. Mandel'brot B. *Fraktal'naia geometriia prirody* [Fractal geometry of nature]. Moscow, IKI Publ., 2002. 656 p.
9. Popov I. I., Okatov R. P., Nizametdinov F. K. *Mekhanika skal'nykh massivov i ustoichivost' kar'ernykh otkosov* [Hard rock mass mechanics and open pit slopes stability]. Alma-Ata, Nauka Publ., 1986. 256 p.

УДК 004.438 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-42-47

ИССЛЕДОВАНИЕ МАШИННОГО ОБУЧЕНИЯ ПРОГНОЗУ ПАРАМЕТРОВ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА

ЛЕОНОВ Р. Е.

Статья посвящена актуальной проблеме обучения компьютера прогнозированию некоторых параметров обогатительных процессов. Рассмотрен прогноз содержания мелких классов в руде, поступающей на обогатительную фабрику, по данным минералогического состава руды и прогноз содержания общего железа после заключительной стадии мокрой магнитной сепарации по технологическим данным предварительных стадий обогащения. С учетом небольшого объема статистических данных о процессах использована линейная регрессия совместно с процессом кросс-валидации на этапе обучения. Результаты прогноза проверены на независимых данных. Рассмотрена зависимость эффективности прогноза от количества проходов кросс-валидации. Обучение компьютера выполнено в приложении Anaconda3 языка Python 3.6.0, отладка программ обучения и последующего контроля произведена в Spyder и IPython.

Ключевые слова: ***машинный прогноз; обогатительные процессы; кросс-валидация.***

Прогноз является одной из актуальных задач во многих отраслях производственной и научной деятельности. Горное производство, в частности обогащение, не является исключением. В 1970–80-е гг. широкое распространение в этой области получили методы распознавания образов [1–3]. С появлением в настоящее время новых технологий обработки информации, основанных на компьютерной базе, вновь возник интерес к вопросам прогноза с использованием обучения компьютеров и обработки больших массивов информации.

Большинство работ в этой области основано на теории распознавания образов. Однако применение компьютеров с их огромными возможностями позволило получить и новые качественные результаты. При этом следует учесть два обстоятельства.

Во-первых, эффективное обучение компьютера прогнозированию возможно только на представительном фактическом материале. За основу обучения процессу распознавания и в дальнейшем прогнозирования берут реальные данные – признаки и соответствующую каждому набору признаков выходную величину, представляющую основной интерес для прогнозирования, – отклик.

Чем больше таких наборов *признаки–отклик*, тем эффективнее процесс обучения машины и тем в последующем эффективнее прогноз. При этом предполагается, что условия, при которых получены данные для обучения, сохранятся в дальнейшем.

Во-вторых, в условиях рынка предприятия как правило не публикуют первичную информацию о технологических параметрах. Поэтому исходные наборы данных скупы и для обучения компьютера приходится использовать небольшие выборки. Положение осложняется тем, что из этой небольшой выборки необхо-

Леонов Рафаил Ефимович – кандидат технических наук, профессор кафедры автоматики и компьютерных технологий. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

димо еще удалить часть наборов *признаки–отклик* для создания контрольной выборки, с помощью которой в дальнейшем оценивают эффективность прогноза, которую осуществляет обученный компьютер.

Как неоднократно указывалось [4], оценка эффективности прогноза на нескольких экземплярах той выборки, по которой производилось обучение, дает излишне оптимистические результаты. В дальнейшем, при предъявлении компьютеру нового набора признаков, который отсутствовал в обучающей выборке, прогнозируемый отклик может сильно отличаться от того, который будет наблюдаться в действительности.

Исследована эффективность обучения и прогноза двух параметров технологического процесса обогащения: содержания класса C_x менее 0,15 мм в руде, поступающей на обогатительную фабрику (y_1), и содержания общего железа $Fe_{общ}$ после третьей стадии мокрой магнитной сепарации (y_2). Указанные параметры выбраны из тех соображений, что непосредственный оперативный контроль их затруднен.

В качестве признаков в первом случае рассматривались: содержание массивной руды (x_1), содержание брекчеевидной руды (x_2), вкрапления (x_3).

Во втором случае признаками были: содержание класса +0,53 мм в промпродукте первой стадии мокрой магнитной сепарации (ММС-1) – (x_1), плотность промпродукта ММС-1 – (x_2), содержание класса +0,53 мм в песках гидроциклона (x_3).

Для обучения и последующего прогноза использована линейная регрессия. В данном случае имеются некоторые особенности применения регрессии.

Известно, что регрессия не является способом аппроксимации, и предсказывать будущие события по ней рискованно. Это способ интерполяции. Получаемое уравнение действительно только на том наборе данных, по которым это уравнение получено. Несмотря на то что предполагается сохранение условий, по которым получено уравнение регрессии, проверка возможности предсказания результатов должна производиться на независимом наборе данных, который не был использован при выводе уравнения регрессии.

В связи с небольшим набором экспериментальных данных в обоих исследованиях для обеспечения независимости процесса обучения от процесса контроля использована кросс-валидация [4].

Обучение компьютера произведено по программам на языке Python: программы на Python широко доступны, бесплатны, имеется большое число специализированных программных пакетов, в том числе и для обучения компьютера. Использована версия Python 3.6.0, среда Anaconda3. Программы отлажены и проверены в приложении IPython – Spyder. Одной из целей проверки было сравнение эффективности прогноза на контрольных данных, предъявленных компьютеру, обученному на выборке без кросс-валидации и после кросс-валидации.

Целесообразно остановиться на способе кросс-валидации для правильной интерпретации полученных результатов.

Обучающая выборка делится на n частей (классов). Из обучающей выборки отбирается одна часть. На оставшихся после отбора данных производится обучение компьютера. Затем отобранная часть предъявляется компьютеру и на ней оценивается эффективность предсказания отклика. Считается, что такой контроль качества обучения достаточно эффективен, так как контрольная выборка не участвовала в процессе обучения. Затем отобранная выборка возвращается в обучающую совокупность и отбирается следующая из n частей. Обучение и контроль повторяются для всех n частей.

В итоге получаем n обученных компьютеров (моделей). В данном случае это n уравнений регрессии, из которых окончательно отбирается лучшее – то, которое

показывает минимальную остаточную дисперсию (минимальное остаточное среднеквадратичное отклонение) на заранее отобранной контрольной выборке. Эта лучшая модель используется в дальнейшем при прогнозе.

Далее приведены некоторые полученные результаты. За основу обучения взяты фрагменты программ, использованных для анализа продаж недвижимости, которые существенно переработаны, документированы, отлажены. Результаты прогноза по y_1 позволяют предсказать содержание мелких классов в руде в зависимости от ее минералогического состава. По второй решаемой задаче можно

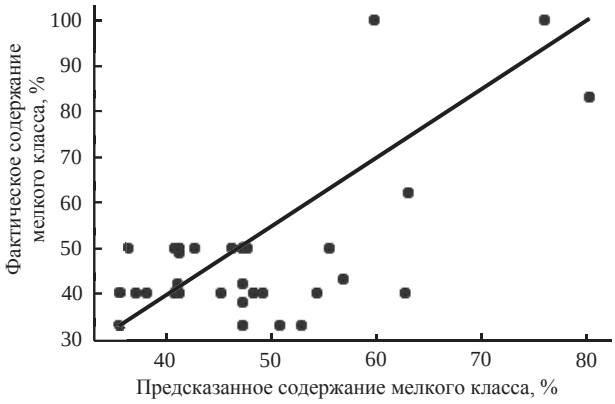


Рис. 1. Зависимость фактического содержания мелкого класса от предсказанного

прогнозировать содержание общего железа на выходе последней стадии магнитной сепарации y_2 в зависимости от измеряемых технологических показателей на предыдущих стадиях обогащения. Эти результаты имеют некоторое самостоятельное значение, хотя основной целью было исследование возможности применения прогноза с использованием кросс-валидации при малых выборках, полученных на действующих горных объектах.

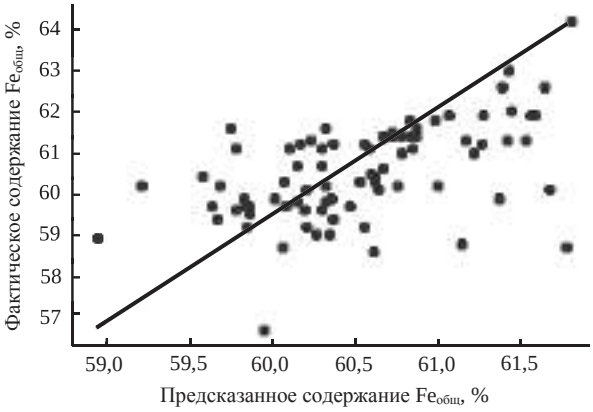


Рис. 2. Зависимость фактического содержания $Fe_{общ}$ от предсказанного

Обучающая выборка по прогнозу y_1 состояла из 40 значений, контрольная – из 8 значений, случайным образом отобранных из общей первоначальной совокупности данных (48 значений).

Обучающая выборка для прогноза y_2 состояла из 80 значений, контрольная – из 21 значения, отобранных случайным образом из первоначальной совокупности (101 значение). В обоих случаях контрольные экземпляры не участвовали в процессе обучения.

Поскольку отклик в обоих случаях зависит от трех факторов, зависимость отклика от факторов графически представить невозможно. Ввиду этого, на рис. 1, 2 приведены фактические значения отклика (точки) и рассчитанные по уравнению регрессии значения. В случае, если бы рассчитанные значения точно совпали с наблюдаемыми, все фактические значения легли бы на прямую линию. Как видно из рисунков, в действительности это не так, в обоих случаях имеется довольно большое расхождение. Это расхождение вызвано малой представительностью данных.

Таблица 1

Обобщенные результаты контроля качества прогноза

Показатель	y_1	y_2
Величина обучающей выборки	40	80
Величина контрольной выборки	8	21
Остаточное стандартное отклонение (без кросс-валидации)	10,197	1,470
Остаточное стандартное отклонение (кросс-валидация n = 5)	11,153	1,530
Коэффициент детерминации	0,419	0,278
Коэффициенты оптимальной модели	$y = a_0 + a_1x_1 + a_2x_2 + a_3x_3$	
a_0	52,0515	62,1020
a_1	–0,095	–0,080
a_2	–0,134	0,014
a_3	–0,0605	–0,0500
Оптимальное количество n	25	50
Остаточное стандартное отклонение при оптимальном n	10,040	1,468

Так коэффициент детерминации для y_1 составил K = 0,419, для y_2 K = 0,278. Учитывая, что максимальное значение этого коэффициента при идеальном обучении составляет единицу, следует признать данные малопредставительными. Однако и в этом случае, несмотря на небольшие объемы выборок, метод кросс-валидации позволил получить результаты, почти соизмеримые с обучением по всей выборке. При этом соблюдено основное правило прогноза: контрольная выборка должна быть отделена от обучающей.

В табл. 1 приведены обобщенные результаты контроля качества прогноза.

Следует остановиться на важном вопросе – определении количества групп n, на которые следует делить обучающую выборку при кросс-валидации. Практические рекомендации в этой области предлагают определять объем группы при кросс-валидации в 20 % от объема обучающей выборки.

В табл. 2 приведены остаточные стандартные отклонения прогноза в зависимости от величины n.

Из табл. 2 видно, что, применяя кросс-валидацию, следует проверить модели для различных значений n, из которых затем можно выбрать лучшую модель,

которая дала минимальное остаточное стандартное отклонение. Видно также, что лучшая модель при использовании кросс-валидации позволила получить результаты прогноза на независимых данных лучшие, чем модель без кросс-валидации. Действительно, если не принимать во внимание $n = 2$ для y_1, что означает использование для обучения половины данных (20 значений) и для прогноза при кросс-валидации оставшиеся 20 значений, то видно, что при большом числе n и для y_1, и для y_2 остаточное стандартное отклонение стабилизируется и в обоих случаях оно меньше, чем без кросс-валидации.

Таблица 2

Остаточные стандартные отклонения прогноза в зависимости от величины *n*

n	y_1	y_2
2	5,21	1,58
3	9,60	1,53
4	10,35	1,57
5	11,15	1,53
10	10,13	1,50
15	10,18	1,50
20	10,18	1,18
25	10,04	–
30	10,04	1,47
35	10,04	–
39	10,04	–
40	–	1,47
50	–	1,47
70	–	1,47
79	–	1,46

Из проведенных исследований можно сделать следующие выводы. Использование готовых пакетов языка Python для обучения компьютера позволяет при наличии обучающих данных получить модели, пригодные для прогноза технологических процессов горного производства.

Использование процесса кросс-валидации даже при наличии небольшого набора данных позволяет получить удовлетворительные результаты прогноза.

На примере таких разных параметров горного процесса, как крупность классов и содержание общего железа на выходе обогатительной фабрики, показано, что прогноз может быть выполнен по единообразной методике с использованием стандартных пакетов языка Python.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вапник В. Н., Червоненкис А. Я. Теория распознавания образов. М.: Наука, 1974. 416 с.
2. Нильсон Н. Обучающиеся машины. М.: Мир, 1967. 180 с.
3. Браиловский В. Л., Лунц А. Л. Формулировка задачи распознавания объектов со многими параметрами и методы ее решения // Изв. АН СССР. Техническая кибернетика. 1969. № 1. С. 20–33.
4. Коэльо Л. П., Ричарт В. Построение систем машинного обучения на языке Python. М.: ДМК Пресс, 2016. 302 с.

Поступила в редакцию 26 октября 2017 года

INVESTIGATION OF MACHINE LEARNING TO FORECAST THE PARAMETERS OF A CONCENTRATING COMPLEX

Leonov R. E. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

The article is dedicated to an urgent problem of machine learning to forecast some parameters of concentrating processes. The forecast of fine grains content in ore which comes to a concentrating mill is studied according to the data of ore mineral composition, together with the forecast of the content of total iron after the final phase of wet magnetic separation according to the technological data of the preliminary phases of separation. With the account of small amount of statistical data about the processes, the linear regression together with the process of cross-validation at the training phase is used. The results of the forecast have been verified with independent data. The forecast efficiency dependence is examined on the quantity of cross-validation procedures. Machine learning has been fulfilled with the application Anaconda3 of the Python 3.6.0 language, learning program debug and further control have been fulfilled with Spyder and IPython.

Key words: machine forecast; concentrating processes; cross-validation.

REFERENCES

1. Vapnik V. N., Chervonenkis A. Ia. *Teoriia raspoznavaniia obrazov* [Theory of pattern recognition]. Moscow, Nauka Publ., 1974. 416 p.
2. Nil'son N. *Obuchaiushchiesia mashiny* [Learning machines]. Moscow, Mir Publ., 1967. 180 p.
3. Brailovskii V. L., Lunts A. L. [Defining the problem of pattern recognition with a variety of parameters and the procedures for its solution]. *Izvestiia Akademii nauk SSSR. Tekhnicheskaia kibernetika – Bulletin of the Academy of Sciences of the USSR. Engineering Cybernetics*, 1969, no. 1, pp. 20–33. (In Russ.)
4. Koel'o L. P., Richart V. *Postroenie sistem mashinnogo obucheniia na iazyke Python* [Development of the systems of machine learning in the Python language]. Moscow, DMK Press Publ., 2016. 302 p.

УДК 622.235.62 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-48-55

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА

ЖАРИКОВ С. Н, ТИМОФЕЕВ И. Н., ГУЛЕНКОВ Э. В., БУШКОВ В. К.

Увеличение угла откоса бортов карьера ведет к снижению объемов разноски и повышает экономическую эффективность разработки месторождения. Однако при этом повышается риск обрушения откосных сооружений в карьере в результате геодинамических движений, связанных с горным давлением и влиянием кратковременных импульсных нагрузок, вызванных ведением взрывных работ. Оценка устойчивого состояния откосного сооружения при определенном угле основывается на измерениях сдвижения массива в том или ином направлении в рамках достаточно продолжительных периодов наблюдений, при этом короткопериодные деформации, приводящие к локальным межблочным подвижкам при обосновании устойчивых углов, не учитываются. В связи с этим недостаточно аккуратное ведение буровзрывных работ вблизи откосных сооружений может вызвать нарушение их устойчивости и привести к катастрофическим оползневым явлениям. В статье представлено описание исследований в области буровзрывных работ (БВР), которые были проведены на карьере «Восточный» Олимпиадинского месторождения. Изложен принцип разработки специальной технологии БВР на предельном контуре карьера, который заключается в изучении воздействия взрыва на законтурный массив, установлении закономерностей протекания в массиве волновых процессов, выявлении взаимодействия зарядов контурной ленты в зависимости от прочностных характеристик массива, проведении опытно-промышленных испытаний способов заоткоски, определении этапности подхода технологических взрывов к охраняемому участку, а также критериев оценки эффективности производства БВР.

Ключевые слова: ***буровзрывные работы; карьер; контурное взрывание; сейсмическое действие взрыва; предельный контур карьера; скорость детонации; взрыв.***

В статье представлено описание исследований в области буровзрывных работ, которые были проведены на карьере «Восточный» месторождения Олимпиадинское. Месторождение расположено на высоте 650–750 м над уровнем моря. Район относится к малообжитым северным территориям с низкой плотностью населения. Климат района резко континентальный, с суровой продолжительной холодной зимой и коротким жарким летом. Среднегодовая температура составляет –10 °С. Район месторождения отличается повышенной нормой выпадения осадков. Преобладают затяжные, моросящие дожди, а зимой – длительные и обильные снегопады.

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

Тимофеев Иван Николаевич – заместитель операционного директора по буровзрывным работам. 660061, г. Красноярск, ул. Цимлянская, 37, АО «Полюс Красноярск». E-mail: Timofeev@polyus.com

Гуленков Эдуард Викторович – начальник буровзрывного цеха рудоуправления Олимпиадинского ГОКа. 660061, г. Красноярск, ул. Цимлянская, 37, АО «Полюс Красноярск». E-mail: GulenkovEV@polyus.com

Бушков Владимир Кириллович – кандидат технических наук, доцент, заведующий лабораторией геомеханики и инженерных исследований. 660028, г. Красноярск, ул. Телевизорная, 1, стр. 9, ООО «Полюс Проект». E-mail: BushkovVK@polyus.com

Разработка месторождения ведется с высокой интенсивностью (скорость углубки по дну карьера 30–50 м/г, скорость разноса временно нерабочего борта 60–100 м/г, время отработки горизонта 1–2 мес.). Карьер отрабатывается крутыми слоями с выделением этапов. Высота рабочего уступа 10 м, нерабочего в предельном положении 20 и 30 м, углы откосов рабочих уступов 75°–80°, нерабочих строенных 60°–75°. Ширина рабочих площадок меняется от минимальной величины 30 м до 80–100 м.

Горные работы на карьере «Восточный» ведутся экскаваторами ЭКГ-10 с объемом ковша 10 м^3, РС-2000 и экскаваторами РС-3000 (15 м^3). Транспортировка горной массы осуществляется автосамосвалами HD-785 фирмы KOMATSU грузоподъемностью 90 т, CATERPILLAR CAT-785C и TEREX MT-3300 AC грузоподъемностью 136 т. Выемка взорванного объема горной массы производится в течение суток после взрывных работ. Диспетчеризация горнотранспортного комплекса осуществляется с помощью автоматизированной системы управления горнотранспортным комплексом горно-обогатительного комбината (АС УГТК ГОК), построенной на базе системы управления канадской компании Wenco International Mining Systems Ltd.

Условия залегания месторождения во многом определили способ вскрытия и систему разработки. Применение промежуточных контуров карьера позволило поддерживать не только высокую интенсивность, но и эффективность разработки. В первую очередь это связано с тем, что выделение промежуточного контура с последующей его разноской через небольшой промежуток времени (5 лет) позволяет уменьшить коэффициент запаса устойчивости и тем самым кратковременно повысить угол борта. С другой стороны, при подходе к конечным контурам карьера необходимо обеспечить уже долговременную устойчивость. В этом случае особого внимания требуют буровзрывные работы (БВР) в приконтурной зоне, иначе, как показала авария 2016 г., смелые технологические решения в динамике, без учета распространения волновых процессов, могут привести к катастрофическим последствиям.

В 2013–2014 гг. Институтом горного дела УрО РАН при взаимодействии с исследовательским центром ПАО «Полюс» была проведена научно-исследовательская работа по совершенствованию БВР на предельном контуре карьера «Восточный» Олимпиадинского месторождения. Данная работа преследовала две цели. Во-первых, в условиях ГОКа «Олимпиадинский» необходимо было разработать параметры отработки приконтурных блоков, обеспечивающие снижение динамической нагрузки от взрывных работ на законтурный массив. Во-вторых, отработать и внедрить методику контроля заявленных производителем характеристик ВВ, применяемых при ведении взрывных работ. В организации и обеспечении исследований принимали участие: В. Г. Шеменев, С. Н. Жариков, А. С. Флягин, Н. И. Сартаков, В. К. Бушков, А. А. Рычков, И. Н. Тимофеев, Э. В. Гуленков и др. При плодотворном взаимодействии сотрудников ИГД УрО РАН и ПАО «Полюс» обе цели были достигнуты. Описание основных результатов исследований приведено далее.

На первом этапе была установлена теоретическая сейсмоустойчивость горных пород карьера по методике [1]. На втором этапе проведены инструментальные измерения сейсмического действия взрывов с использованием аппаратуры фирмы Instantel (Канада), включающей 8-канальные цифровые сейсморегистраторы Minimate Plus (серия III), стандартные трехкомпонентные сейсмоприемники (ISEE версия, рабочий диапазон частот 2–250 Гц), микрофоны, соединительные кабели. Всего было проведено 24 измерения. На рис. 1 показано сопоставление расчетной скорости сейсмических колебаний для соответствующих участков массива с фактической (измеренной).

Согласно рис. 1, превышения скоростей наблюдаются на 15 пунктах из 24 измерений. Несмотря на это, разрушения откосных сооружений вблизи точек измерений не происходило, однако спустя некоторое время со стороны откосов наблюдались местами вывалы породы, что на первый взгляд может быть и не связано с производством взрывов. Однако ввиду того, что прохождение волн в массиве горных пород и влияние колебаний на межблочные подвижки пока недостаточно изучено [2], было принято решение скорректировать методику расчета с учетом полученных результатов экспериментальных исследований.

На третьем этапе по результатам измерений устанавливалась скорость прохождения продольных волн и уточнялся коэффициент структурного ослабления, а также зоны распространения деформационных процессов согласно [3]. Основные используемые выражения представлены далее.

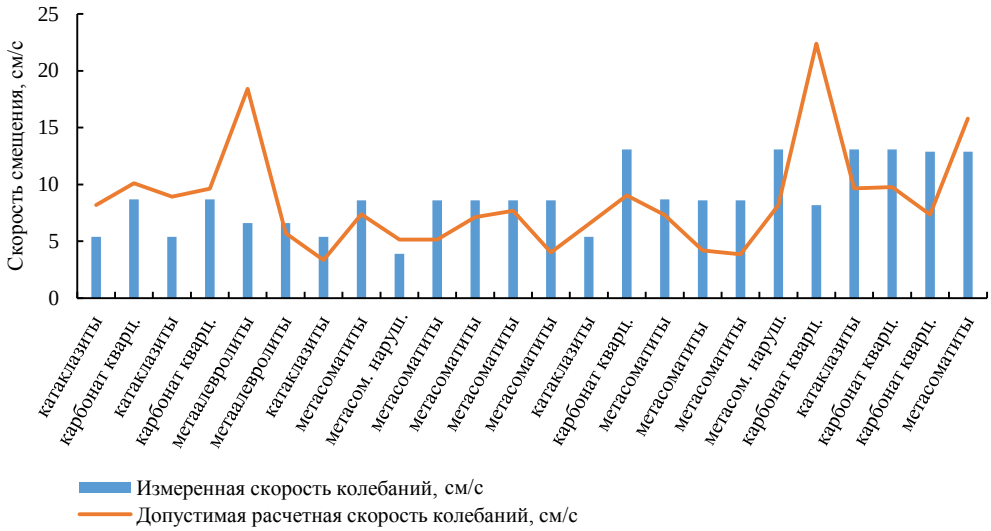


Рис. 1. Сравнение измеренной скорости колебаний с расчетной по сейсмоустойчивости на карьере «Восточный»

Скорости продольных волн, м/с, в зависимости от условий определялись по следующим выражениям. Для катаклазитов

$$C_{p.к} = \sqrt[3]{\frac{56,25 \cdot 10^8 \, Q \, g \left[1 + (1 - 2\nu)\varepsilon\right]^8}{\gamma R^3 \left(37,5\left(1 - \frac{4}{3}k_{sp}^2\right)\left[\left(1 + (1 - 2\nu)\varepsilon\right)^{8/3} - 1\right]\right)^2}};$$

для остальных пород

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

где Q – масса ВВ в ступени замедления, кг; g – ускорение свободного падения, м/с^2; ν – коэффициент Пуассона; ε – суммарная деформация; γ – плотность пород, т/м^3;

R – расстояние, м; k_{sp} – коэффициент, характеризующий соотношение поперечной и продольной волны для горной породы; $d_{скв}$ – диаметр скважины, мм.

Свойства пород в естественном залегании [4] вычислялись на основе определенных характеристик волновых процессов. Прочность при растяжении, МПа, устанавливалась по выражению

$$\sigma_р = \frac{\vartheta \gamma C_p}{2604{,}1k},$$

где ϑ – скорость сейсмических колебаний, м/с; C_p – скорость продольных волн, м/с; k – поправочный коэффициент, k = 1,1–1,3.

Зоны распространения деформационных процессов, согласно [3], определялись по выражениям

$$R_{уп} = \frac{C_p}{10}\sqrt[3]{Q};$$

$$R_{сд} = \frac{\sqrt{C_s}}{10}\sqrt[3]{Q}; \qquad (1)$$

$$R_{тр} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}}\sqrt[3]{Q},$$

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

На четвертом этапе работы по результатам проведенных исследований сейсмического действия технологических взрывов для условий карьера «Восточный» ГОКа «Олимпиадинский» устанавливались и обосновывались параметры отработки приконтурных блоков, обеспечивающие снижение динамической нагрузки от взрывных работ на законтурный массив, а также параметры контурного взрывания в зависимости от прочностных характеристик горных пород. В результате исследований в соответствии с нормативными документами *(Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Сер. 13. Вып. 14. М.: Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2014. 332 с.; Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Сер. 03. Вып. 78. М.: Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2014. 276 с.)* был разработан технологический регламент производства БВР на предельном контуре карьера «Восточный», являющийся логическим завершением этой части работы. В рамках программы опытно-промышленных испытаний были опробованы разные параметры БВР, среди которых дальнейшее использование получили: заоткоска скважинами переменной глубины; заоткоска с применением контурных лент на строенный уступ и двух рядов наклонных скважин на высоту уступа с уменьшенным зарядом, взрываемых рядом с контурной лентой, представляющих собой буфер из взорванной горной массы, способствующий осушению горизонта и создающий вместе со взорванной контурной лентой хороший экран, препятствующий тыльному воздействию

взрыва на законтурный массив; также получили применение компенсационные скважины в контурной ленте, количество и расположение которых определяются прочностными свойствами горных пород.

Скорость поперечной волны для выражения (1) определялась умножением k_{sp}, определенному по коэффициенту Пуассона, на скорость продольной волны C_p.

На пятом этапе работы исследовались детонационные характеристики эмульсионного ВВ эмулит ВЭТ-700 *(Эмулиты марок «ВЭТ». Технические условия ТУ-7276-016-17131060-2001; Регламент технологического процесса изготовления промышленных взрывчатых веществ эмулитов марок «ВЭТ» по техническим условиям ТУ-7276-016-17131060-2001 в смесительно-зарядных машинах «FLEXI-TRUCK»)* [5]. Измерения проводились реостатным методом в соответствии с положениями, изложенными в [6–9]. В таблице представлены результаты измерений.

Данные по измерениям скорости детонации взрывчатого вещества эмулит ВЭТ-700 на карьере «Восточный»

Дата взрыва	Скорость детонации, м/с	Плотность ВВ, г/см^3
23.10.2013	4930	1,090
25.10.2013	5070	1,095
23.10.2013	4900	1,130
29.10.2013	5150	1,140
21.10.2013	4810	1,150
28.10.2013	5150	1,152
28.10.2013	5450	1,155
04.06.2014	4560	1,146
02.06.2014	4600	1,148
04.06.2014	4570	1,180
02.06.2014	4550	1,145

По результатам измерений в 2013–2014 гг. построена зависимость изменения скорости детонации от плотности взрывчатого вещества, заряжаемого в скважины (рис. 2). С учетом того, что шаг значений плотности в диапазоне рассматриваемых данных неодинаковый, путем интерполяции получены дополнительные значения, которые использованы для построения более наглядного графика.

Полученный результат позволил сделать предварительный вывод, что наиболее стабильные значения детонации достигаются при плотностях 1,090–1,138 (на графике эта зона обозначена пунктиром). Целесообразно придерживаться указанной плотности ВВ при заряжании скважин выемочного блока.

Следует отметить, что существенное влияние на эффективность БВР в целом и на предельном контуре карьера в частности оказывают детонационные характеристики взрывчатых веществ и технические характеристики средств инициирования. От скорости детонации и плотности ВВ существенным образом зависят давление, создаваемое во взрывной полости в момент взрыва, и, соответственно, параметры нагружения горного массива. Взаимодействие ударных волн соседних зарядов определяет краткосрочное распространение волновых процессов в массиве и соответствующий сейсмический эффект. Средства инициирования имеют определенную погрешность по замедлению срабатывания, и чем больше установленное производителем время внутрискважинного замедления при фиксированной норме погрешности, тем больше и сама погрешность. В результате по-

грешность может превышать по времени поверхностное замедление между зарядами, вследствие чего количество сработавших в ступени замедления зарядов может не соответствовать расчетному значению, и сейсмический эффект усилится.

В целом проделанную работу на карьере «Восточный» можно характеризовать следующим образом. Для снижения динамического воздействия технологических взрывов на устойчивость откосных сооружений карьера проводился комплекс исследований сейсмической устойчивости горного массива. По результатам исследований сейсмоустойчивости горных пород разрабатывалась специальная технология производства БВР на предельном контуре карьера. Разработанные технологические приемы проходили промышленные испытания в рамках соответствующей программы, которая утверждалась руководством горного предприятия, включала этапы выполнения, перечень необходимых ресурсов, порядок контроля за выполнением пунктов программы. После реализации программы и опытно-промышленных испытаний полученные результаты анализировались и был составлен внутренний нормативный документ предприятия по производству БВР на предельном контуре карьера (технологический регламент).

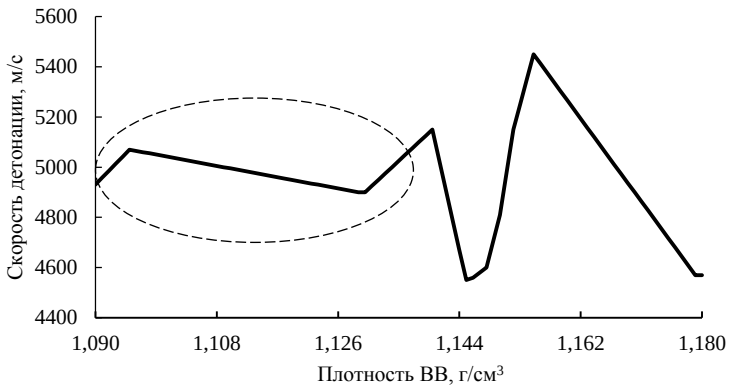


Рис. 2. Зависимость скорости детонации от плотности ЭВВ эмулит ВЭТ-700 (скважинные заряды диаметром 250 мм)

Итак, в результате работы было осуществлено внедрение специальной технологии БВР на предельном контуре карьера, цель которой заключается в обеспечении минимального влияния буровзрывных работ на устойчивость бортов карьера, повышении безопасности при производстве работ под высокими уступами, снижении себестоимости производства товарной продукции. Основными конкурентными преимуществами реализованной разработки является то, что ее применение особенно эффективно при увеличении интенсивности горных работ, а промышленная безопасность повышается за счет регламентирования производства работ на предельных контурах карьера.

Как показала авария 2016 г., опасения относительно сильного деструктивного воздействия технологических взрывов на устойчивое состояние массива подтвердились, предшествующие явления оказались предвестниками крупной аварии. К сожалению, внедрение специальной технологии БВР на предельном контуре началось лишь в 2015 г., к тому времени глубина карьера приблизилась к 400 м. Возможно, если бы данная работа была выполнена на несколько лет раньше и были реализованы соответствующие мероприятия, то при условии изначально верного расчета устойчивости откосных сооружений обрушения борта в 2016 г. могло и не произойти.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

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

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

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

5. Тимофеев И. Н., Гуленков Э. В. Практика применения эмульсионных взрывчатых веществ на Олимпиадинском ГОКе // Взрывное дело. 2012. № 107/64. С. 191–198.

6. Меньшиков П. В., Синицын В. А., Маторин А. С., Котяшев А. А., Шеменев В. Г. Определение детонационных характеристик гранулитов и эмульсионных ВВ, изготавливаемых в условиях горных предприятий // ГИАБ. 2010. № 7. С. 298–301.

7. Шеменев В. Г., Синицын В. А., Меньшиков П. В. Методика экспериментального определения основных характеристик взрывчатых веществ // Горный журнал Казахстана. 2014. № 2. С. 44–46.

8. Кутуев В. А., Меньшиков П. В., Жариков С. Н. Анализ методов исследования детонационных процессов ВВ // Проблемы недропользования. 2016. № 3(10). С. 78–87.

9. Кутуев В. А. Изучение детонационных характеристик промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэмит-1А с использованием регистратора данных «DATATRAPII™» // ГИАБ. 2016. № S21. С. 101–109.

Поступила в редакцию 21 июня 2017 года

DEVELOPMENT OF DRILLING AND BLASTING WORKS AT THE OPEN PIT LIMITING CONTOUR

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

Timofeev I. N., Gulenkov E. V. – AO Polyus Krasnoyarsk, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: Timofeev@polyus.com

Bushkov V. K. – OOO Polyus Proekt, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: BushkovVK@polyus.com

The increase of open pit edges slope angle leads to the reduction of cutback and improves economic efficiency of deposit development. However, herein the risk of sloping constructions downfall in the open pit increases, in the result of geodynamic movements connected with the rock pressure and the influence of short-time impulse loads caused by blasting. The estimation of the sustainable state of sloping construction under definite angle is based upon the measurements of a massif shift in this or that direction within the limits of rather extended periods of observations, at that, short-period deformations, leading to local interblock shifts under sustainable angles substantiation, is not taken into account. In this account, insufficiently exact conduct of drilling and blasting works (DBW) in the vicinity of sloping constructions can cause their destabilization and lead to disastrous landslide developments. The article describes the research in the field of drilling and blasting, which were held at the open pit “Vostochny” of Olimpiada deposit. The principle of a special technology of DBW is presented at the limiting contour of the open pit, which consists of the study of the explosion impact on the edge massif, the determination of the regularities of wave processes behavior in a massif, revealing the interaction of contour tape charges depending on the strength characteristics of a massif, carrying out pilot testing of bank slope work methods, determination of staging of the approach of technological blasts to the protected site, together with the criteria of estimating the efficiency of DBW conduct.

Key words: drilling and blasting works; open pit; contour blasting; earthquake activity of a blast; open pit limiting contour; the velocity of detonation; blast.

REFERENCES

1. Zharikov S. N., Shemenev V. G. [On the effect of blasting on the stability of open pit barriers]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 2, pp. 80–83. (In Russ.)

2. Kniazev D. Iu., Zharikov S. N. [Investigation of earthquake activity of blasts in underground mine workings]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology*, 2014, no. 112/69, pp. 251–261. (In Russ.)

3. Mosinets V. N. *Drobiashchee i seismicheskoe deistvie vzryva v gornykh porodakh* [Crushing and earthquake activity of a blast in ricks]. Moscow, Nedra Publ., 1976. 271 p.

4. Zharikov S. N., Shemenev V. G., Kutuev V. A. [The methods of specifing the properties of rocks under the conduct of drilling and blasting works]. *Ustoichivoe razvitie gornykh territorii – Sustainable Development of Mountain Territories*, 2017, vol. 9, no. 1, pp. 74–80. (In Russ.)

5. Timofeev I. N., Gulenkov E. V [The practical application of emulsive explosives at Olimpiada MPP]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology*, 2012, no. 107/64, pp. 191–198. (In Russ.)

6. Men'shikov P. V., Sinitsyn V. A., Matorin A. S., Kotiashev A. A., Shemenev V. G. [The determination of detonation characteristics of granulites and emulsive explosives, made in conditions of mining enterprises]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 7, pp. 298–301. (In Russ.)
7. Shemenev V. G., Sinitsyn V. A., Men'shikov P. V. [The methods of experimental determination of basic characteristics of explosives]. *Gornyi zhurnal Kazakhstana – Mining Magazine of Kazakhstan*, 2014, no. 2, pp. 44–46. (In Russ.)
8. Kutuev V. A., Men'shikov P. V., Zharikov S. N. [The analysis of the methods of investigating the detonation processes of explosives]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2016, no. 3(10), pp. 78–87. (In Russ.)
9. Kutuev V. A. [The investigation of detonation characteristics of industrial emulsion explosive poremit-1A, with the use of the data register "DATATRAPII™"]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2016, no. S21, pp. 101–109. (In Russ.)

УДК 622.235 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-56-65

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ КВАРЦА ПРИМЕНЕНИЕМ ПЛОСКОЙ СИСТЕМЫ РАССРЕДОТОЧЕННЫХ ЗАРЯДОВ

СОКОЛОВ И. В., СМИРНОВ А. А., РОЖКОВ А. А.

В статье представлены результаты комплексных исследований буровзрывных работ при добыче высокоценного гранулированного кварца подземным способом в условиях Кыштымского месторождения. Проведены теоретические изыскания технологии и параметров взрывной отбойки, направленные на решение проблемы переизмельчения кварца. Установлено, что снизить выход мелких фракций можно за счет эффекта взаимодействия одновременно взрываемых скважинных зарядов в веере, а рассматривать их взаимодействие следует как плоскую систему зарядов. Представлен основной критерий действия плоской системы зарядов, расположенных веерообразно, по которому определен диапазон геометрических параметров расположения зарядов в массиве. Предложена и опробована конструкция зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками без инертного заполнителя. В натурных условиях подземного рудника проведены экспериментальные взрывы и получены результаты по предложенной технологии отбойки с различными конструктивными и энергетическими параметрами.

Ключевые слова: ***месторождение кварца; буровзрывные работы; переизмельчение; плоская система зарядов; рассредоточение.***

Кыштымское месторождение является единственным в России эксплуатируемым месторождением высокоценного гранулированного кварца – сырья для инновационных отраслей промышленности [1]. Уникальность месторождения обусловлена высоким содержанием и химической чистотой полезного компонента в рудном теле, а также запасами, в разы превосходящими другие разведанные месторождения кварца, пригодного для производства особо чистых концентратов (ОЧК) [2]. Одним из источников потерь при добыче является переизмельченная фракция –20 мм, образующаяся в результате взрывной отбойки и непригодная для производства ОЧК [3].

Верхняя часть рудного тела была отработана карьером, после чего осуществлен переход на подземный способ добычи и применена камерная система разработки с оставлением неизвлекаемых целиков [4]. Отбойка производилась рассредоточенными зарядами патронированного взрывчатого вещества (ВВ) в веерах скважин диаметром 105 мм и длиной до 10 м. В качестве инертного заполнителя воздушных промежутков использовалась глиняная забойка. Зарядка производилась вручную. При линии наименьшего сопротивления (ЛНС) и расстоянии между концами скважин 2,0–2,5 м удельный расход ВВ составлял 0,9–1,0 кг/м^3. Применялось короткозамедленное взрывание. Такой способ отбойки в зависимости от естественной нарушенности массива позволял получить выход некондиционной фракции в пределах 16–20 %. Данный показатель неприемлем на современном этапе освоения

Соколов Игорь Владимирович – доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru

Смирнов Алексей Алексеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru

Рожков Артем Андреевич – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

месторождения. Таким образом, совершенствование технологии ведения буровзрывных работ (БВР) является актуальной научно-технической задачей.

Помимо переизмельчения при отбойке, среди недостатков существующей технологии отмечены:

– расположение буровых выработок, при проходке которых кварц в основном переизмельчался, непосредственно в рудном теле;

– способ заряжания, излишне трудоемкий и практически не осуществимый при большей длине взрывных скважин и меньшем их диаметре.

При новой технологии отработки месторождения комбинированной системой разработки [5] первый недостаток устранен расположением единой для всего подэтажа буровой выработки по простиранию в породах лежачего бока, второй – использованием гранулированного ВВ и механизацией процесса его зарядки в скважины длиной до 25 м и диаметром 65–105 мм.

Для определения рационального способа отбойки и конструкции зарядов проведены изыскания, исходящие из учета следующих факторов:

– негативное влияние сплошной конструкции зарядов;

– значительная трещиноватость массива жилы;

– склонность к переизмельчению, определяемая структурой кварца, сложенного из отдельных зерен (гранул) размером 1–2 мм.

Исследованиями [6] установлено, что отбойка трещиноватых руд требует уменьшенного расхода ВВ, поскольку разрушение массива в первую очередь происходит по естественным трещинам. Известно также, что при взрыве удлиненных зарядов в горной породе основной объем разрушений приходится на зону радиальных трещин [7]. При групповом мгновенном взрывании близкорасположенных зарядов среда отрывается от массива по линии их расположения до того, «как успеют развиться другие трещины» [8]. По плоскости расположения взаимодействующих зарядов прорастает магистральная трещина, вокруг которой не происходит интенсивного дробления [9]. При веерном расположении скважин время образования трещин по линии отрыва значительно меньше, чем в направлении ЛНС. С формированием общей щелевидной полости резко снижается давление газов [10].

Обобщая сказанное, можно сделать следующие выводы:

– взрываемую единовременно группу зарядов в веере следует рассматривать как плоскую систему зарядов (ПСЗ) [11, 12];

– при подходящих конструкции и энергетических параметрах зарядов за счет использования при отбойке кварца эффекта ПСЗ можно обеспечить снижение выхода некондиционной фракции.

Отделение отбиваемого слоя от массива определяется давлением продуктов детонации на стенки образовавшейся общей щелевидной полости P_0, МПа. В общем случае [13]:

$$P_0 = 0{,}5\rho_{\text{ВВ}} D^2 (i+1)^{-1},$$

где D – скорость детонации ВВ, м/с; $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м^3; i – показатель политропы газов взрыва.

В данном случае характерной величиной является давление на стенки объединенной полости взрыва в зоне забоев скважин веера P, МПа, поскольку именно там наибольшее расстояние между зарядами и наименьший удельный расход ВВ:

$$P = P_0 \left[n\pi r^2 \left(n\pi r^2 + 2\Delta u B \right)^{-1} \right]^i, \qquad (1)$$

где n – количество скважин в веере, шт.; r – радиус зарядов, м; Δu – смещение стенки щелевидной полости, м; B – ширина веера, м.

Определение величины Δu, обеспечивающей проникновение в трещину газов взрыва и выравнивание в ней давления, требует проведения специальных исследований. Вследствие этого принято допущение, что $\Delta u = 1$ мм.

Поскольку n зависит от расстояния между концами скважин, одним из критериев взаимодействия зарядов является эффект пробоя массива по плоскости их расположения. Минимальная предельная величина пробивного расстояния $L_{пр}$, м, между двумя одновременно взрывающимися зарядами в массиве кварца зависит от радиуса зарядов и скорости детонации ВВ (граммонит 21ТМЗ) и рассчитывается по формуле[14]:

$$L_{пр} = 4r\left\{\pi P_0\left|\sigma_р\right|^{-1}\left[1+\left(1+4iP_0\mu^{-1}\right)^{0,5}\right]^{-1}\right\}^{0,5},$$

где $|\sigma_р|$ – предел прочности кварца на растяжение, МПа; μ – модуль сдвига среды, МПа.

Максимальное пробойное расстояние может быть принято $L_{max} = L_{пр}\sqrt{2}$ [14]. Можно предположить, что опережающий рост магистральной трещины по плоскости расположения скважин происходит при всех практических параметрах и находится в интервале 2,2–3,2 м.

Очевидно, полный отрыв отбиваемого слоя произойдет при некотором минимально необходимом давлении P_{min}, МПа, на стенки общей полости взрыва. Для определения значения данной величины использована методика [15]:

$$P_{min} = \left|\sigma_{сж}\right| M_{сж}\left[\left(2\pi\left(1-\alpha^2\right)\rho_{ВВ}W\right)\left(\left(1-\alpha^2\right)\rho_{зар}BF(t)\right)^{-1}\right]^{0,5}; \qquad (2)$$

$$t = AB^{-1}; \qquad M_{сж} = k^{-1}\left[1+\left(\left(2\eta-1\right)\left(1-\alpha\right)+2\alpha\left(1+\alpha\eta\right)\right)\left(2\left(1-\alpha+\alpha^2\right)\sigma_{сж}\right)^{-1}\right],$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности кварца на сжатие, МПа; $M_{сж}$ – коэффициент, учитывающий напряжения в точках, лежащих на проектных зонах разрушения; α – коэффициент бокового распора; $\rho_{зар}$ – плотность заряжания, кг/м^3; W – ЛНС, м; A – высота веера, м; $F(t)$ – функция от соотношения высоты и ширины веера; k – коэффициент, характеризующий наибольшую степень расхождения энергии взрыва в краевой части отбиваемого слоя в зависимости от параметров W и B, $k = 0,71–0,90$; η – коэффициент, $\eta = (1 + \sin\varphi)(1 - \sin\varphi)^{-1}$; φ – коэффициент внутреннего трения кварца.

Из зависимостей (1) и (2) получаем, что при ЛНС от 1,5 до 3,0 м расстояние между концами скважин может достигать 3,5 м. В этом случае P_{min} будет иметь значение, при котором обеспечивается полнота отрыва слоя руды. Учитывая величину L_{max}, целесообразно принять максимальное расстояние между скважинами для всех ЛНС равным 3,2 м.

Сплошные скважинные заряды, несмотря на наибольшее распространение в практике ведения взрывных работ, наименее эффективны с точки зрения механики дробления [16]. Помимо опыта отбойки при отработке переходной зоны зарядами с глиняными промежутками, в 1980-е гг. на месторождении проводились исследования скважинной отбойки в карьере и шпуровой при проходке разведочных выработок по кварцу. Установлено, что сплошная конструкция заряда при удельном расходе ВВ 0,9 кг/м^3 обязательно связана со значительным переизмельчением кварца (выход фракции 0–5 мм составляет 37 %). В то же время снижение удельного расхода ВВ может привести не только к повышенному выходу негаба-

рита, но и к «прострелу», когда слой породы не отбивается от массива. Взрывание зарядов с пористыми промежутками и стержнями позволило получить равномерное дробление массива с малым содержанием мелких фракций [17, 18].

Известно, что рассредоточение заряда позволяет снизить начальное давление продуктов детонации на поверхность стенок скважины, удлиняя время воздействия взрыва на разрушаемую породу, уменьшает бризантное действие взрыва, связанное с переизмельчением материала в ближней зоне, и способствует более равномерному дроблению породы [19].

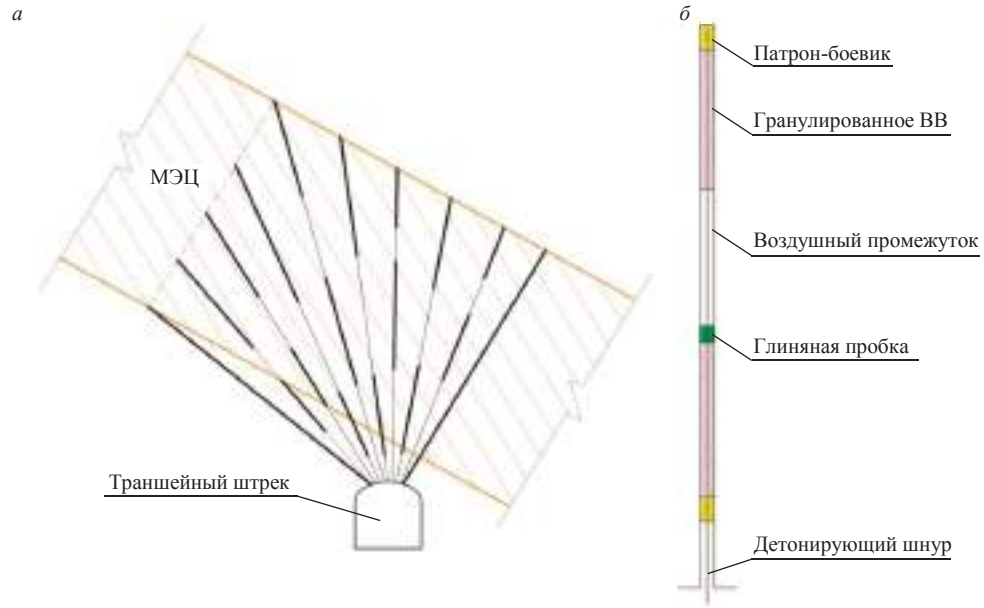


Рис. 1. Принципиальная схема заряжания веера – *а*; конструкция заряда в скважине – *б*: МЭЦ – междуэтажный целик

Формирование рассредоточенных зарядов производится самыми различными способами [20–22], имеющими как достоинства, так и недостатки, главный из которых в том, что предназначены они преимущественно для открытых горных работ. В подземных условиях возможная область их применения ограничивается зарядкой нисходящих вертикальных скважин увеличенного диаметра. При расположении скважин в виде восходящего веера данные способы неприменимы либо сложно осуществимы. Таким образом, возникла необходимость в разработке конструкции рассредоточенного заряда, отвечающей горнотехническим условиям [23]. Важно отметить, что рациональной конструкцией является заряд, разделенный именно воздушным промежутком, а не забоечным или каким-либо другим инертным материалом [24]. В результате была предложена и опробована конструкция с воздушными промежутками без инертного заполнителя (рис. 1).

Заряжание осуществлялось следующим образом: в забое скважины размещался патрон-боевик с присоединенным детонирующим шнуром. Пневмозарядчиком подавался первый заряд гранулированного ВВ необходимой длины. Зарядный шланг извлекался из скважины и в нее этим же шлангом вводилась влажная глиняная пробка длиной 10–20 см на расстояние, обеспечивающее образование воздушного промежутка после первого заряда. Контроль необходимых расстояний осуществлялся по маркированному зарядному шлангу. Глиняная пробка фиксировалась на необходимой глубине в скважине легкими ударами шланга.

Мягкий материал легко расклинивался в скважине. После этого производилось заряжание следующей порции ВВ.

Практика показала, что пробка надежно удерживается на своем месте. После заряжания ВВ уплотняется и не может просыпаться в сформированный ниже воздушный промежуток, следовательно, не нуждается в забойке со стороны устья скважины. Данный способ заряжания отличается простотой и не требует никаких дополнительных специальных средств.

Для оценки получаемого гранулометрического состава отбиваемой руды были применены методы ситового анализа и фотопланиметрии [25]. Выборка проб от генеральной совокупности составляла 5 % и более, что отвечает требованиям [26], а их отбор проводился погрузочно-доставочной машиной (ПДМ) по мере выпуска отбитого слоя. Замер объемов фракций после разделения осуществлялся с учетом коэффициентов разрыхления, характерных для каждой из них.

Первый экспериментальный взрыв производился с ЛНС = 1,6 и расстоянием по концам скважин 2,2 м. Конструкция зарядов применялась сплошная при диаметре скважин 65 мм и удельном расходе ВВ на отбойку 1,55 кг/м^3. Выход некондиционной фракции составил 25 % при низком выходе негабарита (менее 5 %). Для веера скважин был подтвержден вывод [18] о том, что сплошная конструкция заряда крайне неэффективна и не позволяет значительно снизить удельный расход ВВ.

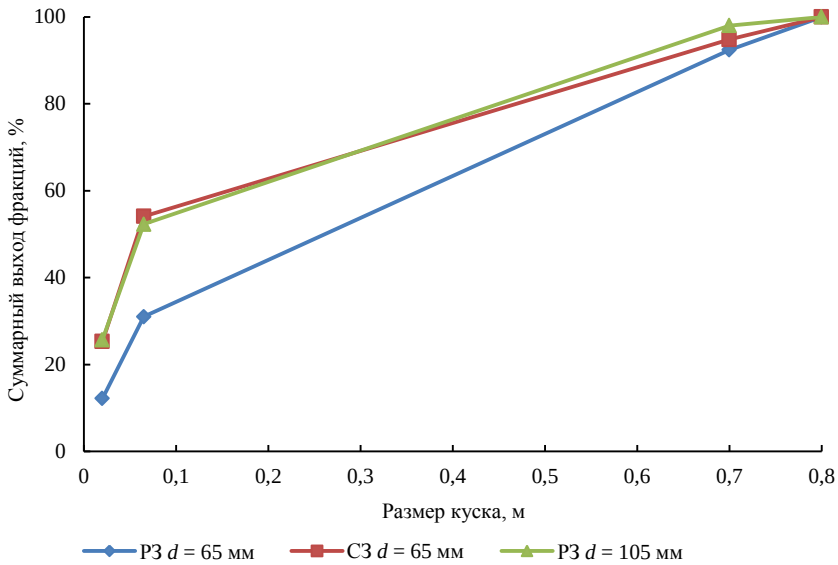


Рис. 2. Зависимость суммарного выхода фракций кварца от конструкции зарядов в веере

Проведено сравнение взрывов ПСЗ следующих конструкций:

– рассредоточенные заряды диаметром 65 мм (РЗ d = 65 мм);

– сплошные заряды диаметром 65 мм (СЗ d = 65 мм);

– рассредоточенные заряды диаметром 105 мм (РЗ d = 105 мм).

Отметим, что в процессе предобогащения кварцевая руда в первую очередь разделяется на две фракции +65 и –65 мм. Фракция +65 мм не требует дополнительных операций (негабарит вывозится на поверхность после вторичного дробления) и сразу отправляется на обогатительную фабрику, а –65 мм подвергается еще одному процессу – грохочению, с целью выделения непригодной для

обогащения фракции –20 мм. Сравнение результатов (рис. 2) показало, что РЗ d = 65 мм позволил получить более качественное дробление, в то время как результаты взрывов СЗ того же диаметра и РЗ d = 105 мм значительно хуже и сопоставимы между собой. При РЗ d = 65 мм доля мелких фракций –20 мм и +20–65 мм меньше в отличие от СЗ d = 65 мм и РЗ d = 105 мм (на 13–14 и 8–10 % соответственно), а доля +65–700 мм значительно выше (на 15–20 %).

Всего проведено 7 экспериментальных взрывов с разными конструкциями зарядов и удельным расходом ВВ. В результате установлена зависимость гранулометрического состава от удельного расхода ВВ (рис. 3). Выход 12 % некондиционной фракции и 7–10 % негабаритной достигается при удельном расходе ВВ на отбойку около 0,9 кг/м^3. По сравнению с ранее применяемой технологией БВР, где удельный расход ВВ также был 0,9 кг/м^3, доказана возможность снижения переизмельчения на 25–40 %.

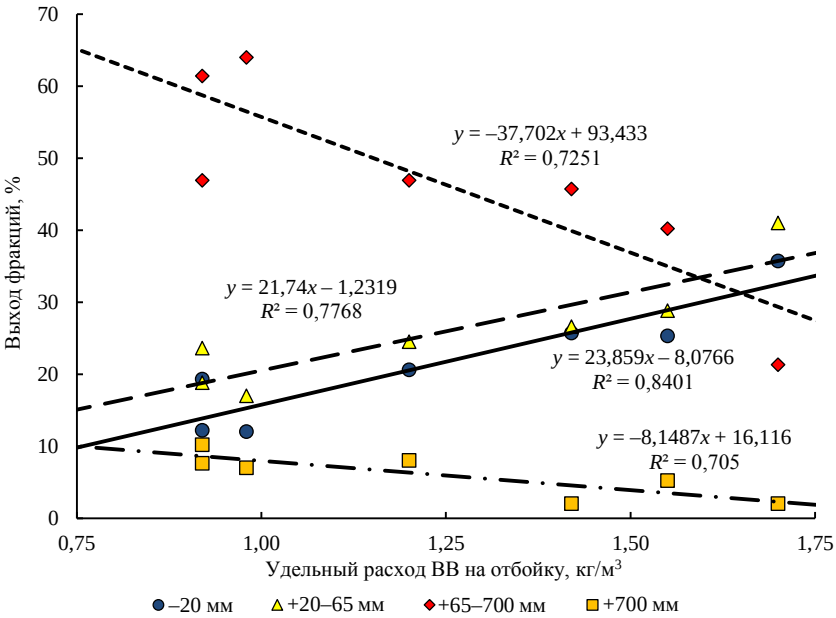


Рис. 3. Гранулометрический состав отбитой руды в зависимости от удельного расхода ВВ

Вместе с тем картина разрушения массива взрывом взаимодействующих веерных зарядов наглядно показала, что происходит откол слоя по плоскости расположения скважин при отсутствии зон мелкого дробления вблизи зарядов, что подтвердило результаты, полученные в работах [27, 28] (рис. 4).

Известно, что «при взрыве сплошного скважинного заряда образуется максимальный объем не только мельчайших, но и крупных фракций, а выход негабарита может достигать 15 % и более» [16]. Однако при отбойке кварца такими зарядами, где удельный расход ВВ был значительно больше, нежели при рассредоточении, выход негабарита был минимальным. При рассредоточении наблюдалась обратная картина – снижение мощности взрыва влекло за собой повышение выхода негабарита. Выход мелких фракций кварца происходит вследствие удара отбитого слоя руды о стенки камеры и соударения кусков между собой. Очевидно, что степень этого воздействия прямо пропорциональна мощности взрыва, т. е. удельному расходу ВВ на отбойку.

Основные выводы по результатам проведенных исследований:

– применение плоской системы рассредоточенных зарядов с минимально необходимыми для отрыва энергетическими показателями может обеспечить снижение выхода переизмельченной фракции до 12 %;

– при взрыве плоской системы рассредоточенных зарядов не происходит интенсивного дробления кварца в ближней зоне взрыва, в том числе непосредственно вокруг зарядов;

а

б

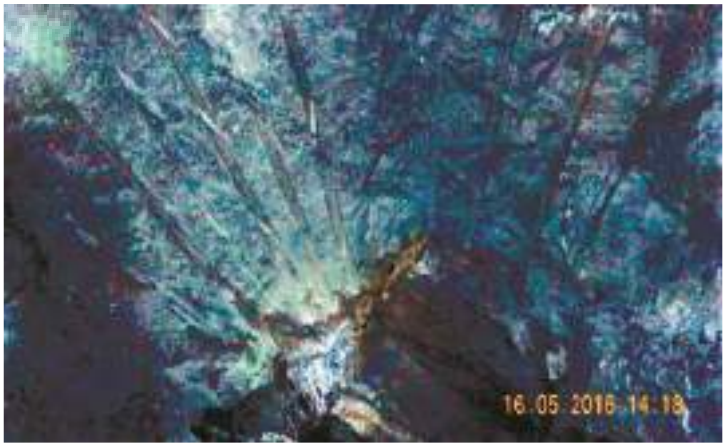


Рис. 4. Откол слоя по плоскости расположения скважин при отсутствии зон мелкого дробления вблизи зарядов:
а – на поверхности негабарита; *б* – в забое камеры

– величина выхода мелкой фракции определяется интенсивностью удара, зависящей от мощности взрыва, т. е. от удельного расхода ВВ; снижение удельного расхода ВВ до 0,9 кг/м^3 достигается конструкцией зарядов с воздушными промежутками и ограничено выходом негабарита (7–10 %).

Исследования выполнены при поддержке Комплексной программы фундаментальных исследований УрО РАН «Исследование переходных процессов и учет закономерностей их развития при разработке инновационных технологий оценки, добычи и рудоподготовки минерального сырья» (15-11-5-7).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов И. В., Корнилков С. В., Сашурин А. Д., Кузьмин В. Г., Шемякин В. С. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высокоценного кварца // Горный журнал. 2014. № 12. С. 44–48.

2. Минералургия жильного кварца / под ред. В. Г. Кузьмина, Б. Н. Кравца. М.: Недра, 1990. 294 с.
3. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца // ФТПРПИ. 2015. № 6. С. 133–145.
4. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Совершенствование технологии опытно-промышленной отработки переходной зоны Кыштымского месторождения кварца // ГИАБ. 2014. № 6. С. 183–189.
5. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования // ФТПРПИ. 2016. № 6. С. 124–133.
6. Калмыков В. Н., Пергамент В. Х., Неугомонов С. С. Расчет параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой // Вестник Магнитогорского государственного технического университета. 2009. № 1. С. 22–24.
7. Шер Е. Н. Форма и размеры радиальных трещин, образующихся при взрыве двух сближенных скважинных зарядов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2016. № 3. С. 250–255.
8. Сенук В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массива крепких пород при взрывной отбойке // ФТПРПИ. 1979. № 1. С. 28–34.
9. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. М.: МГГУ, 2009. 471 с.
10. Ерофеев И. Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. М.: Недра, 1988. 271 с.
11. Горинов С. А., Смирнов А. А. Эффективные методы массовой отбойки трещиноватых руд на шахтах // ГИАБ. 2012. № 3. С. 323–329.
12. Черниговский А. А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. М.: Недра, 1971. 242 с.
13. Физика взрыва / Ф. А. Баум [и др.]. М.: Наука, 1975. 704 с.
14. Горинов С. А., Смирнов А. А. Действие взрыва плоской системы зарядов ВВ при отбойке горного массива // ГИАБ. 2001. № 4. С. 42–50.
15. Горинов С. А. Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горный журнал. 1985. № 7. С. 68–73.
16. Жариков И. Ф. Энергосберегающие технологии ведения взрывных работ на разрезах // Взрывное дело. 1998. № 91/48. С. 191–195.
17. Берсенев Г. П. Управление качеством взрывного дробления горных пород на нерудных карьерах: дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1989. 158 с.
18. Кутузов Б. Н., Безматерных В. А., Берсенев Г. П. Анализ дробящего действия зарядов ВВ с пористым промежутком // Изв. вузов. Горный журнал. 1988. № 1. С. 53–58.
19. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В. Рассредоточение скважинных зарядов пенополистиролом // ГИАБ. 2006. № 5. С. 116–123.
20. Ломоносов Г. Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. М.: Горная книга, 2013. 517 с.
21. Лещинский А. В., Шевкун Е. Б. Рассредоточение скважинных зарядов. Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2009. 154 с.
22. Гришин А. Н., Матренин В. А., Мучник С. В. Способ формирования рассредоточенных скважинных зарядов // Горный журнал. 2007. № 4. С. 55–57.
23. Барановский К. В. Влияние горно-геологических факторов на эффективность подземной отработки наклонных залежей средней мощности // ГИАБ. 2011. № S11. С. 288–293.
24. Марченко Л. Н. Исследование процессов образования и развития трещин в твердых средах в зависимости от конструкции заряда // Взрывное дело. 1964. № 54/11. С. 102–113.
25. Барон Л. И. Кусковатость и методы ее измерения. М.: ИГД АН СССР, 1960. 124 с.
26. Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле. М.: Высш. школа, 1973. 287 с.
27. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Рожков А. А. Физическое моделирование взрывной отбойки высокоценного кварца // Вестник Магнитогорского государственного технического университета. 2017. Т. 15. № 1. С. 4–9. DOI: 10.18503/1995-2732-2017-15-1-4-9
28. Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. 2016. № 7. С. 337–350.

Поступила в редакцию 10 августа 2017 года

EFFICIENCY IMPROVEMENT OF QUARTZ PRODUCTION BY MEAN OF USING TWO-DIMENSIONAL SYSTEM OF DISTRIBUTED CHARGES

Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: geotech@igduran.ru

The article introduces the result of complex investigations of drilling and blasting operations under the production of high-priced granular quartz with underground mining method in conditions of Kyshtymsky deposit. Theoretical survey of

technology and parameters of blasting breakage has been fulfilled, aimed to solve the problem of quartz overgrinding. It has been stated that it is possible to reduce the output of fine fractions by means of the effect of interaction of simultaneously blasted deep-hole charges in a fan, whereas their interaction should be considered as a two-dimensional system of charges. The main criterion of action in a two-dimensional system of charges situated in a shape of a fan, is introduced, the criterion defines the range of geometric parameters of charges arrangement in a massif. The article suggests and tests the construction of charges, dispersed with air gaps without inert aggregate. In natural conditions of underground mine experimental blasts have been carried out, and the results have been obtained on the suggested technology of breakage with various design and energy parameters.

Key words: quartz deposit; drilling and blasting operations; overgrinding; two-dimensional system of charges; dispersion.

REFERENCES

1. Sokolov I. V., Kornilkov S. V., Sashurin A. D., Kuz'min V. G., Shemiakin V. S. [Regarding the development of scientific-technological reserve for the introduction of complex geotechnology of production and processing of high-priced quartz]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2014, no. 12, pp. 44–48. (In Russ.)
2. *Mineralurgiia zhil'nogo kvartsa. Pod red. V. G. Kuz'mina, B. N. Kravtsa* [Minerallurgy of gangue quartz. Edited by V. G. Kuz'min, B. N. Kravets]. Moscow, Nedra Publ., 1990. 294 p.
3. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. [Resource saving technology of underground exploitation of high-priced quarts deposit]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2015, no. 6, pp. 133–145. (In Russ.)
4. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V. [Developing the technology of experimental-industrial development of transitional zone of Kyshtymsky quartz deposit]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2014, no. 6, pp. 183–189. (In Russ.)
5. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. [The selection of optimum alternative of high-prices quartz deposit exploitation system on the basis of modeling]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2016, no. 6, pp. 124–133. (In Russ.)
6. Kalmykov V. N., Pergament V. Kh., Neugomonov S. S. [The calculation of breakage parameters of jointed ore with blast-hole charges under the systems of development with consolidating stowing]. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta – Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*, 2009, no. 1, pp. 22–24. (In Russ.)
7. Sher E. N. [Shape and size of radial fractures, generating during the blast of the two contiguous down-hole charges]. *Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornykh nauk – Fundamental and Applied Issues of Mining Sciences*, 2016, no. 3, pp. 250–255. (In Russ.)
8. Senuk V. M. [The impulse of a blast and the conditions of its more complete utilization to crush the massif of hard rock under blasting breakage]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 1979, no. 1, pp. 28–34. (In Russ.)
9. Kutuzov B. N. *Metody vedeniia vzryvnykh rabot. Ch. 1. Razrushenie gornykh porod vzryvom* [Methods of conducting blasting operations. Part 1. Rock breaking with a blast]. Moscow, MSMU Publ., 2009. 471 p.
10. Erofeev I. E. *Povyshenie effektivnosti burovzryvnykh rabot na rudnikakh* [Improving the efficiency of drilling and blasting operations in mines]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 271 p.
11. Gorinov S. A., Smirnov A. A. [Efficient methods of jointed ore mass breaking in shafts]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2012, no. 3, pp. 323–329. (In Russ.)
12. Chernigovskii A. A. *Metod ploskikh sistem zariadov v gornom dele i stroitel'stve* [The method of the two-dimensional systems of charges in mining industry and construction]. Moscow, Nedra Publ., 1971. 242 p.
13. Baum F. A., and others. *Fizika vzryva* [Physics of a blast]. Moscow, Nauka Publ., 1975. 704 p.
14. Gorinov S. A., Smirnov A. A. [Action of a blast in the two-dimensional system of blasts under the rock massif breakage]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2001, no. 4, pp. 42–50. (In Russ.)
15. Gorinov S. A. [Efficient use of the two-dimensional systems of charges to break the intensely jointed ore in underground conditions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1985, no. 7, pp. 68–73. (In Russ.)
16. Zharikov I. F. [Energy saving technologies of blasting operations at open pits]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology*, 1998, no. 91/48, pp. 191–195. (In Russ.)
17. Bersenev G. P. *Upravlenie kachestvom vzryvnogo drobleniia gornykh porod na nerudnykh kar'erakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Controlling the quality of blasting crushing of rock at nonmetallic open pits. Cand. eng. sci. diss.]. Sverdlovsk, 1989. 158 p.
18. Kutuzov B. N., Bezmaternykh V. A., Bersenev G. P. [The analysis of crushing effect of explosive charges with porous interval]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1988, no. 1, pp. 53–58. (In Russ.)
19. Shevkun E. B., Leshchinskii A. V. [Dispersion of down-hole charges with polystyrene foam]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2006, no. 5, pp. 116–123. (In Russ.)
20. Lomonosov G. G. *Proizvodstvennye protsessy podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Workflows of underground development of ore deposits]. Moscow, Gornaia kniga Publ., 2013. 517 p.
21. Leshchinskii A. V., Shevkun E. B. *Rassredotochenie skvazhinnykh zariadov* [Dispersion of down-hole charges]. Khabarovsk, PNU Publ., 2009. 154 p.

22. Grishin A. N., Matrenin V. A., Muchnik S. V. [Method of forming dispersed down-hole charges]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2007, no. 4, pp. 55–57. (In Russ.)
23. Baranovskii K. V. [The influence of mining-geological factors on the efficiency of underground development of inclined medium deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. S11, pp. 288–293. (In Russ.)
24. Marchenko L. N. [The study of the processes of generation and development of fractures in solid medium depending on the charge construction]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology*, 1964, no. 54/11, pp. 102–113. (In Russ.)
25. Baron L. I. *Kuskovatost' i metody ee izmereniia* [Granulometric composition and the methods of its measurement]. Moscow, IM AS USSR Publ., 1960. 124 p.
26. Ryzhov P. A. *Matematicheskaia statistika v gornom dele* [Mathematical statistics in mining]. Moscow, Vyssh. shkola Publ., 1973. 287 p.
27. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Rozhkov A. A. [Physical modeling of blasting breakage of high-priced quartz]. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta – Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*, 2017, vol. 15, no. 1, pp. 4–9. (In Russ.)
28. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. [The substantiation of optimum parameters of drilling and blasting operations under quartz breakage]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2016, no. 7, pp. 337–350. (In Russ.)

УДК 622.2 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-66-70

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА БЕЗОПАСНУЮ ЭКСПЛУАТАЦИЮ ИНФРАСТРУКТУРНЫХ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

САПЛИН О. Н., ТИТОВ Д. Ю., ШУЛАКОВ Д. Ю., ГУСЕВ А. И.

Более 70 % объема полезных ископаемых в горном деле добывается с помощью энергии взрыва. В ближайшей перспективе использование энергии взрыва останется основным и наиболее эффективным методом. Зоны распространения пылегазовых выбросов, ударных воздушных волн, разлета кусков породы могут быть довольно точно рассчитаны в типовых проектах, в то время как зона распространения сотрясательных явлений от взрыва является труднопрогнозируемой. С целью выявления зоны распространения сотрясательных явлений в результате ведения взрывных работ в горно-геологических условиях, характерных для Биянковского месторождения карбонатных пород (Челябинская обл.), для определения границ безопасного расположения инфраструктурных объектов карьера проведен комплекс работ по измерению сейсмического воздействия взрывов на массив пород. При проведении полевых инструментальных измерений в качестве датчиков использовались трехкомпонентные короткопериодные сейсмометры Mini SeisMonitor HS-1, сигналы которых записывались на цифровые сейсмические модули «Байкал-8» (Россия). Установлена зависимость величины сейсмического воздействия от эпицентрального расстояния, позволяющая определять безопасность влияния сотрясательных явлений от производства взрывных работ.

Ключевые слова: ***энергия взрыва; сотрясательные явления; сейсмическое воздействие; массив пород; эпицентральное расстояние.***

Взрывные работы в горном деле – важнейший способ разрушения массива горных пород и один из главных технологических процессов при разработке месторождений твердых полезных ископаемых [1]. Более 70 % объема полезных ископаемых в горном деле добывается с помощью энергии взрыва, а объемы раздробленной и перемещенной взрывами горной массы исчисляются миллионами кубических метров в год.

В настоящее время ведутся исследования в области невзрывных способов разрушения массива горных пород, однако в ближайшей перспективе использование энергии взрыва остается основным и наиболее эффективным методом [2].

Вместе с тем в процессе ведения взрывных работ проявляются и последствия в виде пылегазовых выбросов, ударных воздушных волн (УВВ), разлета кусков породы, сотрясательных явлений в массиве [3].

Если зоны распространения пылегазовых выбросов, УВВ, разлета кусков породы довольно точно рассчитываются в типовых проектах, то зона распространения сотрясательных явлений от взрыва является труднопрогнозируемой, явно не видимой.

В свою очередь, сотрясательные явления создают дополнительную трещиноватость массива горных пород, прежде всего склонов, откосов и скальных выхо-

Саплин Олег Николаевич – генеральный директор. 456007, Челябинская обл., Ашинский р-он, г. Миньяр, ст. Биянка, ООО «Биянковский щебеночный завод». E-mail: bsz@nnk.ru

Титов Дмитрий Юрьевич – юрисконсульт. 456007, Челябинская обл., Ашинский р-он, г. Миньяр, ст. Биянка, ООО «Биянковский щебеночный завод». E-mail: bsz@nnk.ru

Шулаков Денис Юрьевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией природной и техногенной сейсмичности. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН. E-mail: arc@mi-perm.ru

Гусев Анатолий Иванович – кандидат технических наук, директор. 454080, г. Челябинск, просп. Ленина, 83, оф. 517, ООО «Компания «Промаудит». E-mail: agusev74@mail.ru

дов, а соответственно и их сдвижение, что влияет на безопасную эксплуатацию инфраструктурных объектов (зданий, сооружений, внутрикарьерных дорог и т. п.), находящихся вблизи производства взрывных работ. Расположение объектов инфраструктуры на гарантированном удаленном расстоянии от зоны влияния взрывных работ часто затратно, а порой технологически невозможно [4].

С целью выявления зоны распространения сотрясательных явлений в результате ведения взрывных работ в горно-геологических условиях, характерных для Биянковского месторождения карбонатных пород (Челябинская обл.), для определения границ безопасного расположения инфраструктурных объектов проведен комплекс работ по измерению сейсмического воздействия взрывов на массив пород в контурах карьеров ООО «Биянковский щебеночный завод» (ООО «БЩЗ») и ООО «Миньярский карьер».

Комплекс работ включал следующее:

– проведение инструментальных измерений величины сейсмического воздействия буровзрывных работ;

– экспресс-оценку резонансных характеристик грунта в пункте измерения;

– оценку величины сейсмического воздействия на разных эпицентральных расстояниях и при разной массе заряда;

– оценку допустимой величины сейсмического воздействия и сопоставление ее с фактически измеренными значениями.

Кроме того, поскольку карьер находится вблизи железной дороги с частым движением подвижного состава (Транссибирская магистраль), выполнены измерения сейсмического воздействия от проходящих железнодорожных составов и их сопоставление с воздействием на массив взрывных работ. Измерительные работы проведены Горным институтом УрО РАН *(Отчет по договору № БЩЗ-24.07.17-38-232 от 24.07.2017 г. с ООО «Биянковский щебеночный завод». Измерение сейсмического воздействия взрыва, проведенного 25 июля 2017 г. Пермь, 2017. 33 с.)*.

Установлена максимально допустимая величина сейсмического воздействия на склоны, откосы и скальные выходы, прилегающие к карьеру ООО «БЩЗ», которая составляет не менее 7,7 см/с.

При проведении полевых инструментальных измерений в качестве датчиков использовались трехкомпонентные короткопериодные сейсмометры Mini SeisMonitor HS-1 (собственная частота 2 Гц), сигналы которых записывались на цифровые сейсмические модули «Байкал-8» (Россия). Модули «Байкал-8» осуществляют преобразование аналогового сигнала датчиков в цифровой вид (коэффициент преобразования 0,303 мкВ/дискр.) с частотой дискретизации до 1000 Гц и сохраняют данные во внутренней памяти.

Наиболее характерные примеры записей взрывов, полученных на разных эпицентральных расстояниях, представлены на рис. 1.

На приведенных сейсмограммах можно увидеть ряд характерных особенностей. Во-первых, с увеличением эпицентрального расстояния увеличивается длительность сигнала. Это обусловлено как разной скоростью распространения разных типов волн, так и появлением в хвостовой части сигнала кода-волн, формирующихся за счет рассеяния (дисперсии) сигнала в неоднородной среде. Во-вторых, на всех сейсмограммах достаточно четко выделяются два цуга колебаний: в начальной части – высокочастотный, соответствующий приходу объемных сейсмических волн (продольных *P* и поперечных *S*), затем – более длиннопериодный, являющийся волнами поверхностного типа *L* и кода-волнами. Степень выраженности этих цугов на разных сейсмограммах различная, на малых расстояниях они могут частично накладываться друг на друга, однако с увеличением

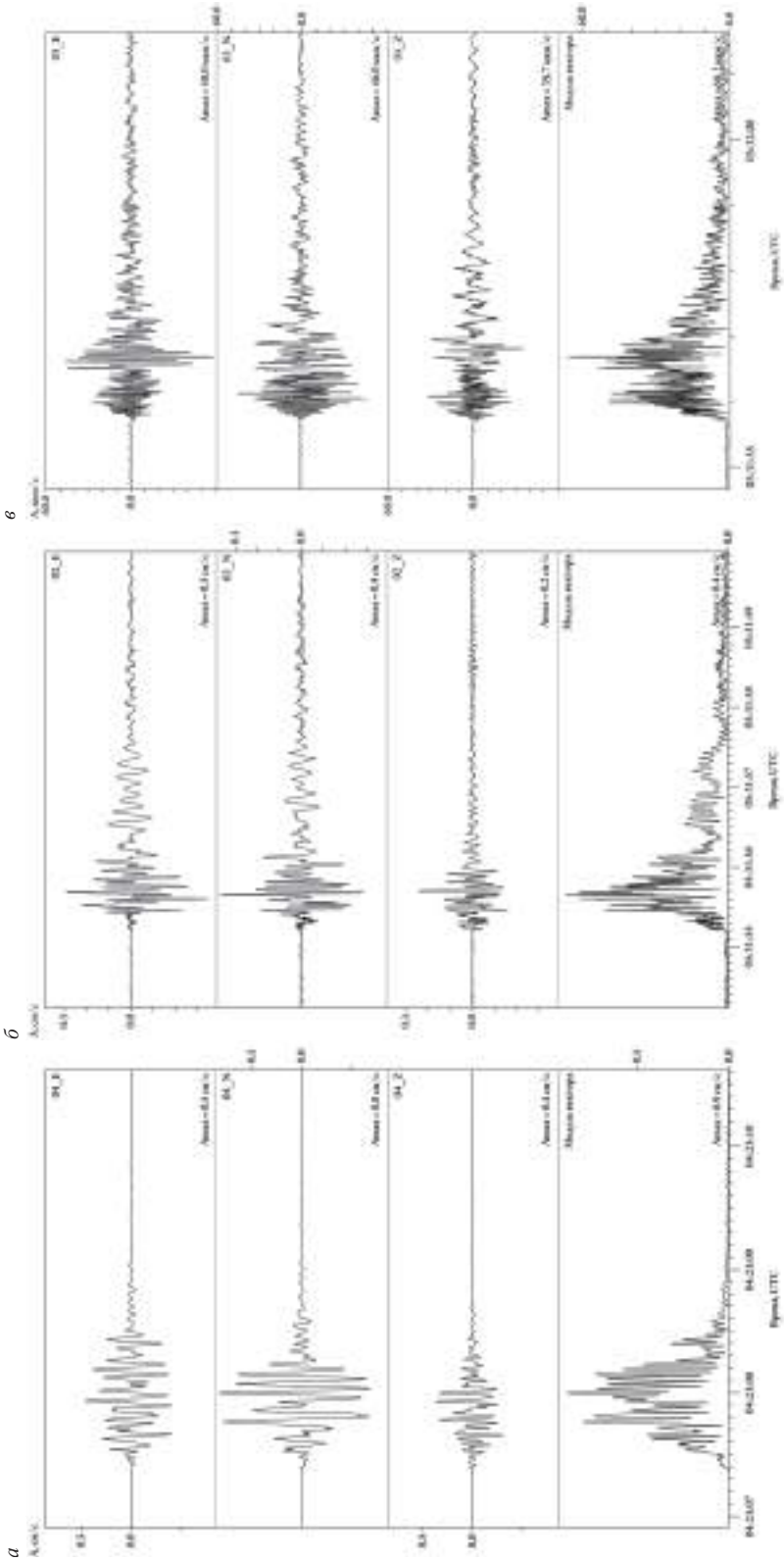


Рис. 1. Сейсмограммы взрыва:
а – карьер ООО «БЦЗ», эпицентральное расстояние 277 м; *б* – карьер ООО «Миньярский карьер», эпицентральное расстояние 688 м; *в* – карьер ООО «Миньярский карьер», эпицентральное расстояние 3720 м

дистанции из-за разницы в скорости распространения разделение становится очень четким.

Для расчетов была определена зависимость амплитуды сейсмической волны V от приведенного расстояния $R_{пр}$, характеризующейся степенной функцией с коэффициентом корреляции 0,96:

$$V = 8820 R_{пр}^{-2,42}.$$

Исходя из максимальной массы заряда на одну ступень 328 кг установлена зависимость величины сейсмического воздействия от эпицентрального расстояния (рис. 2).

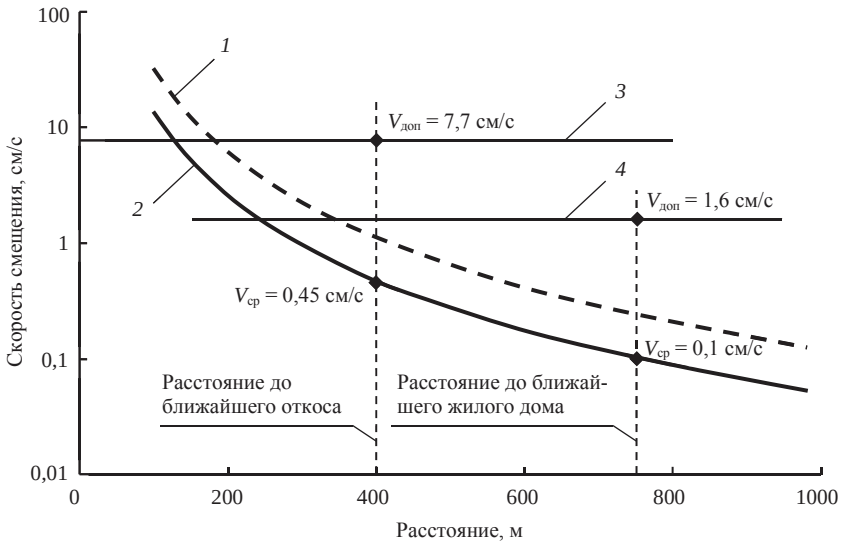


Рис. 2. Зависимость величины сейсмического воздействия от эпицентрального расстояния:

1, 2 – максимальная и средняя величина сейсмического воздействия соответственно; *3, 4* – предельно допустимые уровни сейсмического воздействия для склонов и откосов, для индивидуальных жилых домов соответственно; $V_{доп}$, $V_{ср}$ – допустимая и средняя скорость смещения соответственно, см/с

Установленная зависимость позволяет определять безопасность влияния сотрясательных явлений от производства взрывных работ. По фактическим параметрам в настоящее время расстояние до ближайшего откоса и жилых объектов более чем в два раза превышает зону сотрясательных явлений.

В процессе проведения полевых измерений зарегистрировано большое количество колебаний, связанных с движением подвижных составов по проходящей вблизи железной дороге.

На основании выполненных расчетов количества энергии сейсмических волн, приходящейся на единицу площади в данном месте, от взрывных работ в карьере ООО «БЩЗ» и от проходящих железнодорожных составов с учетом интенсивности их движения определено среднемесячное количество сейсмической энергии. Установлено, что совокупное влияние интенсивного движения подвижных составов по железной дороге превышает влияние взрывных работ в 2,7 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кутузов Б. Н. Взрывные работы. М.: Недра, 1988. 284 с.
2. Матвейчук В. В., Чурсалов В. П. Взрывные работы. М.: Академический проект, 2002. 384 с.

3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Горное дело, 2008. 448 с.
4. Кириллов Ф. А., Медведев С. В., Шамин В. М. Инструкция по обследованию сейсмического действия взрывов на сооружения // Вопросы инженерной сейсмологии. 1962. Вып. 6. С. 118–122.

Поступила в редакцию 25 октября 2017 года

THE INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF BLASTING OPERATIONS ON THE SAFE EXPLOITATION OF MINING WORKS INFRASTRUCTURE FACILITIES

Saplin O. N., Titov D. Iu. – OOO Biiankovskii shchebenochnyi zavod, Minyar of Chelyabinsk region, the Russian Federation. E-mail: bsz@nnk.ru
Shulakov D. Iu. – Mining Institute, the Ural Branch of RAS, Perm, the Russian Federation. E-mail: arc@mi-perm.ru
Gusev A. I. – OOO Company Promaudit, Chelyabinsk, the Russian Federation. E-mail: agusev74@mail.ru

More than 70% minerals in mining are produced with the help of blast energy. In the short term the use of blast energy will remain basic and the most efficient method. Distribution zones for dust-gas outbursts, blast air waves, and rock movement may be rather precisely calculated in typical designs, whereas distribution zone of percussive events caused by a blast is difficult to forecast. In order to reveal percussion events distribution zone in the result of blasting operations in mining-geological conditions typical of Biankovsky deposit of calcareous rock (Chelyabinsk region), in order to determine the borders of safety position of open pit infrastructure facilities, a set of operations to measure the earthquake impact of blasts on the rock mass has been carried out. When taking field instrumental measurements, three-component short-period seismometers Mini SeisMonitor HS-1 were used as detectors, the signals of which were recorded by seismic digital modules "Baikal-8" (Russia). Dependence has been stated of earthquake impact value and the distance of epicenter, which makes it possible to determine the safe effect of blasting percussive events.

Key words: energy of blast; percussive events; earthquake impact; rock massif; distance of epicenter.

REFERENCES

1. Kutuzov B. N. *Vzryvnye raboty* [Blasting operations]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 284 p.
2. Matveichuk V. V., Chursalov V. P. *Vzryvnye raboty* [Blasting operations]. Moscow, Academicheskii proekt Publ., 2002. 384 p.
3. Anistratov Iu. I., Anistratov K. Iu. *Tekhnologicheskie protsessy otkrytykh gornykh rabot* [Opencast mining workflows]. Moscow, Gornoe delo Publ., 2008. 448 p.
4. Kirillov F. A., Medvedev S. V., Shamin V. M. [Direction on the inspection of the earthquake impact of blasts on the facilities]. *Voprosy inzhenernoi seismologii – Problems of Engineering Seismology*, 1962, issue 6, pp. 118–122. (In Russ.)

УДК 622.231 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-71-77

ПЕРИОДИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ВЫНУЖДЕННЫХ КОЛЕБАНИЙ РАБОЧЕГО ОРГАНА ВИБРОТРАНСПОРТНОЙ МАШИНЫ С УЧЕТОМ ДЕЙСТВИЯ ВОЗМУЩАЮЩЕЙ НАГРУЗКИ И СИЛЫ ТРЕНИЯ В ОПОРАХ

АФАНАСЬЕВ А. И., КАЗАКОВ Ю. М., СУСЛОВ Д. Н., ЧИРКОВА А. А.

В работе рассматривается задача аналитического определения вида вынужденных линейных плоских колебаний рабочего органа (РО) вибротранспортной машины при периодическом действии на него возмущающей нагрузки с учетом влияния сил трения в опорах. Особенностью имитационной модели процесса является то, что величина возмущающей силы зависит от положения рабочего органа, а сила трения в опорах постоянна. Включение возмущающей нагрузки происходит в момент, когда рабочий орган проходит нулевую точку, двигаясь в положительном направлении отсчета координаты с заданной начальной скоростью. Направление действия возмущающего усилия совпадает с положительным направлением движения РО. Выключение возмущения производится по достижении рабочим органом определенного (заданного) положения. Цикл рабочего процесса состоит из трех этапов. На первом этапе на РО действуют возмущающее усилие и сила сопротивления. На втором этапе движения рабочий орган совершает свободные колебания с постоянным сопротивлением. На обратном ходе РО в момент, когда он вновь достигает заданного положения, для уменьшения амплитуды подключаются дополнительные пружины. В результате происходит скачкообразный рост суммарного коэффициента жесткости упругих элементов системы и с этого момента начинается третий этап движения – свободные колебания РО с сопротивлением при усиленной жесткости упругих элементов. Результаты расчетов показали, что величина амплитуды колебаний рабочего органа практически совпадает с амплитудой, полученной в результате эксперимента на опытно-промышленной вибротранспортной машине, ошибка не превышает 10 %.

Ключевые слова: ***вибротранспортые резонансные машины; угловая частота; амплитуда колебаний; ускорение; жесткость опор; вибровозбудитель; сила трения.***

Рассматривается задача определения аналитического вида вынужденных колебаний рабочего органа (РО) вибротранспортной машины (ВТМ) при периодическом действии на него возмущающей нагрузки с учетом влияния сил трения в опорах. Особенностью модели процесса является то, что величина возмущающей силы зависит от положения рабочего органа, а сила трения в опорах постоянна. Последнее означает, что сила сопротивления движению РО, обусловленная силой трения в опорах, также является постоянной величиной.

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

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

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

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

Цикл рабочего процесса состоит из трех этапов. На первом этапе на РО действуют возмущающее усилие и сила сопротивления. Предположим, что включение возмущающей нагрузки происходит в момент, когда рабочий орган проходит нулевую точку, двигаясь в положительном направлении отсчета координаты с заданной начальной скоростью. Направление действия возмущающего усилия совпадает с положительным направлением движения РО. Выключение возмущения производится по достижении рабочим органом определенного (заданного) положения $\bar{x}$. Далее рассматривается второй этап движения, где рабочий орган совершает свободные колебания с постоянным сопротивлением. На обратном ходе РО в момент, когда он вновь достигает заданного положения с координатой $\bar{x}$, для уменьшения амплитуды подключаются дополнительные пружины. В результате происходит скачкообразный рост суммарного коэффициента жесткости упругих элементов системы, и с этого момента начинается третий этап движения – свободные колебания РО с сопротивлением при усиленной жесткости упругих элементов.

Можно считать, что на каждом из участков отсчет движения начинается с момента $t = 0$. Для получения непрерывного решения конечные значения параметров движения на каком-либо из участков должны служить начальными для последующего. При этом общее время движения суммируется.

Полный цикл вынужденных колебаний завершается, когда рабочий орган, двигаясь в сторону положительного направления отсчета координаты, проходит нулевую точку. В этом месте дополнительные упругие элементы отключаются, и система возвращается в исходное состояние.

В настоящей работе возмущающая сила $F_в(x)$ представлена линейной функцией координаты РО: $F_в(x) = ax + b$, где a, b – постоянные коэффициенты. Сила $F_с$ сопротивления движению РО постоянна: $F_с = b_1 = \text{const}$. Проекция силы сопротивления на ось отрицательна, если движение РО происходит в положительном направлении, и положительна, если на данном участке скорость РО отрицательна.

Модель движения РО на участке 1 приводит к нелинейному уравнению вынужденных колебаний вида:

$$m\ddot{x}_1 + cx_1 = F_в\left(x_1\right) - F_с; \qquad 0 \le x_1 \le \bar{x}, \tag{1}$$

где x_1 – текущая координата движения РО на участке 1; m – масса РО; c – коэффициент жесткости упругих элементов системы, $\bar{x}$ – заданная координата отключения возмущающего усилия. В уравнении знак проекции силы сопротивления определен предположением, что в начале цикла возмущенного движения скорость движения РО положительна.

С учетом возмущающей силы и силы сопротивления уравнение (1) представляется в виде:

$$m\ddot{x}_1 + cx_1 = ax_1 + b - b_1, \qquad \text{или } \ddot{x}_1 + \omega_1^2 x_1 = \frac{b - b_1}{m}; \qquad \omega_1^2 = \frac{c - a}{m},$$

где b_1 – сила сопротивления движению РО, Н; ω_1 – частота собственных колебаний РО, рад/с.

В настоящей работе исследуется вариант, когда коэффициент жесткости упругих элементов системы превосходит угловой коэффициент линейной функции возмущающей силы: $c > a$. В этом случае уравнение возмущенного движения имеет своим решением функцию

$$x_1 = A_1 \sin\left(\omega_1 t + \varepsilon_1\right) + \frac{b - b_1}{m\omega_1^2}.$$

Постоянные интегрирования ε_1, A_1 определяются из начальных условий: при $t = 0$ $x_1(0) = x_{01} = 0$, $\dot{x}_1(0) = \dot{x}_{01}$. Находим:

$$A_1 = \sqrt{\left(\frac{\dot{x}_{01}}{\omega_1}\right)^2 + \left(\frac{b - b_1}{m\omega_1^2}\right)^2}; \qquad \mathrm{tg}\varepsilon_1 = -\left(\frac{b - b_1}{m\omega_1 \dot{x}_{01}}\right). \tag{2}$$

Время движения РО на первом участке определяется из условия, что в момент $t = t_{1\bar{x}}$ рабочий орган достигает координаты $\bar{x}$. Время движения находится из решения трансцендентного уравнения

$$\bar{x} = A_1 \sin\left(\omega_1 t + \varepsilon_1\right) + \frac{b - b_1}{m\omega_1^2}.$$

Скорость РО в момент $t = t_{1\bar{x}}$

$$\dot{x}_{1\bar{x}} = \dot{x}_1\left(t_{1\bar{x}}\right) = A_1\omega_1 \cos\left(\omega_1 t_{1\bar{x}} + \varepsilon_1\right). \tag{3}$$

Рассмотрим движение РО на участке 2. Здесь при отсутствии возмущающего усилия на РО действует только сила сопротивления. Дифференциальное уравнение движения распадается на два. Одно из них описывает движение, где отклонение РО от нейтрального положения возрастает (скорость РО $\dot{x}_2 > 0$), другое – обратное, где отклонение убывает ($\dot{x}_2 < 0$):

$$m\ddot{x}_2 + cx_2 = -F_c = -b_1, \qquad \text{при } \dot{x}_2 > 0, \tag{4}$$

$$m\ddot{x}_2 + cx_2 = F_c = b_1, \qquad \text{при } \dot{x}_2 < 0. \tag{5}$$

Начальными условиями для уравнения (4), описывающего нарастание отклонения, будут значения координаты и скорости РО в конце участка 1. Полагая начало движения на участке 2 при $t = 0$, получим: $x_2(0) = x_{02} = \bar{x}$, $\dot{x}_2(0) = \dot{x}_{02} = \dot{x}_{1\bar{x}}$.

Рост отклонения РО после отключения возмущающего усилия в соответствии с уравнением движения (4) $m\ddot{x}_2 + cx_2 = -b_1$ происходит по закону:

$$x_2 = A_2 \sin\left(\omega_2 t + \varepsilon_2\right) - \frac{b_1}{m\omega_2^2}; \tag{6}$$

$$\omega_2 = \sqrt{\frac{c}{m}}; \qquad A_2 = \sqrt{\left(\frac{\dot{x}_{1\bar{x}}}{\omega_2}\right)^2 + \left(\bar{x} + \frac{b_1}{m\omega_2^2}\right)^2}; \qquad \mathrm{tg}\varepsilon_2 = \frac{\omega_2}{\dot{x}_{1\bar{x}}}\left(\bar{x} + \frac{b_1}{m\omega_2^2}\right).$$

Следует заметить, что закон (6) движения РО остается справедливым до тех пор, пока его скорость $\dot{x}_2 = A_2\omega_2\cos(\omega_2 t + \varepsilon_2)$ остается положительной, т. е. до момента $t = t_{2\max} = (0{,}5\pi - \varepsilon_2)\omega_2^{-1}$, когда скорость обращается в нуль. При этом значение координаты, соответствующее максимальному отклонению РО от нейтрального положения:

$$x_{2\max} = A_2 \sin\left(\omega_2 t_{2\max} + \varepsilon_2\right) - \frac{b_1}{m\omega_2^2} = A_2 - \frac{b_1}{m\omega_2^2}. \qquad (7)$$

Следующий этап участка 2 представляет собой возвратное движение РО и начинается из положения максимального отклонения с нулевой начальной скоростью. Дифференциальное уравнение (5), описывающее возвратное движение РО, имеет вид:

$$\ddot{x}_2 + \omega_2^2 x_2 = \frac{b_1}{m}; \qquad \omega_2^2 = \frac{c}{m}. \qquad (8)$$

Движение начинается при начальных условиях:

$$\dot{x}_2(0) = 0; \qquad x_2(0) = x_{2\max} = A_2 - \frac{b_1}{m\omega_2^2}.$$

Решение уравнения (8) при указанных начальных условиях запишется следующим образом:

$$x_2 = \left(A_2 - \frac{2b_1}{m\omega_2^2}\right)\cos\omega_2 t + \frac{b_1}{m\omega_2^2}.$$

По условию, возвратное движение РО на участке 2 происходит до момента, когда координата достигает заданной величины $x_2 = \bar{x}$. Время движения $t = t_{2\bar{x}}$ находится из решения уравнения

$$\bar{x} = \left(A_2 - \frac{2b_1}{m\omega_2^2}\right)\cos\omega_2 t + \frac{b_1}{m\omega_2^2}.$$

Скорость РО в этот момент $\dot{x}_{2\bar{x}} = \dot{x}_2(t_{2\bar{x}}) = -[A_2 - 2b_1(m\,\omega_2^2)^{-1}]\omega_2 \sin\omega_2 t_{2\bar{x}}$.

Из этого положения начинается первый этап участка 3 движения РО с новым коэффициентом c_1 жесткости упругих элементов системы. На данном этапе движения РО скорость РО отрицательная и уравнение движения аналогично (5):

$$\ddot{x}_3 + \omega_3^2 x_3 = \frac{b_1}{m}; \qquad \omega_3 = \sqrt{\frac{c_1}{m}}. \qquad (9)$$

Движение осуществляется при начальных условиях:

$$x_{03} = x_3(0) = \bar{x}; \qquad \dot{x}_{03} = \dot{x}_3(0) = \dot{x}_{2\bar{x}}. \qquad (10)$$

Решение уравнения (9) с начальными условиями (10) имеет вид

$$x_3 = A_3 \sin\left(\omega_3 t + \varepsilon_3\right) + \frac{b_1}{m\omega_3^2}; \qquad (11)$$

$$A_3 = \sqrt{\left(\frac{\dot{x}_{2\bar{x}}}{\omega_3}\right)^2 + \left(\bar{x} - \frac{b_1}{m\omega_3^2}\right)^2}; \qquad \mathrm{tg}\varepsilon_3 = \frac{\omega_3}{\dot{x}_{2\bar{x}}}\left(\bar{x} - \frac{b_1}{m\omega_3^2}\right).$$

Закон движения РО (11) выполняется до момента $t = t_{3\max} = (1{,}5\pi - \varepsilon_3)\omega_3^{-1}$, когда скорость РО $\dot{x}_3 = A_3\omega_3\cos(\omega_3 t + \varepsilon_3)$ обращается в нуль, что соответствует максимальному отклонению РО на обратном ходе. Значение координаты максимального отклонения $x_{3\max} = -[A_3 - b_1(m\,\omega_3^2)^{-1}]$.

На втором этапе участка 3 (окончание цикла возмущенного движения) движение РО происходит из положения $x_{3\max}$ с нулевой начальной скоростью и до момента, когда РО достигает нейтрального положения. На этом этапе скорость РО положительна. Дифференциальное уравнение движения РО, аналогичное уравнению (4), имеет вид:

$$\ddot{x}_3 + \omega_3^2 x_3 = -\frac{b_1}{m}; \qquad \omega_3 = \sqrt{\frac{c_1}{m}}. \tag{12}$$

Решение уравнения (12) с начальными условиями $x_{03} = x_{3\max}$, $\dot{x}_{03} = 0$ выражается следующим образом:

$$x_3 = -\left(A_3 - \frac{2b_1}{m\omega_3^2}\right)\cos\omega_3 t - \frac{b_1}{m\omega_3^2}.$$

Время $t = t_{3k}$ конца цикла (достижение РО нейтрального положения) находится из решения уравнения: $[A_3 - 2b_1(m\omega_3^2)^{-1}]\cos\omega_3 t + b_1(m\,\omega_3^2)^{-1} = 0$.

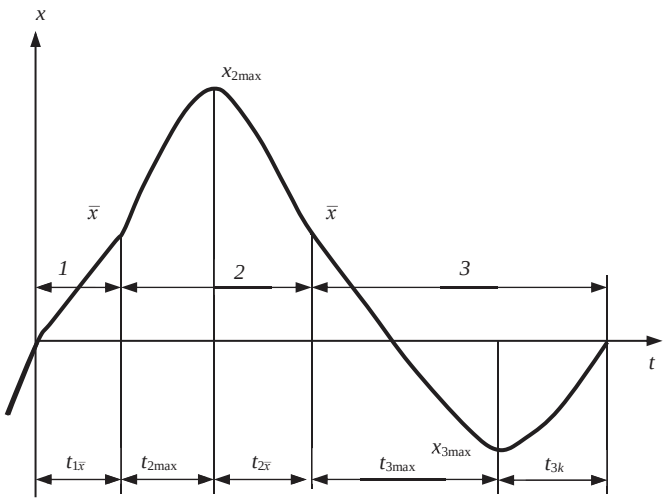


Рис. 1. Этапы расчета возмущенного движения РО:
1 – участок действия возмущающего усилия; *2* – участок свободных колебаний; *3* – участок свободных колебаний с повышенным коэффициентом жесткости

Скорость РО при достижении им в конце цикла нейтрального положения $\dot{x}_{3k} = [A_3 - 2b_1(m\omega_3^2)^{-1}]\omega_3\sin\omega_3 t_{3k}$.

Общее время цикла (рис. 1)

$$T = t_{1\bar{x}} + t_{2\max} + t_{2\bar{x}} + t_{3\max} + t_{3k}.$$

Очевидно, скорость РО в конце первого цикла возмущенного движения не равна скорости в его начале. В результате второй цикл не является кинематическим подобием первого. Однако наличие периодически действующего возмуща-

ющего усилия с постоянными параметрами достаточно быстро приводит систему в периодический режим.

С использованием приведенных формул авторами определены амплитуды колебаний рабочего органа для разных начальных условий: скорости рабочего органа в положении статического равновесия (0,2–0,3 м/с), величины рабочего зазора (10–15 мм). Результаты расчетов показали, что амплитуда колебаний рабочего органа при движении вперед равна соответственно 17 и 21 мм, а при движении назад – 12 и 15 мм.

При проведении испытаний на опытно-промышленном грохоте эти амплитуды были соответственно равны: при движении рабочего органа вперед – 18 и 22 мм, при движении назад – 10 и 13 мм.

Итак, предложенная методика расчета амплитуд колебаний рабочего органа грохота адекватно отражает реальный рабочий процесс и может быть использована при имитационном моделировании движения материала по вибрирующей поверхности.

Уравнения (2), (3), (7), (11) показывают, что, изменяя параметры движущего усилия, можно регулировать амплитуды колебаний рабочего органа и, соответственно, скорость движения горной массы и производительность вибротранспортной машины.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Потураев В. Н. Резонансные грохоты. М.: ЦНИЭИ-уголь, 1963. 94 с.
2. Афанасьев А. И., Андрюшенков Д. Н., Закаменных А. Ю. Резонансный грохот с линейным электромагнитным двигателем // Изв. вузов. Горный журнал. 2010. № 2. С. 57–60.
3. Дмитриев В. Н., Горбунов А. А. Резонансный вибрационный электропривод машин установок с автоматическим управлением // Изв. Самарского научного центра РАН. 2009. Т. 11. № 3. С. 25–29.
4. Мальцев В. А., Афанасьев А. И., Суслов Д. Н., Чиркова А. А. Параметры вибротранспортирования горной массы в резонансном питателе с квазигармоническими колебаниями рабочего органа // Изв. вузов. Горный журнал. 2011. № 5. С. 57–60.

Поступила в редакцию 28 сентября 2017 года

PERIODICAL SOLUTIONS OF FORCED OSCILLATIONS OF WORKING PART OF VIBRATION-TRANSPORT MACHINE CONSIDERING THE COMPELLING LOAD AND FRICTION FORCE IN SUPPORTS

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

This article considers the problem of analytical definition of a type of linear flat oscillations of working part (WP) of vibration-transport machine when compelling load is periodical, considering the friction forces in supports. The feature of imitation model of the process is that the value of compelling force depends on the position of the working part, whereas the friction force in supports is constant. The switching-on of the compelling load occurs when working part is passing through the zero point, moving in positive direction of coordinate axis with the target initial speed. The direction of action of compelling force coincides with the positive direction of WP movement. The switching-off of the compelling load occurs when the working part reaches definite (target) position. The cycle of the work process consists of the three stages. At the first stage, the compelling force and the resistance force are influencing the WP. At the second stage of the movement, WP is making free oscillations with the constant resistance. During the backward movement of WP, when WP reaches the target position again, the additional springs are attached to decrease the amplitude of oscillation. As the result, there occurs the intermittent growth of the aggregate coefficient of rigidity of elastic supports of the system, and from this moment the third stage of the movement starts – the free oscillations of WP with resistance under increasing rigidity of elastic elements. The results of calculations have shown that the WP oscillation amplitude value is nearly equal to the amplitude obtained in the experiment with trial-industrial vibration-transport machine, the error is not greater than 10%.

Key words: vibration-transport resonant machines; angular frequency; oscillation amplitude; acceleration; elasticity of supports; vibration generator; friction force.

REFERENCES

1. Poturaev V. N. *Rezonansnye grokhoty* [Resonance screens]. Moscow, TsNIEI-ugol' Publ., 1963. 94 p.
2. Afanas'ev A. I., Andriushenkov D. N., Zakamennykh A. Iu. [Resonance screen with linear electromagnetic motor]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2010, no. 2, pp. 57–60. (In Russ.)
3. Dmitriev V. N., Gorbunov A. A. [Resonance vibrational electric motor drive of machines of installations with automatic control]. *Izvestiia Samarskogo nauchnogo tsentra RAN – Izvestia of Samara Scientific Center of the Russian Academy of Sciences*, 2009, vol. 11, no. 3, pp. 25–29. (In Russ.)
4. Mal'tsev V. A., Afanas'ev A. I., Suslov D. N., Chirkova A. A. [Parameters of vibrotransportation of rock mass in the resonant feeder with quasiharmonic vibrations of the working body]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2011, no. 5, pp. 57–60. (In Russ.)

УДК 622.755 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-78-89

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА МОКРОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

БРАГИН В. Г., ВОЛКОВ Е. Б.

Основным классифицирующим оборудованием, используемым в настоящее время в измельчительных отделениях обогатительных фабрик, являются гидроциклоны. Выбор конструктивных и режимных параметров этих аппаратов, обеспечивающих получение сливного продукта заданной крупности при минимальной циркуляции, – одна из актуальных задач повышения эффективности работы замкнутых циклов мокрого измельчения. В данной работе предложена методика выбора конструктивных параметров гидроциклонов и нагрузки по исходной руде на мельницу по заданной крупности сливного продукта. В результате получен единый комплекс уравнений, описывающих процесс измельчения в мельнице и классификации в гидроциклонах в условиях замкнутого цикла. Предложенная методика расчета крупности продуктов классификации дает возможность определения конструктивных параметров гидроциклонов по заданной крупности сливного продукта при изменении нагрузки по исходной руде при заданных параметрах классификации. Предложенная модель замкнутого цикла мокрого измельчения может быть широко использована при проектировании обогатительных фабрик, прогнозировании технологических параметров классификации при замене оборудования и для решения задач управления замкнутым циклом мокрого измельчения.

Ключевые слова: ***классифицирующее оборудование; магнетитовые руды; гидроциклоны; замкнутый цикл; измельчение; мельница; конструктивные параметры гидроциклонов; режимные параметры гидроциклонов.***

Теоретическими и практическими расчетами параметров оборудования и технологии работы замкнутых циклов измельчения, включающих шаровую мельницу и гидроциклоны, занимались многие отечественные и зарубежные ученые и научно-исследовательские и проектные организации. Наиболее значительные результаты в исследовании процессов измельчения и в моделировании работы мельниц получены А. Дж. Линчем, Бродментом и Калкоттом [1]. Исследования работы гидроциклонов и обзор результатов многих авторов изложены в книге А. И. Поварова [2].

Формулы для расчета производительности гидроциклонов получены при рассмотрении гидроциклона как гидравлического сопротивления на питающем трубопроводе. Наибольшее практическое применение получили формулы Поварова–Щербакова [3]. Известные формулы, связывающие производительность по песковому и сливному продуктам, плохо согласуются с практической производительностью [2]. Наибольший интерес представляет результат П. И. Пилова [4].

Брагин Валерий Григорьевич – кандидат технических наук, 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

Реальные результаты моделирования процессов разделения в гидроциклонах получены Шубертом, Т. Нейсе и П. И. Пиловым на основе турбулентной модели [5, 6]. Расчетами извлечений узких классов крупности в продукты классификации занимались В. А. Рундквист, П. Фальстром, Тхуан Фан Ван [7–10].

Хорошо изученным с помощью экспериментальных исследований является влияние конструктивных и режимных параметров работы гидроциклонов на показатели классификации [8, 11, 12]. Полученные результаты, к сожалению, не дают ключи для однозначного выбора конструктивных и режимных параметров гидроциклонов по заданной крупности сливного продукта, так как не учитывают влияния содержания твердого и гранулометрического состава исходной смеси.

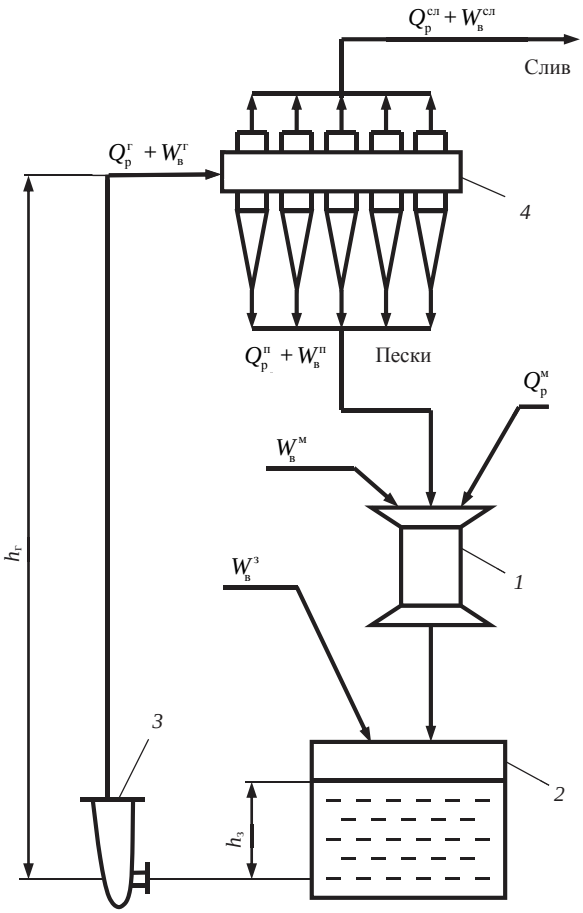


Рис. 1. Схема потоков в замкнутом цикле мокрого измельчения:

1 – мельница; *2* – зумпф; *3* – насос; *4* – батарея из гидроциклонов

Следует отметить, что для гидроциклонов малого диаметра такая задача частично решена в другой постановке группой авторов в Московском институте химического машиностроения [13]. В предлагаемой работе путем исследования модели процесса решена задача выбора конструктивных и режимных параметров классификации при известной крупности исходной смеси при ограничении на крупность сливного продукта.

Замкнутый цикл мокрого измельчения включает шаровую мельницу, зумпф насоса, насос, напорный пульпопровод, батарею из *n* гидроциклонов и транспортные пульпопроводы (рис. 1).

Введем следующие обозначения: $Q_р^м$ – нагрузка на мельницу по исходной руде, т/ч; $Q_р^г$ – нагрузка на гидроциклоны по руде, т/ч; $Q_р^{сл}$ – производительность по руде в сливе гидроциклонов, т/ч; $Q_р^п$ – производительность по руде в песках гидроциклонов, т/ч; $W_в^м$ – расход воды в мельницу, м^3/ч; $W_в^з$ – расход воды в зумпф насоса, м^3/ч; $W_в^г$ – расход воды в гидроциклоны, м^3/ч; $W_в^{сл}$ – расход воды со сливом гидроциклонов, м^3/ч; $W_в^п$ – расход воды с песковым продуктом, м^3/ч; W – объемная производительность насоса (батареи гидроциклонов), м^3/ч; $\rho_т$, $\rho_в$ – плотности твердого и воды, т/м^3; ρ – плотность питания гидроциклонов, т/м^3.

Исходя из баланса руды и воды, для замкнутого цикла мокрого измельчения (рис. 1) верны следующие уравнения:

$$Q_р^{сл} = Q_р^м;$$

$$Q_р^г = Q_р^{сл} + Q_р^п = Q_р^м + Q_р^п; \quad (1)$$

$$W_в^{сл} = W_в^м + W_в^з;$$

$$W_в^г = W_в^{сл} + W_в^п = W_в^м + W_в^з + W_в^п; \quad (2)$$

$$W = \frac{Q_р^г}{\rho_т} + W_в^г; \quad (3)$$

$$\rho = \frac{Q_р^г}{W} + \frac{\rho_в W_в^г}{W}. \quad (4)$$

Для стабильной работы замкнутого цикла измельчения расход воды в зумпф насоса $W_в^з$ должен быть определен исходя из производительности насоса W при условии поддержания постоянного уровня в зумпфе, соответствующего заданному. Используемые в настоящее время на обогатительных фабриках страны автоматические системы регулировки уровня зумпфа надежно обеспечивают заданный уровень, т. е. стабильную работу насоса, подающего питание в гидроциклоны.

Насос и напорный пульпопровод вместе с зумпфом и батареей гидроциклонов образуют насосную установку, в которой подача W и напор насоса H должны соответствовать характеристике внешней сети, образуемой зумпфом, пульпопроводом и батареей гидроциклонов.

Характеристика насоса может быть представлена в виде [14]:

$$H = A + BW - CW^2, \quad (5)$$

где H – напор насоса, м; A, B, C – коэффициенты, определяемые экспериментально;

$$H_с = h_г - h_з + K_1 W^2 + P/\rho g, \quad (6)$$

где $H_с$ – сопротивление сети, м; $h_г$ – расстояние по вертикали от оси всасывающего патрубка насоса до оси питающих патрубков гидроциклонов, м; $h_з$ – уровень пульпы в зумпфе насоса, м; K_1 – коэффициент пульповода от насоса до гидроциклона, характеризующий потери напора на этом участке, м; P – давление на входе в гидроциклоны, или гидравлическое сопротивление батареи гидроциклонов, кПа; ρ – плотность пульпы, т/м^3; g – ускорение свободного падения, м/с^2.

При работе насоса на сеть его напор H должен быть равен сопротивлению сети $H_с$ [14]:

$$H = H_с. \tag{7}$$

Или, с учетом (5) и (6), получим уравнение:

$$A + BW^2 - CW^2 = h_г - h_з + K_1W^2 + P/\rho g. \tag{8}$$

Производительность батареи гидроциклонов может быть найдена по формуле Поварова–Щербакова [2]:

$$W = K_2K_DK_\alpha nd_сd_э\sqrt{P}, \tag{9}$$

где K_2 – эмпирический коэффициент; K_D, K_α – коэффициенты, учитывающие диаметр гидроциклонов и угол конуса; n – количество гидроциклонов в батарее; $d_с$, $d_э$ – диаметры сливного и входного патрубков гидроциклонов, см; P – давление на входе в гидроциклоны, кПа.

Решая уравнение (9) относительно P и обозначив b величину, которая может быть определена по формуле $b = K_1(K_2K_DK_\alpha nd_сd_э)^2$, найдем

$$P = W^2K_1/b. \tag{10}$$

Подставляя (10) в (8), получим:

$$A + BW - CW^2 = h_г - h_з + K_1W^2 + K_1W^2/b\rho g. \tag{11}$$

Из (11) легко найти плотность пульпы

$$\rho = K_1W^2\Big/\Big[bg\left(A + BW - CW^2 - h_г + h_з - K_1W^2\right)\Big]. \tag{12}$$

Тогда задача определения плотности пульпы ρ и производительности насоса W при заданных значения $Q_р^г$, $h_з$ и известных A, B, C, $h_г$, K_1, b решается методом итераций по следующей схеме.

Задаем начальное значение ρ_0. По формуле (4) находим начальную производительность насоса, м^3/ч:

$$W_0 = Q_р^г/\rho_0 + \rho_в W_в^г/\rho_0.$$

Подставляя W_0 в (12), находим ρ_1. Если $\rho_1 = \rho_0$, то $W = W_0$, и задача решена. Если $\rho_1 \neq \rho_0$, то снова по формуле (4) находим W_1, а по (12) – ρ_2. Повторяя такую процедуру k раз, добиваемся с заданной точностью равенства

$$\rho_{k+1} \approx \rho_k = \rho, \tag{13}$$

тогда

$$W = W_k. \tag{14}$$

Здесь индексы переменных ρ и W означают номер шага итерации.

Из (3) и (2) найдем

$$W_{\text{в}}^{\text{г}} = W - Q_{\text{р}}^{\text{г}} / \rho_{\text{т}}; \tag{15}$$

$$W_{\text{в}}^{\text{з}} = W_{\text{в}}^{\text{г}} - W_{\text{в}}^{\text{п}} - W_{\text{в}}^{\text{м}}.$$

Определенные таким образом, ρ, W, $W_{\text{в}}^{\text{г}}$ и $W_{\text{в}}^{\text{з}}$ обеспечивают выполнение условия (7) и сохранение заданного уровня зумпфа $h_{\text{з}}$.

В основу модели процесса классификации в гидроциклонах положен следующий комплекс уравнений [15]:

$$\varepsilon\left(\tilde{\delta}_i\right) = \frac{1 - \exp\left\{K_3 A_3 \eta\left[\left(\tilde{\delta}_i / \delta_{50}\right)^m - K_4\right]\right\}}{1 - \exp\left\{K_3 A_3\left[\left(\tilde{\delta}_i / \delta_{50}\right)^m - K_4\right]\right\}}; \tag{16}$$

$$\delta_{50} = K_5 K_D K_\alpha \left(d_{\text{с}}/d_{\text{п}}\right)^{b_1} \left(d_{\text{э}}/D\right)^{a_2} \left(1-\beta\right)^{a_3} \left[\mu D/\left(\rho - \rho_{\text{в}}\right)\right]^{0,5} \left(\rho/P\right)^{0,25}; \tag{17}$$

$$A_3 = \left(d_{\text{с}}/d_{\text{п}}\right)^{b_1} \left(1-\beta\right)^{b_3} / \left[\eta \operatorname{ctg}(\alpha/2)\right]; \tag{18}$$

$$\eta = 1 \Big/ \left[1 + K_6 K_D K_\alpha \left(d_{\text{с}}/d_{\text{п}}\right)^{c_1} \left(d_{\text{э}}/D\right)^{c_2} \left(1-\beta\right)^{c_3} \left(1 - P_{\text{с}}/P\right)^{0,5}\right], \tag{19}$$

где $\varepsilon(\tilde{\delta}_i)$ – фракционные извлечения частиц среднего размера в пески, отн. ед.; η – объемный выход песков, отн. ед.; δ_{50} – размер граничного зерна, мкм; $d_{\text{с}}$, $d_{\text{п}}$, $d_{\text{э}}$ – диаметры сливной, песковой и питающей насадок, см; D – диаметр гидроциклонов, см; K_3, K_4, K_5, K_6 – эмпирические коэффициенты, определяемые экспериментально; A_3 – безразмерный коэффициент, учитывающий влияние режимных и конструктивных параметров гидроциклонов; β – относительная объемная концентрация твердого в питании гидроциклонов, отн. ед.; α – угол конуса гидроциклонов, град.; μ – динамическая вязкость пульпы, подаваемой насосом в гидроциклоны, кПа · с; P – давление на входе в гидроциклоны, кПа, находится по формуле (10); $P_{\text{с}}$ – потери давления в сливном тракте, кПа; $\tilde{\delta}_i$ – средний размер i-го интервала крупности, мкм.

Относительная объемная концентрация твердого в питании гидроциклонов β и динамическая вязкость μ могут быть определены по следующим формулам:

$$\beta = \left(\rho - \rho_{\text{в}}\right) / \left(\rho_{\text{т}} - \rho_{\text{в}}\right); \qquad \mu = \mu_0\left(1 + 2,5\beta + 14,1\beta^2\right),$$

где μ_0 – динамическая вязкость воды, кПа · с; ρ – плотность пульпы, подаваемой в гидроциклоны, т/м^3, находится по формуле (13).

На основе экспериментальных данных для магнетитовых руд Соколовско-Сарбайского месторождения методом наименьших квадратов найдены следующие эмпирические коэффициенты и показатели степеней: K_3 = –4,65; K_4 = 0,25; K_5 = 3,428; m = 1,3; a_1 = 1,21; a_2 = 0,14; a_3 = 0,08; b_1 = 0,25; b_3 = 1,1; K_6 = 2,777; c_1 = 1,26; c_2 = 0,06; c_3 = 2,74.

При сопоставлении расчетных данных с опытными использование формул (16), (17), (18) дает среднюю относительную ошибку соответственно 4,2; 9,4 и 11,6 %.

Технологические показатели процесса классификации в гидроциклонах – выход слива, гранулометрический состав слива и песков – будут зависеть от крупности питания гидроциклонов и определяются по следующим формулам:

$$\gamma = \sum_{i=1}^{n} \left(1 - \varepsilon_i\right) q_i^{\text{г}}; \tag{20}$$

$$q_i^{\text{с}} = 100\left(1 - \varepsilon_i\right) q_i^{\text{г}} / \left(100 - \gamma\right);$$

$$q_i^{\text{п}} = 100 \varepsilon_i q_i^{\text{г}} / \left(100 - \gamma\right), \tag{21}$$

где γ – выход слива, %; $q_i^{\text{п}}$ – гранулометрический состав песков, %; $q_i^{\text{с}}$ – гранулометрический состав слива, %; i – порядковый номер интервала крупности; n – количество интервалов крупности.

За основу модели процесса измельчения в мельнице примем матричную модель [1, 16]. Введем следующие обозначения: $V_{\text{м}}$ – объем мельницы, м^3; φ_0 – коэффициент заполнения, отн. ед.; $t_{\text{м}}$ – среднее время пребывания руды в мельнице, с; δ_i – размеры границ интервалов классов крупности, мм; $\tilde{\delta}_i$ – средние размеры интервалов классов крупности, мм; i, j – порядковый номер интервала класса крупности, начиная с максимального; n – количество интервалов крупности; P_{ij} – доля руды j-го интервала крупности, оставшейся нераздробленной за время пребывания в мельнице, отн. ед.; P – диагональная матрица с элементами P_{ij}; Φ_{ij} – доля руды в j-м интервале классов крупности, измельченной за время пребывания в мельнице до размеров меньше, чем δ_i, отн. ед.; f_{ij} – доля руды в j-м интервале классов крупности, перешедшей в результате измельчения в i-й интервал, отн. ед.; F – треугольная матрица с элементами f_{ij}; G – треугольная матрица-оператор, преобразующая матрицу гранулометрического состава питания мельницы в матрицу гранулометрического состава слива мельницы; g_{ij} – элемент матрицы G; c_j – параметр уравнений модели для j-го интервала классов крупности; I – единичная диагональная матрица размером $n \times n$; $q_j^{\text{и}}$ – гранулометрический состав питания мельницы, %; $q^{\text{и}}$ – матрица-столбец с элементами $q_j^{\text{и}}$; $q_j^{\text{г}}$ – гранулометрический состав слива мельницы или питания гидроциклонов, %; $q^{\text{г}}$ – матрица-столбец с элементами $q_j^{\text{г}}$; $q_j^{\text{м}}$ – гранулометрический состав исходной руды, подаваемой в замкнутый цикл, %; $q_j^{\text{п}}$ – гранулометрический состав песков гидроциклонов, %.

Средний размер i-го интервала классов крупности может быть найден по формуле:

$$\tilde{\delta}_i = \left(\delta_i + \delta_{i+1}\right)/2 \qquad \text{при } i = 1,\ 2,\ \ldots, n.$$

За время пребывания руды в мельнице примем величину

$$t_{\text{м}} = \left(3600 V_{\text{м}} \varphi_0\right) \Big/ \left[\left(Q_{\text{р}}^{\text{м}} + Q_{\text{р}}^{\text{п}}\right)/\rho_{\text{т}} + W_{\text{в}}^{\text{п}} + W_{\text{в}}^{\text{м}}\right]. \tag{22}$$

Если для данной мельницы известны элементы матрицы преобразования g_{ij}, то матричное уравнение, описывающее процесс измельчения, будет иметь вид:

$$q^{\text{г}} = G q^{\text{и}}. \tag{23}$$

Матрица G может быть определена в виде:

$$G = F(I - P) + P. \tag{24}$$

Элементы матрицы P и F предполагается искать по следующим формулам [1, 16]:

$$P_{ij} = \exp\left[-c_j\left(\tilde{\delta}_j/\delta_j\right)^r\right], \tag{25}$$

где

$$c_j = K_7 t_m \delta_i. \tag{26}$$

В формуле (26) коэффициент K_7 и показатель степени r могут быть определены экспериментально. Например, величина r может быть принята равной 0,03, а коэффициент K_7 = 0,0086, что соответствует условиям измельчения магнетитовых руд в шаровых мельницах.

Если принять за Φ_{ij} следующие величины

$$\Phi_{ij} = \frac{1-\exp\left[\left(-c_j x_{ij}\right)\left(1+c_j x_{ij} - c_j x_{ij}^2\right)\right]}{1-\exp\left(-c_j\right)} \qquad \text{при } j = 1, 2, \ldots, n; \tag{27}$$

$$\Phi_{ij} = 0 \qquad \text{при } i < j,$$

$$x_{ij} = \left(\tilde{\delta}_j/\delta_j\right)^r \qquad \text{при } j = 1, 2, \ldots, n;\ i = j, \ldots, n, \tag{28}$$

то элементы матрицы F найдутся по формулам:

$$\begin{aligned} f_{ij} &= \Phi_{ij} - \Phi_{i+1,j} \qquad \text{при} \begin{cases} j = 1, \ldots, n; \\ i = j, \ldots, n-1, \end{cases} \\ f_{n,j} &= 1 - \sum_{i=j}^{n-1} f_{i,j} \qquad \text{при } j = 1, 2, \ldots, n. \end{aligned} \tag{29}$$

С учетом (26)–(29) элементы матрицы преобразования G легко найти из (24):

$$\begin{aligned} g_{ij} &= f_{ij}\left(1-P_{ij}\right) + P_{ij}, \quad \text{если } i = j; \\ g_{ij} &= f_{ij}\left(1-P_{ij}\right), \quad \text{если } i > j; \\ g_{ij} &= 0, \quad \text{если } i < j \end{aligned} \tag{30}$$

для всех значений $j = 1, 2 \ldots, n$; $i = j, \ldots, n$.

Гранулометрический состав питания мельницы может быть определен исходя из баланса руды:

$$q_i^{\text{и}} = \frac{q_i^{\text{м}} Q_{\text{р}}^{\text{м}} + q_i^{\text{п}} Q_{\text{р}}^{\text{п}}}{Q_{\text{р}}^{\text{м}} + Q_{\text{р}}^{\text{п}}}. \tag{31}$$

Тогда уравнение (23) будет описывать процесс измельчения в мельнице.

В качестве примера приведены результаты расчета крупности измельчения магнетитовых руд в мельнице МШЦ 3600 × 4500 (табл. 1). Расчеты выполнены для следующих параметров работы мельницы: $V_{\text{м}}$ = 58 м^3; $n_{\text{м}}$ =18 об./мин; φ = 0,108. Показатель степени m = 0,03.

Анализ данных табл. 1 позволяет сделать следующие выводы.

При увеличении нагрузки по исходной руде с учетом расхода воды с 323 до 492 т/ч время пребывания материала в мельнице уменьшается со 100 до 59 с.

При колебании содержания класса –74 мкм в питании мельницы с 13,1 до 19,4 % среднеквадратичное отклонение расчетных значений этого класса крупности в сливе мельницы от опытных не превосходит 0,82 % и составляет в среднем 0,55 %. Это позволяет утверждать, что предложенные уравнения модели хорошо описывают данный процесс.

Задача расчета крупности продуктов классификации формулируется следующим образом: по заданным значениям $Q_{\text{р}}^{\text{м}}$, $W_{\text{в}}^{\text{м}}$, $q_j^{\text{м}}$, $h_{\text{з}}$ и известным величинам A, B, C, K_1, K_2, … , K_7, m, a_1, a_2, a_3, b_1, b_3, c_1, c_2, c_3, r, δ_i, $P_{\text{с}}$, $\rho_{\text{т}}$, $\rho_{\text{в}}$, $h_{\text{г}}$, D, $d_{\text{с}}$, $d_{\text{п}}$, $d_{\text{э}}$, α, φ_0, V_m определить плотность питания гидроциклонов ρ, подачу насоса W, найти гранулометрический состав слива $q_i^{\text{с}}$ и содержание твердого в сливе $T_{\text{с}}$. Поставленная задача решается методом итераций в следующей последовательности. По заданным значениям $Q_{\text{р}}^{\text{м}}$ и $W_{\text{в}}^{\text{м}}$ по формуле (22) найдем t_m, приняв $Q_{\text{р}}^{\text{п}} = 0$, $W_{\text{в}}^{\text{п}} = 0$. По формулам (25)–(30) определим элементы матрицы преобразования G и по формуле (23) найдем гранулометрический состав питания гидроциклонов для первого шага итерации.

Далее, приняв $Q_{\text{р}}^{\text{г}} = Q_{\text{р}}^{\text{м}}$ по формулам (13) и (14) находим значения W и ρ, а по формуле (15) – $W_{\text{в}}^{\text{г}}$. Используя уравнения модели процесса классификации в гидроциклонах (16)–(19), вычисляем $\varepsilon(\tilde{\delta}_i)$, затем по формуле (20) определяем выход слива γ.

Тогда

$$Q_{\text{р}}^{\text{с}} = \gamma Q_{\text{р}}^{\text{г}} / 100.$$

По формуле (21) определим гранулометрический состав песков гидроциклонов и найдем производительность по руде в песках гидроциклонов:

$$Q_{\text{р}}^{\text{п}} = (1-\gamma) Q_{\text{р}}^{\text{г}}.$$

Далее следует второй шаг итерационной процедуры. По формуле (31) с учетом найденного гранулометрического состава песков и $Q_{\text{р}}^{\text{п}}$ определим гранулометрический состав питания мельницы и, следуя указаниям первого шага итерации, снова найдем гранулометрический состав питания гидроциклонов. Итерационную процедуру следует выполнять до тех пор, пока не будет реализовано условие формулы (1).

Для каждого значения переменных $d_{\text{с}}/d_{\text{п}}$ и $d_{\text{э}}/D$ из области их изменения по методике, приведенной ранее, можно рассчитать гранулометрический состав слива гидроциклонов при заданных: нагрузке по руде и воде на мельницу $Q_{\text{р}}^{\text{м}}$, $W_{\text{в}}^{\text{м}}$ и гранулометрическому составу руды, подаваемой в замкнутый цикл, $q_j^{\text{м}}$ для различных значений давления на входе.

Результаты расчетов легко представить в виде графиков зависимостей содержаний определенного класса крупности в сливе гидроциклонов от переменных $d_{\text{с}}/d_{\text{п}}$, $d_{\text{э}}/D$ и от других режимных параметров процесса.

Зададим ограничение на крупность сливного продукта по некоторому классу:

$$q_{\delta j}^{\text{с}} = 100 - \sum_{i=1}^{j} q_i^{\text{с}} = q^*. \qquad (32)$$

По построенным графикам найдем точки пересечения каждой кривой $d_{\text{с}}/d_{\text{п}}$ с горизонтальной прямой $q_{\delta j}^{\text{с}} = q^*$ при $d_{\text{э}} \in [d_{\text{э}}^1, d_{\text{э}}^2]$. Через эти точки проведем вер-

Таблица 1

Сравнение опытных и расчетных данных гранулометрического состава слива шаровых мельниц при измельчении магнетитовых руд Соколовско-Сарбайского месторождения

Продукт	Нагрузка по руде, т/ч	Нагрузка по воде, т/ч	Время пребывания руды в мельнице, с	Гранулометрический состав, %								Среднеквадратичное отклонение, %
				+2,0	1,0	0,5	0,2	0,1	0,074	0,04	–0,04	
Питание				1,4	4,0	4,5	12,3	34,6	18,8	11,4	13,0	
Слив (опытные данные)	302	144	91	–	0,6	1,6	12,6	27,0	15,5	14,8	27,9	0,82
Слив (расчетные данные)				–	1,0	2,3	8,9	30,4	17,7	11,3	28,4	
Питание				1,1	3,6	5,7	4,8	26,9	13,1	27,5	17,3	
Слив (опытные данные)	323	120	100	–	0,9	1,9	3,1	25,1	11,8	28,0	29,2	0,3
Слив (расчетные данные)				–	1,0	3,0	3,7	23,9	12,4	26,5	29,5	
Питание				0,2	1,6	4,1	14,6	32,3	19,4	13,7	14,1	
Слив (опытные данные)	326	145	87,7	–	–	1,6	7,2	30,9	17,2	16,1	27,0	0,64
Слив (расчетные данные)				–	0,4	2,1	10,5	28,5	18,2	13,4	26,9	
Питание				0,1	2,1	4,3	13,6	29,9	19,1	17,7	13,2	
Слив (опытные данные)	414	199	65,8	–	0,5	2,0	9,0	30,6	17,0	19,2	21,7	0,55
Слив (расчетные данные)				–	0,9	2,8	11,1	27,6	18,3	17,4	21,9	
Питание				0,4	3,0	5,2	12,4	27,5	16,6	22,5	12,4	
Слив (опытные данные)	492	212	59,2	–	0,6	2,6	11,8	24,0	18,0	20,6	23,0	0,43
Слив (расчетные данные)				–	1,1	3,2	9,8	25,1	15,9	21,9	23,0	

тикальные линии и определим точки пересечения этих линий с горизонтальной осью $d_с/d_п$. Полученные значения $d_с/d_п$ и являются решением задачи определения конструктивных параметров $d_с$ и $d_п$ при фиксированном значении $d_э$.

В качестве примера использования графиков зависимости крупности слива от переменных $d_с/d_п$ и $d_э/D$ для технологического расчета гидроциклонов ГЦ-50 в условиях фабрики ММС Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината зададим крупность слива по классу 74 мкм, необходимую по требованиям технологии процесса мокрого магнитного обогащения для раскрытия зерен магнетита: $q^с_{-74} = 95$ %.

Таблица 2

Значения $q^с_{-44}$ и *E* при заданной крупности слива $q^с_{-74}$ = 95 % для гидроциклона ГЦ-50 при следующем гранулометрическом составе питания

T, %	*P*, кПа	Размеры питающих насадок, мм								
		40 × 140			60 × 140			84 × 140		
		$d_с/d_п$	$q^с_{-44}$	*E*, %	$d_с/d_п$	$q^с_{-44}$	*E*, %	$d_с/d_п$	$q^с_{-44}$	*E*, %
20,3	100	2,18	82,10	44,60	2,16	81,20	42,50	2,10	81,50	44,70
	150	2,48	81,10	46,60	2,40	81,30	46,40	2,35	81,30	46,20
	200	2,68	81,00	47,50	2,58	81,30	47,10	2,51	81,50	46,80
	250	–	–	–	2,73	81,50	47,40	2,67	81,30	47,30
28,3	100	2,03	80,60	44,20	1,96	81,00	43,40	1,91	81,10	43,60
	150	2,23	81,10	44,90	2,17	81,00	44,80	2,10	81,60	44,10
	200	2,40	81,20	45,70	2,35	81,30	45,20	2,28	81,20	44,80
	250	2,55	81,20	46,30	2,49	81,00	46,20	2,42	81,10	46,00
35,3	100	1,81	81,20	41,20	1,76	81,00	41,20	1,71	81,30	41,00
	150	2,03	81,00	43,00	1,96	80,80	43,00	1,93	80,30	42,60
	200	2,18	81,30	43,60	2,12	81,10	43,60	2,07	81,00	43,40
	250	2,31	81,20	44,00	2,25	81,10	44,20	2,18	81,30	44,00
41,4	100	1,61	81,10	39,00	1,56	81,10	38,80	1,53	81,00	38,40
	150	1,80	80,80	40,80	1,74	81,30	40,00	1,70	81,00	40,00
	200	1,94	80,80	42,00	1,90	80,90	41,80	1,83	81,00	40,80
	250	2,05	81,10	42,40	2,02	80,90	42,40	1,96	80,80	42,20
46,8	100	1,44	80,40	36,60	–	–	–	–	–	–
	150	1,61	80,80	38,00	1,57	80,50	38,20	1,53	80,40	37,60
	200	1,73	80,90	39,00	1,67	80,80	38,60	1,65	80,70	38,80
	250	1,84	81,00	40,00	1,79	80,50	40,00	1,74	80,90	39,40

Точки пересечения кривых $d_с/d_п$ с горизонталью $q^с_{-74} = 95$ % при трех значения $d_э/D$, соответствующих ширине питающей насадки 40, 60 и 84 мм, для четырех значений давления *P* на входе в гидроциклон, для разных значений весового содержания твердого *T* в питании гидроциклонов приведены в табл. 2.

Размер частиц, мкм	–44	44–74	74–100	100–200	+200
Выход классов, %	23,2	16,1	20,6	32,1	8,0

Кроме того, в таблице приведены расчетные значения содержания класса –44 мкм в сливе и эффективности классификации по Хэнкоку–Луйкену *E* для всех значений переменных, указанных ранее.

Анализ графиков и результатов расчетов, приведенных в табл. 2, позволяет сделать следующие выводы.

Из конструктивных параметров гидроциклонов определяющим классификацию является величина разгрузочного отношения $d_с/d_п$. Размеры питающей насадки слабо влияют на крупность продуктов разделения.

При увеличении содержания твердого в питании гидроциклонов при условии $q^с_{-74} = 95$ % уменьшается эффективность классификации, соответственно увеличивается циркуляция нагрузки замкнутого цикла измельчения. Чтобы избежать этого, необходимо увеличивать давление пульпы на входе в гидроциклоны, что не всегда возможно. Этот фактор сдерживает производительность технической секции по руде. В связи с этим рекомендуется уменьшить ширину питающей насадки с 60 мм, используемых в ГЦ-50, до 40 мм, что приведет к увеличению давления на входе. Тогда получение слива крупностью $q^с_{-74} = 95$ % возможно при увеличении содержания твердого в питании гидроциклонов до 43 %.

Применяя указанную методику, можно изменять значения $Q^м_р$, получив таким образом для каждого значения $Q^м_р$ свое значение $d_с/d_п$ при условии выполнения ограничения (32) на крупность сливного продукта для каждого фиксированного значения $d_э$. По полученным значениям $d_с/d_п$ легко построить графическую зависимость $d_с/d_п$ от $Q^м_р$, по которой необходимо выбрать конструктивные параметры гидроциклонов при изменении величины $Q^м_р$, обеспечивающие выполнение ограничения (32) на крупность сливного продукта.

В результате получен единый комплекс уравнений, описывающих процесс измельчения в мельнице и классификации в гидроциклонах в условиях замкнутого цикла. Предложенная методика расчета крупности продуктов классификации дает возможность определения конструктивных параметров гидроциклонов по заданной крупности сливного продукта при изменении нагрузки по исходной руде при заданных параметрах классификации.

Предложенная модель замкнутого цикла мокрого измельчения может быть широко использована при проектировании обогатительных фабрик, прогнозировании технологических параметров классификации при замене оборудования и для решения задач управления замкнутым циклом мокрого измельчения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. М.: Недра, 1981. С. 31–89.
2. Поваров А. И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках. М.: Недра, 1978. 231 с.
3. Поваров А. И., Перов В. А. Выбор гидроциклонов для операций классификации и для работы в замкнутом цикле с мельницей // Цветные металлы. 1981. № 7. С. 97–101.
4. Пилов П. И. О повышении эффективности классификации в гидроциклонах // Металлургия и горная промышленность. 1976. № 5. С. 51–52.
5. Мюллер В., Нейсе Т., Шуберт Х. Расчет гидроциклонов на основе турбулентной модели // Экспресс-информация. Обогащение полезных ископаемых. 1976. № 6. Реф. 21. С. 27–28.
6. Пилов П. И. Турбулентная модель гидроциклона // Обогащение полезных ископаемых. 1980. № 2. С. 9–15.
7. Рундквист В. А. К расчету процесса классификации в гидроциклоне // Обогащение руд. 1966. № 1. С. 28–32.
8. Фальстром П. Изучение гидроциклона как классифицирующего аппарата // Экспресс-информация. Горнорудная промышленность. 1963. № 42. Реф. 231. С. 32–33.
9. Фан Ван Тхуан. Уравнения кривых для расчета извлечения узких по крупности классов в сливе гидроциклона // Обогащение руд. 1973. № 4. С. 14–17.
10. Фан Ван Тхуан. Определение крупности граничного зерна при классификации в гидроциклоне // Изв. вузов. Горный журнал. 1975. № 10. С. 155–158.
11. Антонычев М. Я., Начирняк Ф. И. Аналитические и экспериментальные исследования поведения минеральных зерен в процессе классификации в водной среде // Труды института Уралмеханобр. 1969. Вып. 15. С. 27–31.
12. Горион А. Е., Сухомлинов Д. Н. Влияние конструкции, геометрических размеров и режима работы гидроциклона на его механические показатели // Машиностроение для пищевой промышленности. 1978. № 8. С. 91–96.
13. Кутепов А. М., Прусак А. И., Терновский И. Г. Определение конструктивных размеров гидроциклонов по заданным технологическим параметрам // Проблемы тонкого измельчения, классификации и дозирования: тезисы докл. Всесоюзн. науч.-техн. конф. Иваново, 1982. 78 с.
14. Попов В. М. Рудничные водоотливные установки. М.: Недра, 1983. 69 с.

15. Брагин В. Г. Уравнения кривой для расчета извлечения узких по крупности классов в пески гидроциклонов // Изв. вузов. Горный журнал. 1981. № 10. С. 126–130.
16. Брагин В. Г., Середа К. В. Математическая модель процесса дробления руды // Изв. вузов. Горный журнал. 2010. № 1. С. 97–103.

Поступила в редакцию 22 марта 2017 года

SIMULATION MODEL AND THE CALCULATION OF MAGNETITE ORE WET GRINDING CLOSED CYCLE TECHNOLOGICAL PARAMETERS

Bragin V. G., Volkov E. B. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: evgeniy.volkov.ursmu@yandex.ru

Nowadays hydrocyclones are the main classifying equipment at the grinding departments of the processing factories. One of the urgent tasks of the raising the efficiency of the wet grinding closed cycles is to select the design of hydrocyclone devices and to define their operating parameters, which could eventually provide drain product of the specified size under minimum circulation. The paper suggests the methods of selecting the structural parameters of hydrocyclones and the original ore load on the mill for the given size of drain product. The result is a single set of equations describing the process of grinding in the mill and classification in hydrocyclones in conditions of a closed cycle. The proposed methods of calculating the size of the classification products allow to define the structural parameters of hydrocyclones for a given size of drain product when the original ore load changes at the defined classification parameters. The proposed model of the closed cycle of wet grinding can be widely used to design processing plants, predict technological parameters of classification under equipment replacement, and solve the problems of wet grinding closed cycle management.

Key words: classifying equipment; magnetite ore; hydrocyclones; closed cycle; grinding; mill; structural parameters of hydrocyclones; operating parameters of hydrocyclones.

REFERENCES

1. Linch A. Dzh. *Tsikly drobleniia i izmel'cheniia* [Crushing and grinding cycles]. Moscow, Nedra Publ., 1981, pp. 31–89.
2. Povarov A. I. *Gidrotsiklony na obogatitel'nykh fabrikakh* [Hydrocyclones at processing plants]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 231 p.
3. Povarov A. I., Perov V. A. [Hydrocyclones selection for the operations of classification and for the operation in a closed cycle with a mill]. *Tsvetnye metally – Non-ferrous Metals*, 1981, no. 7, pp. 97–101. (In Russ.)
4. Pilov P. I. [Regarding the classification efficiency improvement in hydrocyclones]. *Metallurgicheskaia i gornorudnaia promyshlennost' – Metallurgical and Mining Industry*, 1976, no. 5, pp. 51–52. (In Russ.)
5. Miuller V., Neise T., Shubert Kh. [Hydrocyclones calculation on the basis of the turbulent model]. *Ekspress-informatsiia. Obogashchenie poleznykh iskopaemykh – Express-Information. Mineral Processing*, 1976, no. 6, paper 21, pp. 27–28.
6. Pilov P. I. [Turbulence model of a hydrocyclone]. *Obogashchenie poleznykh iskopaemykh – Mineral Processing*, 1980, no. 2, pp. 9–15. (In Russ.)
7. Rundkvist V. A. [Regarding the calculation of the process of classification in hydrocyclone]. *Obogashchenie Rud – Mineral Processing*, 1966, no. 1, pp. 28–32. (In Russ.)
8. Fal'strom P. [The study of a hydrocyclone as a classification instrument]. *Ekspress-informatsiia. Gornorudnaia promyshlennost' – Express-Information. Ore Mining Industry*, 1963, no. 42, paper. 231, pp. 32–33.
9. Fan Van Tkhuan. [Equations of curves to calculate the extraction of narrow-sized classes in a drain of a hydrocyclone]. *Obogashchenie Rud – Mineral Processing*, 1973, no. 4, pp. 14–17. (In Russ.)
10. Fan Van Tkhuan. [Determination of the size of near-mesh grain under the classification in hydrocyclone]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1975, no. 10, pp. 155–158. (In Russ.)
11. Antonychev M. Ia., Nachirniak F. I. [Analytical and experimental investigations of mineral grains behavior in the process of classification in water medium]. *Trudy instituta Uralmekhanobr – Proceeding of Uralmechanobr Institute*, 1969, issue 15, pp. 27–31. (In Russ.)
12. Gorion A. E., Sukhomlinov D. N. [The influence of structure, geometrical dimension, and operation mode of hydrocyclone on its mechanical indices]. *Mashinostroenie dlia pishchevoi promyshlennosti – Mechanical Engineering for Food Industry*, 1978, no. 8, pp. 91–96. (In Russ.)
13. Kutepov A. M., Prusak A. I., Ternovskii I. G. [Determination of structural size of hydrocyclones for the given parameters]. *Problemy tonkogo izmel'cheniia, klassifikatsii i dozirovaniia: tezisy dokl. Vsesoiuzn. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. All-Union Sci.-Tech. Conf. "The problems of fine grinding, classification, and dosing]. Ivanovo, 1982. 78 p. (In Russ.)
14. Popov V. M. *Rudnichnye vodootlivnye ustanovki* [Mining drainage facilities]. Moscow, Nedra Publ., 1983. 69 p.
15. Bragin V. G. [The equations of a curve to calculate the extraction of narrow-sized classes into the sands of hydrocyclones]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1981, no. 10, pp. 126–130. (In Russ.)
16. Bragin V. G., Sereda K. V. [Mathematical model of ore grinding process]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2010, no. 1, pp. 97–103. (In Russ.)

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.276 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-90-98

ИНГИБИТОРНАЯ ЗАЩИТА УСТАНОВОК ЭЛЕКТРОЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ В УСЛОВИЯХ, ОСЛОЖНЕННЫХ ОТЛОЖЕНИЯМИ СОЛЕЙ И КОРРОЗИЕЙ

ШИШЛЯННИКОВ Д. И., ЗВЕРЕВ В. Ю., ЛИГИНЬКОВА Я. С.

Выполнен анализ статистической информации по осложненному фонду скважин ООО «Лукойл-Пермь». Показано, что одними из наиболее распространенных осложняющих факторов на промыслах компании являются солеотложения и коррозия глубинно-насосного оборудования. Приведены основные сведения о видах коррозионного поражения и причинах развития солеотложений на элементах установок электроцентробежных насосов. Указывается, что повышение наработки и снижение количества аварийных отказов установок в условиях, осложненных отложениями солей и коррозией, возможно при использовании ингибиторной защиты насосного оборудования. Доказано, что наиболее рентабельным и рациональным способом дозирования ингибиторов в скважину является использование скважинных погружных контейнеров. Основные типы и принцип работы скважинных контейнеров рассмотрены на примере изделий, выпускаемых АО «Новомет-Пермь». Даны рекомендации по подбору контейнеров с различными типами ингибиторов.

Ключевые слова: ***установка электроцентробежных насосов; осложненные условия нефтедобычи; скважинный контейнер; ингибитор; защита оборудования.***

В себестоимости скважинной добычи нефти с использованием установок электроцентробежных насосов (УЭЦН) затраты на преодоление осложняющих факторов составляют 25–50 % от эксплуатационных затрат [1]. Развитие процессов коррозии и солеотложений зачастую приводит к преждевременным отказам УЭЦН, уменьшая наработку установок ниже гарантийных сроков.

Нефтедобывающими предприятиями и заводами-изготовителями нефтепромыслового оборудования разрабатываются и осуществляются технические мероприятия по снижению отрицательного влияния осложнений на процессы добычи, сбора, подготовки и транспортировки нефти. Эти мероприятия, как правило, имеют комплексный характер и предусматривают адаптацию промыслового оборудования к работе в условиях воздействия осложняющих факторов, а также предупреждение и периодическое устранение осложняющих факторов [2].

Из известных методов предупреждения солеотложений и снижения интенсивности коррозии скважинного оборудования при добыче нефти наиболее техноло-

Шишлянников Дмитрий Игоревич – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электромеханики. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: 4varjag@mail.ru

Зверев Валерий Юрьевич – аспирант кафедры горной электромеханики. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: zvva92@mail.ru

Лигинькова Яна Сергеевна – студентка кафедры нефтегазового дела. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: Kamenskihy@gmail.com

гичным и экономически целесообразным является химический метод, который реализуется посредством применения ингибиторов [1]. Актуальной задачей является разработка эффективных способов дозирования ингибитора к работающей УЭЦН.

Осложненный фонд скважин ООО «Лукойл-Пермь». В настоящее время осложненный фонд скважин ООО «Лукойл-Пермь» составляет 68,7 % от общего количества скважин действующего фонда. Первое место в структуре осложняющих факторов занимают асфальтосмолопарафиновые отложения (АСПО): на осложненные АСПО скважины приходится 70 % осложненного фонда. Доля скважин, разработка которых сопровождается интенсивной коррозией глубинно-насосного оборудования, составляет 17 % (377 единиц); скважины с солеотложениями – 2 % (44 скважины) [2].

В соответствии с внутренними нормативными документами ООО «Лукойл-Пермь», добывающие скважины относят к коррозионному фонду при обводненности продукции выше 60 %, минерализации пластовой воды выше 10 г/л, содержании в пластовой воде растворенного сероводорода более 10 мг/л, углекислого газа – более 40 мг/л и сульфатвосстанавливающих бактерий (СВБ) – более 1 кл/мл. Основными видами коррозионных поражений внутрискважинного оборудования являются язвенная коррозия внутренних стенок насосно-компрессорных труб, корпусов погружных электродвигателей УЭЦН; локальная коррозия отдельных элементов электроцентробежных насосов, вызванная действием агрессивной микрофлоры (сульфатвосстанавливающих, углеводородокисляющих и других видов бактерий), блуждающих токов и т. д.

Причиной солеобразований при добыче нефти является превышение концентрации соли в пластовой жидкости C_i над равновесной концентрацией $C_{i\text{р}}$:

$$C_i > C_{i\text{р}}. \quad (1)$$

Неравенство (1) может выполняться вследствие увеличения концентрации соли в пластовой жидкости, а также при изменении растворимости соли, что имеет место при нестабильности внешних условий, таких как температура или давление [3]. Повышение температуры пластового флюида возможно вследствие нагрева при работе погружного электродвигателя УЭЦН. При этом из пластовой жидкости выделяется углекислый газ, а образующийся в результате распадов бикарбонатов нерастворимый кальцит осаждается на рабочих органах насоса.

Также одной из распространенных причин образования солей на элементах УЭЦН являются гидрохимические и микробиологические процессы, протекающие при смешении пластовых и закачиваемых вод. Растворение минералов и газов в воде при прохождении через пласт обусловливает увеличение концентрации солеобразующих ионов или изменение pH воды, заражение пластов специфическими бактериями, что и приводит к отложению гипсов, кальцитов, сульфидов [4].

На промыслах ООО «Лукойл-Пермь» в отношении большинства скважин, отнесенных к осложненному фонду по коррозии и солеотложениям, применяется ингибиторная защита. Часть скважин, химическая обработка которых признана нецелесообразной, оснащается глубинно-насосным оборудованием в коррозионностойком исполнении [2].

Основные способы ингибиторной защиты элементов УЭЦН, применяемые на промыслах ООО «Лукойл-Пермь». В основе механизма действия ингибиторов солеотложений лежат адсорбционные процессы. Сорбция поверхностью частиц солей молекул ингибитора сопровождается образованием устойчивых соединений, при этом ингибиторы подавляют дальнейший рост зародышевых кристаллов гипса,

кальцита и других малорастворимых солей. Образовавшиеся адсорбционные слои препятствуют не только соединению кристаллов, но и их прилипанию к поверхностям оборудования и труб, что обеспечивает унос частиц солей потоком пластовой жидкости на поверхность [1].

Действие ингибиторов коррозии обусловлено изменением состояния поверхности металла вследствие адсорбции реагента или образования с катионами металла труднорастворимых соединений. Защитные слои, создаваемые ингибиторами коррозии, всегда тоньше наносимых покрытий. Способностью замедлять коррозию металлов в агрессивных средах обладают многие неорганические вещества. Ингибирующее действие этих соединений обуславливается присутствием в них катионов (Ca^{2+}, Zn^{2+}, Ni^{2+}, As^{3+}, Sb^{3+}) или анионов (CrO_4^{2-}, $Cr_2O_7^{2-}$, NO_2^{1-}, SiO_3^{2-}, PO_4^{3-}). Кроме того, для борьбы с микробиологической коррозией глубинно-насосного оборудования используются бактерицидные реагенты, нейтрализующие тионовые, сульфатвосстанавливающие, нитрофицирующие и железобактерии [1, 5].

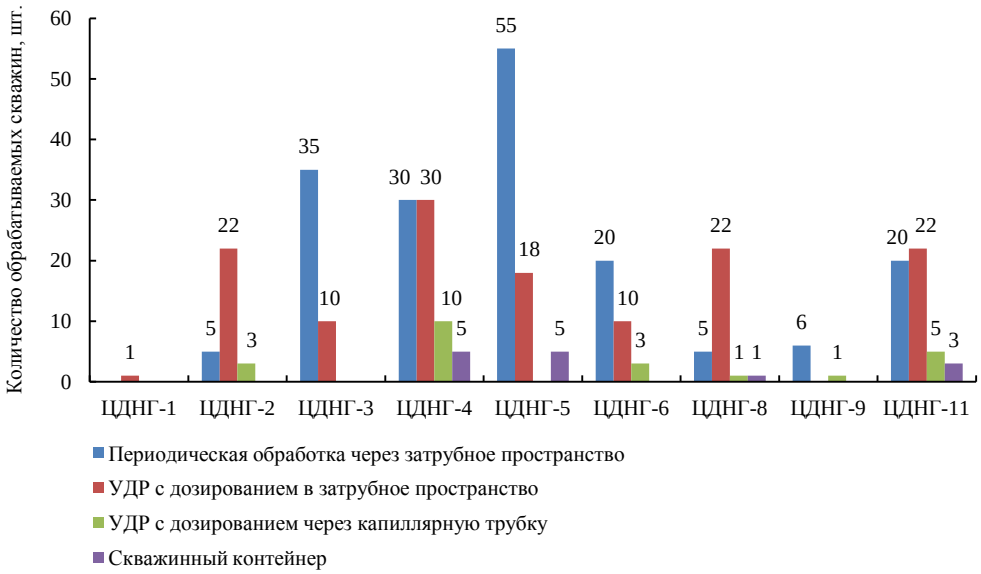


Рис. 1. Распределение добывающих скважин по видам обработок ингибиторами коррозии

На промыслах ООО «Лукойл-Пермь» применяют следующие способы подачи реагентов к работающей УЭЦН (рис. 1) [2]:

– закачка ингибитора в затрубное пространство – периодическая «ручная» обработка 1–3 раза в месяц и постоянная подача ингибитора с помощью устьевых установок дозирования реагента (УДР);

– установка поверхностных дозаторов с капиллярной трубкой на устье скважины;

– применение погружных контейнеров.

Периодическая закачка ингибитора коррозии в затрубное пространство применяется на 55 % скважин осложненного фонда ООО «Лукойл-Пермь». Данный способ рекомендуется использовать только при высоких динамических столбах, иначе реагент быстро выносится потоком жидкости, что обусловливает существенное снижение эффективности мероприятий по защите скважинного оборудования [1]. Корректировка периодичности обработки скважин осуществляется по результатам контроля за выносом реагента.

До 30 скважин в каждом цехе добычи нефти и газа (ЦДНГ) защищается с использованием УДР, которые осуществляют непрерывную подачу ингибитора в затрубное пространство. Как правило, такие УДР не обеспечивают защиту погружных электродвигателей УЭЦН от отложения солей, а поскольку подача ингибитора осуществляется в зону скважины с уже развитым процессом солеотложения, то данный способ характеризуется высокими материальными затратами на ингибитор ввиду повышенной эффективной дозировки. Альтернативой является использование УДР с капиллярной трубкой, доставляющей ингибитор на прием насоса, что позволяет существенно снизить расход ингибитора, однако при этом значительно осложняется монтаж и снижается надежность УДР.

В ООО «Лукойл-Пермь» осуществляются мероприятия, направленные на постепенную замену периодической обработки скважин на постоянную с применением УДР, поскольку при постоянном дозировании обеспечивается бóльшая эффективность действия ингибиторов при меньшем расходе химреагентов [2].

Скважинные погружные контейнеры используются на промыслах ООО «Лукойл-Пермь» в сравнительно небольших количествах. Между тем данный способ ингибиторной защиты глубинно-насосного оборудования обладает рядом существенных преимуществ.

Погружные контейнеры подают ингибитор в самый низ насосной установки, что обусловливает высокую эффективность их использования, так как для подавления процессов коррозии элементов УЭЦН и солеотложений в зоне начала выпадения до нагрева жидкости электродвигателем требуется малое количество ингибитора. Данный способ характеризуется минимальными эксплуатационными расходами при работе на удаленных скважинах – контейнеры легко монтируются и не требуют обслуживания в течение всего срока эксплуатации. Возможна установка погружного контейнера под пакер для защиты труб обсадных колонн и УЭЦН, а также при одновременно-раздельной эксплуатации нескольких пластов одной скважиной.

Таблица 1

Сравнительные затраты на реализацию способов подачи ингибиторов солеотложений в скважине с дебитом 100 м^3/сут за два года

Способ подачи ингибитора	Затраты, тыс. р.				
	Оборудование	Монтаж	Ингибитор	Обслуживание	Итого
Дозирование на прием насоса посредством УДР с капиллярной трубкой	400	40	80	510	1030
Дозирование в затрубное пространство	195	25	140	490	850
Погружной контейнер с капсулированным ингибитором	140	32	240	0	412

Сравнительные затраты на реализацию описанных способов подачи ингибитора к УЭЦН, по данным [6], приведены в табл. 1. Анализ представленной информации показывает, что способ ингибиторной защиты глубинно-насосного оборудования с использованием скважинных контейнеров экономически наиболее целесообразен. При этом следует учесть, что капсулированный ингибитор является наиболее дорогостоящим среди других типов реагентов. С применением более экономичного ингибитора использование скважинных контейнеров будет еще более рентабельным. Фактором, ограничивающим область применения погружных контейнеров, является высокий дебит скважин. Скорость дозирова-

ния реагента зависит от горнотехнических и геологических условий, поэтому погружной контейнер подбирается индивидуально под параметры скважины.

Защита УЭЦН с применением УДР сопровождается самыми высокими материальными затратами в связи с необходимостью закупки, обслуживания и ремонта дорогостоящего оборудования.

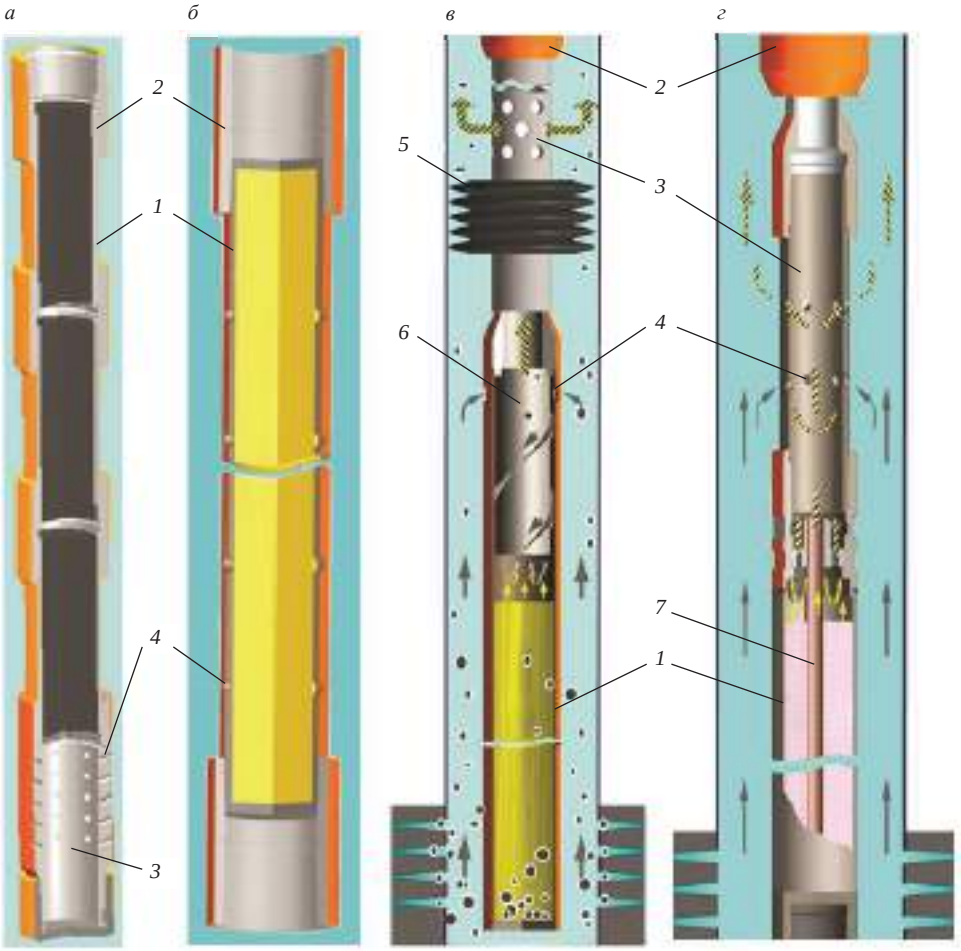


Рис. 2. Скважинные контейнеры производства АО «Новомет-Пермь»:
а – КСТР; *б* – КСКР; *в* – КСШ; *г* – КСУ; *1* – корпус с ингибитором; *2* – муфты; *3* – дозатор; *4* – отверстия для подачи пластовой жидкости; *5* – эластичный разобщитель; *6* – шнек; *7* – трубка

Погружные скважинные контейнеры для ингибиторной защиты УЭЦН. Применение погружных контейнеров для защиты УЭЦН от солеотложений и коррозии является наиболее рациональным способом подачи ингибитора в скважину. Рассмотрим некоторые наиболее перспективные конструкции скважинных контейнеров, выпускаемых отечественными машиностроительными предприятиями. Например, АО «Новомет-Пермь» разработаны и производятся скважинные контейнеры с жидким, твердым и капсулированным ингибитором для защиты УЭЦН от солеотложений и коррозии. Контейнеры монтируются под основанием погружного электродвигателя (ПЭД) или телеметрической системы (ТМС), что позволяет дозировать ингибитор ниже уровня ПЭД, в область, где только начинается процесс солеотложений вследствие нагрева пластовой жидкости [7, 8].

Контейнер скважинный для твердого ингибитора (КСТР) представляет собой набор корпусов *1*, соединенных муфтами *2* (рис. 2, *а*). Корпус контейнера заполняется смесью ингибитора в высоковязкой матрице, в нижней части корпуса *1* выполнено дозировочное отверстие *4* и расположена рабочая камера с системой каналов, представленных в виде корпуса с отверстиями *4*, необходимых для попадания пластовой жидкости.

При работе в скважине из-за нагрева пластовой жидкостью смесь ингибитора и высоковязкого связующего вещества приобретает текучесть и под действием гравитационных сил вытекает через откалиброванное дозировочное отверстие в нижней части корпуса *1* в рабочую камеру дозирующего устройства *3*, где смешивается с пластовой жидкостью, растворяется по диффузионному механизму и через отверстия *4* подается в скважину.

Концентрация ингибитора в пластовой жидкости определяется по формуле

$$C = \Delta H S \rho / (\Delta t Q),$$

где C – концентрация ингибитора в пластовой жидкости, г/м^3; ΔH – изменение высоты столба ингибитора в контейнере, м, за время эксплуатации контейнера Δt, сут; S – площадь поперечного сечения контейнера, м^2; ρ – плотность ингибитора, г/м^3; Q – дебит скважины, м^3/сут.

Следует отметить, что в начальный период работы контейнера наблюдается пиковый выброс ингибитора и постепенное снижение концентрации реагента в пластовой жидкости при дальнейшей эксплуатации насосной установки. Вследствие неравномерного выноса ингибитора в начальный момент времени и ограничений по весу дополнительного оборудования погружные контейнеры, как правило, применяются в скважинах с дебитом не более 150 м^3/сут.

Результаты эксплуатации контейнеров КСТР показали высокую эффективность их использования. Время наработки УЭЦН при установке скважинных контейнеров увеличивается в 2–2,7 раза. Всего с 2006 г. по настоящее время заказчикам поставлено более 2000 контейнеров КСТР производства АО «Новомет-Пермь» [3].

В целях увеличения сроков эффективной защиты элементов УЭЦН от осложняющих факторов и повышения равномерности расхода ингибитора разработан скважинный контейнер для капсулированного реагента (КСКР). Активное вещество капсулированного ингибитора заключено в полимерную оболочку, растворимую в воде и ограничивающую пиковый выброс ингибитора в начальный период эксплуатации контейнера.

Конструкция контейнера КСКР (рис. 2, *б*) включает в себя корпус *1* с соединительными муфтами *2*, заполненный капсулированным ингибитором. Внутри каждой секции реагент растворяется по диффузионному механизму. Пластовая жидкость, насыщенная ингибитором, выносится в скважину через систему калиброванных отверстий *4*.

К преимуществам контейнеров КСКР следует отнести отсутствие зависимости интенсивности выноса активной основы ингибитора от температуры пластовой жидкости, обводненности и скважинного давления, так как труднорастворимая полимерная матрица капсул обеспечивает пролонгированный и равномерный вынос реагента.

Контейнеры КСКР возможно использовать в горизонтальных скважинах, а также применять с совместным использованием различных реагентов (например, ингибитор коррозии и ингибитор солеотложений; ингибитор коррозии и деэмульгатор), поскольку в полимерную матрицу можно заключить практически любой ингибитор [1, 3].

С целью обеспечения равномерного процесса дозирования в пластовую продукцию жидких реагентов АО «Новомет-Пермь» разработан и серийно выпускается скважинный контейнер со шнеком (КСШ) для жидкого ингибитора. Контейнер КСШ (рис. 2, *в*) устанавливается под основанием ПЭД с применением эластичного разобщителя *5*. В верхней части корпуса *1*, заполненного жидким концентрированным ингибитором, располагается неподвижный шнек *6*, над которым выполнены калиброванные отверстия *4*.

Подача ингибитора из контейнера КСШ реализуется следующим образом. Пластовая жидкость поступает из скважины в корпус *1* контейнера через отверстия *4* и проходит вдоль лопастей шнека *6*. При этом взвешенные крупнодисперсные частицы, содержащиеся в жидкости, отделяются и оседают на дне контейнера, вытесняя концентрированный ингибитор в верхнюю часть секции и далее в скважину. Таким образом, при работе контейнера синхронно осуществляются процессы дозирования реагента и очистки пластовой жидкости, а сам контейнер является накопителем крупнодисперсных частиц. Дозирование ингибитора в скважину осуществляется с высокой точностью, так как количество дозируемого реагента пропорционально коэффициенту сепарации шнека. К недостаткам контейнеров КСШ следует отнести ограничения по области применения: данный контейнер не рекомендуется использовать в скважинах с углом наклона более 35° от вертикали.

Наличие на мировом рынке широкой номенклатуры ингибиторов для устранения осложняющих факторов при скважинной добыче нефти, а также потребность нефтедобывающих предприятий в универсальных технических устройствах обусловили необходимость создания скважинного универсального контейнера.

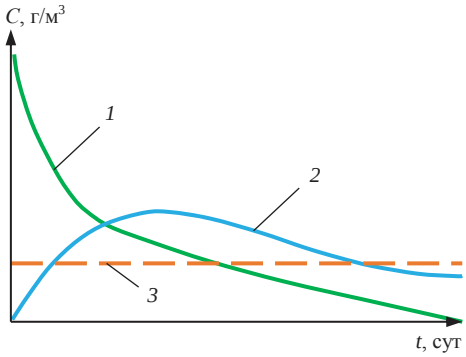


Рис. 3. Изменение концентрации ингибитора в пластовой жидкости от времени при использовании скважинных контейнеров: *1* – КСТР; *2* – КСКР, КСУ; *3* – КСШ

Скважинный универсальный контейнер (КСУ) предназначен для заполнения жидким и капсулированным ингибитором. Контейнер КСУ (рис. 2, *г*) состоит из корпуса *1*, соединительных муфт *2* и дозатора *3*, размещенного в верхней части каждой секции. Дозатор *3* помимо отверстий *4* снабжен дополнительной ступенью дозирования с системой отверстий и трубкой *7*, обеспечивающей подачу пластовой жидкости в нижнюю часть корпуса, что обусловливает равномерное и полное растворение ингибитора в течение заданного периода эксплуатации за счет увеличенной поверхности массообмена. Дозирование реагента обеспечивается посредством диффузионного растворения ингибитора и выноса в скважину насыщенной реагентом пластовой жидкости. Эффективный подбор конструкции под тип ингибитора осуществляется путем изменения геометрических параметров отверстий в дозаторе *3* и в дополнительной ступени дозирования.

К преимуществам контейнеров КСУ следует отнести отсутствие ограничений по типу используемого ингибитора, температуре и обводненности пластовой жидкости эксплуатируемых скважин. Контейнеры КСУ обеспечивают высокую точность дозирования ингибитора и эффективную защиту узлов УЭЦН в осложненных условиях эксплуатации.

Сравнение качественных характеристик выноса твердого, жидкого и капсулированного ингибитора из скважинных контейнеров различных конструкций представлено на рис. 3 [3].

Широкая номенклатура применяемых реагентов для ингибиторной защиты УЭЦН и разнообразие горно-геологических условий работы глубинно-насосного оборудования определяют возможность и предпочтительность использования тех или иных конструкций погружных скважинных контейнеров (табл. 2).

Таблица 2

Рекомендации по применению скважинных контейнеров производства АО «Новомет-Пермь»

Тип контейнера	Рекомендации по применению	
	Тип ингибитора	Условия применения
КСТР	Твердый	Температура пластовой жидкости – от 75 до 120 °С. Обводненность пластовой жидкости – от 0 до 90 %
КСКР	Капсулированный	Установка в горизонтальных скважинах. Нет ограничений по температуре и обводненности пластовой жидкости
КСУ	Твердый, жидкий, капсулированный	Нет ограничений по температуре и обводненности пластовой жидкости
КСШ	Жидкий	Равномерный вынос ингибитора. Концентрация взвешенных частиц менее 200 мг/л, средний диаметр частиц менее 300 мкм

Так, универсальные контейнеры и контейнеры для капсулированного реагента характеризуются широкой областью применения, твердые ингибиторы являются наиболее доступными по цене. Контейнеры КСШ обеспечивают равномерное дозирование реагента в пластовую жидкость при использовании жидких ингибиторов [8].

Итак, в настоящее время на промыслах ООО «Лукойл-Пермь» используются различные способы ингибиторной защиты УЭЦН, работающих в условиях, осложненных коррозией и отложениями солей. Компанией проводятся мероприятия, направленные на постепенный отказ от периодической обработки скважин и внедрение средств непрерывного дозирования реагентов к глубинно-насосному оборудованию.

Защита УЭНЦ посредством использования скважинных погружных контейнеров позволяет существенно увеличить наработку насосного оборудования. Данный способ подачи ингибитора в скважину является наиболее эффективным и экономически целесообразным. Непрерывное дозирование ингибитора обеспечивает защиту эксплуатационной колонны и всех узлов УЭЦН. Актуальными остаются задачи разработки и внедрения высокоэффективных ингибиторов, а также создания универсальных конструкций скважинных контейнеров, обеспечивающих равномерную подачу реагента в пластовую жидкость в течение длительных периодов времени.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Галикеев И. А., Насыров В. А., Насыров А. М. Эксплуатация месторождений нефти в осложненных условиях. Ижевск: Парацельс-Принт, 2015. 354 с.

2. Соснин Е. А. Применение ингибиторной защиты глубинно-насосного оборудования добывающих скважин на месторождениях ООО «Лукойл-Пермь» // Производственно-технический нефтегазовый журнал «Инженерная практика». 2017. № 3. С. 10–15.

3. Антипина Н. А. Моделирование рабочих процессов в устройствах защиты нефтяных насосов от засорения с целью повышения их эффективности: дис. … канд. техн. наук. Пермь, 2012. 130 с.

4. Кириллова Л. Н. Эксплуатация скважин, осложненных АСПО и солеотложением, на месторождениях ООО «Лукойл-Пермь» // Производственно-технический нефтегазовый журнал «Инженерная практика». 2013. № 12. С. 50–57.

5. Алцыбаева А. И., Левин Л. З. Ингибиторы коррозии металлов: справочник. Л.: Химия, 1968. 264 с.

6. Иванов С. В. Новые виды химреагентов. Результаты опытных испытаний, изменение способов подачи, перспективы развития // Производственно-технический нефтегазовый журнал «Инженерная практика». 2013. № 11. С. 76–79.

7. Контейнеры для борьбы с солеотложениями. URL: http://www.novomet.ru/rus/products/scale-prevention/

8. Лыкова Н. А. Защита УЭЦН от засорения: комплексный подход // Производственно-технический нефтегазовый журнал «Инженерная практика». 2016. № 4. С. 44–50.

Поступила в редакцию 12 октября 2017 года

INHIBITOR PROTECTION OF ELECTRIC CENTRIFUGAL PUMPS IN THE CONDITIONS COMPLICATED BY SCALE AND CORROSION DAMAGE

Shishliannikov D. I., Zverev V. Iu., Ligin'kova Ia. S. – Perm National Research Polytechnic University, Perm, the Russian Federation. E-mail: 4varjag@mail.ru

The analysis of statistical information on the complicated well stock LLC LUKOIL-PERM has been performed. It is shown that the scale and corrosion of down-hole pumping equipment are one of the most common complicating factors in the company fields. The main information about the types of corrosion damage and the reasons for the development of scale on the elements of electric centrifugal pump units is presented. It should be emphasized that an increase in overhaul life and decline in a number of the emergency failures of pumps in the hard scale deposit and corrosion conditions are possible with using the inhibitor protection of pumps. It is proved that the most cost effective and rational method of dosing inhibitor in the borehole is the usage of scale dosing unit. The main types and the principle of operation of scale dosing units are considered on the example of products produced by the JSC Novomet-Perm. Recommendations for the selection of scale dosing units with different types of inhibitors are given.

Key words: electric centrifugal pump installation; complicated oil production conditions; scale dosing unit; inhibitor; equipment protection.

REFERENCES

1. Galikeev I. A., Nasyrov V. A., Nasyrov A. M. *Ekspluatatsiia mestorozhdenii nefti v oslozhnennykh usloviiakh* [Exploitation of oil fields in complicated conditions]. Izhevsk, Paratsel's-Print Publ., 2015. 354 p.

2. Sosnin E. A. [The use of inhibitor protection of down- hole pumping equipment of recovery wells at the fields of LLC LUKOIL-PERM]. *Proizvodstvenno-tekhnicheskii neftegazovyi zhurnal "Inzhenernaia praktika" – Oilfield Engineering*, 2017, no. 3, pp. 10–15. (In Russ.)

3. Antipina N. A. *Modelirovanie rabochikh protsessov v ustroistvakh zashchity neftianykh nasosov ot zasoreniia s tsel'iu povysheniia ikh effektivnosti: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Modeling workflows in clogging protection devices of oil pumps with the purpose of efficiency improving. Cand. eng. sci. diss.]. Perm, 2012. 130 p.

4. Kirillova L. N. [Exploitation of wells, complicated by scale and heavy oil deposits, asphaltene sediments, at the fields of LLC LUKOIL-PERM]. *Proizvodstvenno-tekhnicheskii neftegazovyi zhurnal "Inzhenernaia praktika" – Oilfield Engineering*, 2013, no. 12, pp. 50–57. (In Russ.)

5. Altsybaeva A. I., Levin L. Z. *Ingibitory korrozii metallov: spravochnik* [Reference book "Metal corrosion inhibitors"]. Leningrad, Khimiia Publ., 1968. 264 p.

6. Ivanov S. V. [New types of chemicals. The results of pilot testing, supply variations, and prospects]. *Proizvodstvenno-tekhnicheskii neftegazovyi zhurnal "Inzhenernaia praktika" – Oilfield Engineering*, 2013, no. 11, pp. 76–79. (In Russ.)

7. Scale preventers. Available at: http://www.novomet.ru/rus/products/scale-prevention/ (In Russ.)

8. Lykova N. A. [Protection of ESP units from clogging: integrated approach]. *Proizvodstvenno-tekhnicheskii neftegazovyi zhurnal "Inzhenernaia praktika" – Oilfield Engineering*, 2016, no. 4, pp. 44–50. (In Russ.)

УДК 550.837.74 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-99-106

ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ИМПЕДАНСНЫХ ДАННЫХ РАДИОКИП СВЕРХДЛИННОВОЛНОВЫХ РАДИОСТАНЦИЙ С ПОСТРОЕНИЕМ ДВУХСЛОЙНЫХ ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ РАЗРЕЗОВ

ДАВЫДОВ В. А.

Радиокомпарация и пеленгация (радиокип) полей сверхдлинноволновых радиостанций (СДВР) относится к безгенераторным электроразведочным технологиям, позволяющим оперативно получить данные об электрических свойствах геологической среды. Основным назначением метода радиокип СДВР является электропрофилирование, однако при проведении импедансных наблюдений есть возможность пересчитать профильные данные кажущихся сопротивлений в двухслойные геоэлектрические разрезы. Целью представленной работы является определение корректности построения таких разрезов и их соответствия реальной геологической обстановке. К основным задачам исследований относится сравнение получаемых геоэлектрических разрезов радиокип с результатами вертикальных электрических зондирований на различных объектах. Полевые работы проводились в уральском регионе, вблизи известных месторождений золота (Свердловское), меди (Волковское) и хромитов (Юго-Западное). Проведенные исследования показали, что получаемые разрезы радиокип СДВР соответствуют модели двух контрастных сред: хорошо проводящих рыхлых образований и высокоомных коренных пород. Таким образом, получаемая граница раздела в большинстве случаев соответствует рельефу коренных пород. Результаты интерпретации импедансных измерений радиокип СДВР могут использоваться для оценки общей мощности коры выветривания, выбора точек зондирований другими электромагнитными методами, а также для повышения детальности получаемых геоэлектрических разрезов.

Ключевые слова: ***электроразведка; радиокип; электромагнитные измерения; импеданс; геоэлектрический разрез.***

Возможность применения электрометрии для геологических исследований основывается на различии электрических свойств горных пород. При этом наиболее распространенными являются две базовые модели геоэлектрического разреза. Горизонтально-слоистый разрез характеризуется дифференциацией удельного электрического сопротивления (УЭС) пород по глубине, что наблюдается в платформенных областях. В горных районах, где контакты пород близки к вертикальным, основные изменения сопротивлений происходят вдоль профиля. Горизонтально-слоистая модель заложена в основу электромагнитных зондирований, а при изучении вертикально-слоистых сред используют методы электропрофилирования. Однако в древних складчатых областях, таких как Урал, чаще всего наблюдается комбинация этих двух типов разрезов: вертикально-слоистые коренные породы перекрыты чехлом горизонтально-слоистых отложений. Для достоверного изучения их геоэлектрического строения необходимо использовать

Давыдов Вадим Анатольевич – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амундсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: davyde@yandex.ru

частую сеть зондирований или привлекать томографические установки. Однако данные виды исследований являются довольно затратными, так как требуют выполнения больших объемов работ для получения высокой детальности. В этом случае оптимально воспользоваться электромагнитными методами экспресс-съемки, сочетающими скорость электропрофилирования и основные преимущества зондирования. Такими достоинствами обладают бесконтактное электрическое профилирование с несколькими разносами [1], дистанционно-частотная электромагнитная съемка [2] и некоторые другие методы исследований. Одним из таких методов является радиокип – радиокомпарация и пеленгация удаленных сверхдлинноволновых радиостанций (СДВР). За рубежом используется аббревиатура VLF (Very Low Frequency), причем обозначение VLF-EM (ElectroMagnetic) применяется при изучении типпера, а VLF-R (Resistivity) – импеданса электромагнитного поля. Импедансные измерения радиокип СДВР позволяют за короткое время получать большие массивы данных кажущихся сопротивлений по площади работ. При этом профильные наблюдения можно пересчитать в геоэлектрические разрезы с помощью принципов, принятых для расчета стационарных физических полей. Целью представленной работы является определение достоверности построения таких разрезов для простой двухслойной модели геологической среды. К основным задачам исследований относится сравнение получаемых геоэлектрических разрезов радиокип с результатами классических вертикальных электрических зондирований (ВЭЗ) на различных геологических объектах.

Методика полевых и камеральных работ. Полевые измерения методом радиокип проводились 2-канальной малогабаритной приемно-регистрирующей аппаратурой «ОМАР-2м», разработанной в Институте геофизики УрО РАН [3]. Осуществлялись наблюдения ортогональных компонент электромагнитного поля сигналов сверхдлинноволновых радиостанций системы дальней навигации РСДН-20 «Альфа». Режим работы станций, характеристики передаваемых сигналов и особенности их регистрации рассматривались ранее [4]. Магнитная компонента H_φ измерялась с помощью резонансного индукционного датчика РМД-80 с чувствительностью 80 В · м/А на частоте 12,65 кГц. Электрическая составляющая E_r снималась со стелющейся 10-метровой линии, протягиваемой вдоль профиля. Чтобы исключить влияние вертикальной компоненты E_z, возникающей при перепадах рельефа, для измерения E_r использована симметричная конструкция электрической антенны [5]. На каждой точке проводилась одновременная запись измеряемых составляющих электромагнитного поля в течение 20–30 с. Отношение амплитуды электрической компоненты сигнала к ортогональной магнитной составляющей определяет импеданс среды $Z = E_r/H_\varphi$, или волновое сопротивление, пропорциональное электрическому сопротивлению подстилающих пород. Результаты измерений представляются в виде кажущихся удельных электрических сопротивлений, вычисленных через модуль импеданса [6]. Имея значения кажущихся сопротивлений и фаз импеданса вдоль профиля, можно по специальной программе рассчитать параметры двухслойного разреза. Для инверсии данных радиокип автором использована программа 2LAYINV [7], разработанная в университете Оулу (Финляндия).

Чтобы оценить достоверность получаемых двухслойных разрезов радиокип, на эталонных геологических объектах проводились вертикальные электрические зондирования по стандартной методике наблюдений [8]. Для одномерной (1D) интерпретации ВЭЗ использовалась программа IPI2Win, созданная в МГУ [9].

Результаты работ. Полигон Института геофизики. Для тестирования новой аппаратуры в полевых условиях и проведения опытно-методических работ был

создан контрольный полигон Института геофизики УрО РАН. Он находится на территории небольшого золоторудного месторождения Свердловское, вблизи контакта Верх-Исетских гранитоидов с Новоалексеевским габбровым массивом. Основной профиль пересекает разлом с зоной дробления и метасоматическими изменениями пород. Территория перекрыта слоем элювиально-делювиальных рыхлых отложений коры выветривания мощностью 5–10 м. При изучении полигона применялась гравимагнитная съемка, малоглубинная сейсморазведка, радиометрия и электроразведочные методы. На площади полигона функционируют 3 гидрогеологических скважины, а на контрольном профиле пробурена инженерно-геологическая скважина С-4, встретившая коренные породы на глубине 9,5 м.

Результаты интерпретации вертикальных электрических зондирований (ВЭЗ) указывают на преимущественно двухслойное строение геоэлектрического разреза (рис. 1, *а*). Это является хорошей предпосылкой для инверсии данных радиокип СДВР, использующей двухслойную модель среды, включающей рыхлые отложения и коренные породы (рис. 1, *б*).

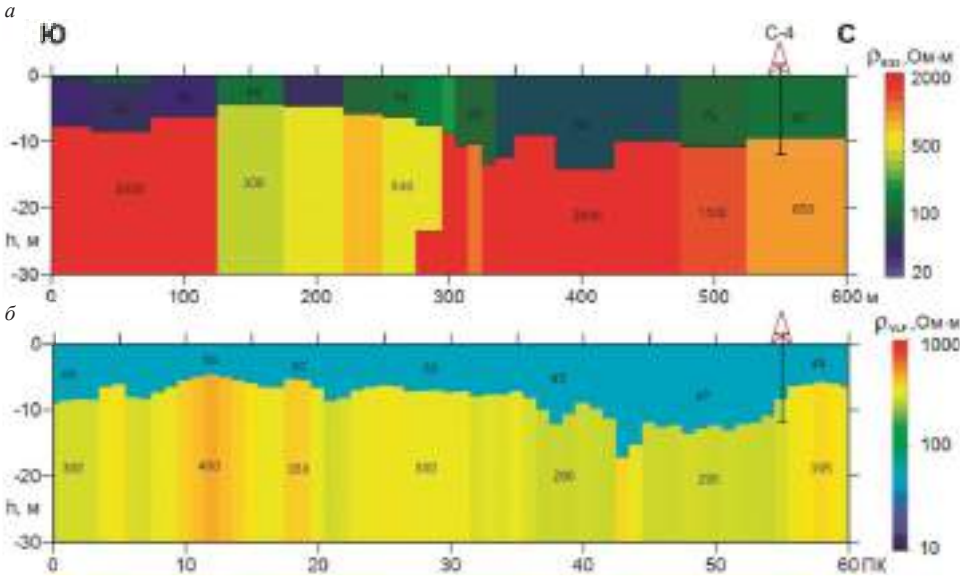


Рис. 1. Геоэлектрические разрезы по контрольному профилю Института геофизики: *а* – одномерный разрез ВЭЗ; *б* – двухслойный разрез радиокип СДВР (цифрами указаны значения УЭС в отмеченных блоках)

Полученные разрезы довольно близки между собой, в особенности по форме рельефа коренных пород. Следует отметить, что мощность рыхлых отложений, определенная по ВЭЗ и другим геофизическим методам, неплохо согласуются с результатами радиокип СДВР. В то же время полученные геоэлектрические разрезы отличаются друг от друга по величинам и вариациям удельных электрических сопротивлений. Во-первых, это объясняется отличием физико-геологических моделей и алгоритмов инверсии двух программ. Во-вторых, это связано с различием в прохождении постоянных и переменных токов в неоднородной среде, с разной пористостью и влагонасыщенностью. Электрические сопротивления коренных пород по данным радиокип в целом меньше и составляют 280–400 Ом · м. Результаты ВЭЗ более дифференцированны и варьируют в пределах от 300 до 2000 Ом · м. Величины УЭС рыхлых отложений также отличаются и составляют для ВЭЗ 30–90 Ом · м, а для радиокип СДВР – 45–55 Ом · м.

Волковский рудник. Волковское месторождение – одно из наиболее крупных медных месторождений на Урале. Оно приурочено к одноименному габбровому массиву, расположенному в западной части Тагильского синклинория. Массив сложен габбро, габбро-диоритами и диоритами, строение – складчатое. Медносульфидное оруденение тяготеет к сводовой части антиклинальной складки и образует зону из многочисленных линзовидных залежей и вкраплений. Несколько ниже располагаются титаномагнетитовые руды, имеющие вкрапленный и шлировый характер. Преобладающий тип руд – ванадиево-железо-медные, основные минералы руд – борнит, халькопирит, титаномагнетит и апатит. Главным промышленным компонентом является медь, существенное значение имеют также железо, ванадий, титан, фосфор [10].

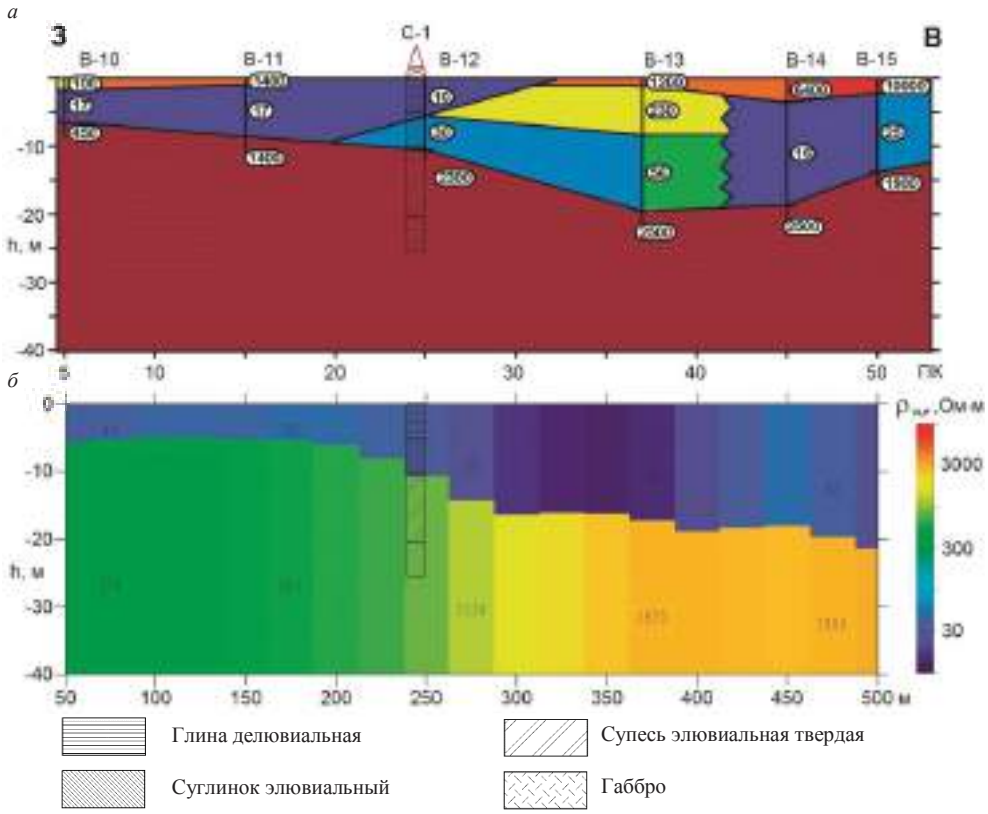


Рис. 2. Результаты электроразведочных работ на территории Волковского рудника (Северный Урал):
а – геоэлектрический 1D-разрез ВЭЗ; *б* – двухслойный разрез радиокип СДВР (цифрами указаны значения УЭС в отмеченных блоках)

После окончания разработки первого карьера Волковского месторождения на его борту скопился отвал некондиционной руды, планируемый под кучное выщелачивание. Для контроля за экологическим состоянием среды были проведены инженерно-геологические исследования условий залегания подземных вод вблизи площадки отвала. К задачам исследований относилось выделение горизонтов потенциального дренажа подземных кислых вод в долину р. Лая. Состав работ включал бурение инженерно-геологических скважин и геофизические исследования. По результатам бурения выяснено, что коренные породы представлены габбро средней прочности, залегающими на глубине 6–20 м и более. Рыхлые от-

ложения представлены насыпными грунтами, делювиальными глинами и элювиальными суглинками с включениями щебня. По двум широтным профилям по обе стороны отвала были проведены измерения методами ВЭЗ и аудио магнитотеллурическими зондированиями (АМТЗ). В результате исследований выяснено, что основной дренаж стоков приурочен к коре выветривания, трещинные воды в коренных породах не обнаружены [11].

Один из геофизических профилей проходил вблизи линии электропередачи, поэтому данные АМТЗ оказались сильно зашумлены промышленными помехами. Для подстраховки по данному профилю были проведены измерения радиокип СДВР, не подверженные существенному влиянию индустриальных помех. По результатам ВЭЗ геоэлектрический разрез содержит от трех до четырех слоев (рис. 2, *а*).

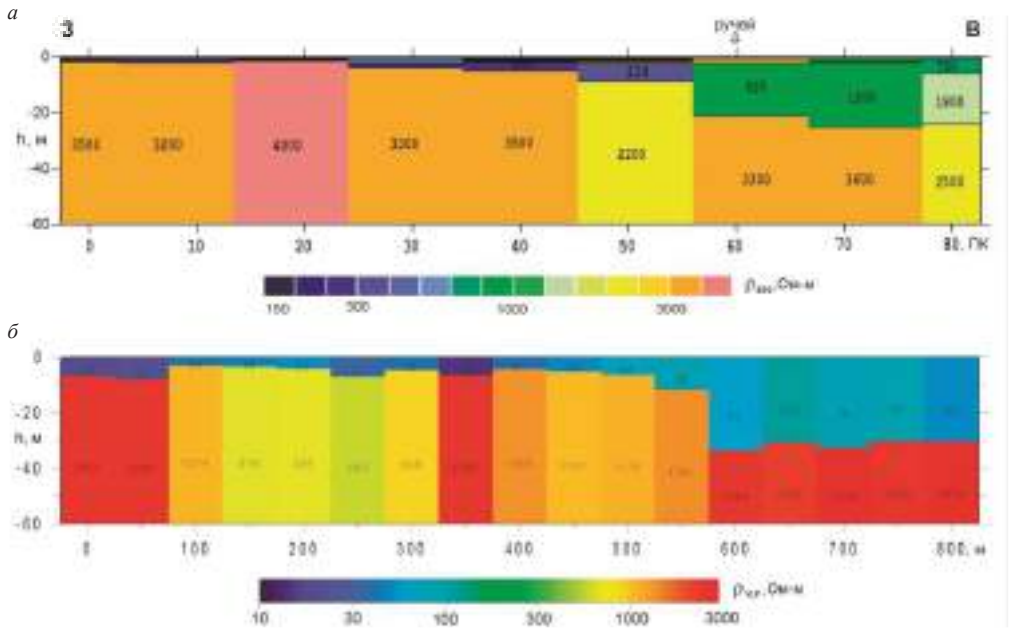


Рис. 3. Результаты электромагнитных зондирований в долине руч. Визувшор (Полярный Урал): *а* – геоэлектрический 1D-разрез ВЭЗ; *б* – двухслойный разрез радиокип СДВР (цифрами указаны значения УЭС в отмеченных блоках)

Поверхностный слой насыпных грунтов (щебень) имеет высокие сопротивления (более 1000 Ом · м), далее на фоне низкоомных глин и суглинков (16–30 Ом · м) контрастно выделяются покрытые твердой супесью высокоомные коренные породы (до 2500 Ом · м). Локальный слой с сопротивлением 230 Ом · м вероятнее всего соответствует линзе песка. Согласно результатам двух электроразведочных методов рельеф основания разреза практически совпадает, отличаясь только на последних пикетах (рис. 2). Также согласованно изменяются сопротивления коренных пород, постепенно повышаясь от начала к концу профиля. Возможно, это связано с повышенной минерализацией габбро рудными минералами в западной части профиля (у борта карьера), постепенно снижающейся при удалении от месторождения.

Массив Рай-Из. Исследуемая площадь относится к Приуральскому району Ямало-Ненецкого автономного округа, в 60 км к северо-северо-западу от г. Лабытнанги. Участок работ находится в районе впадения руч. Визувшор

в долину р. Макар-Рузь. В геологическом плане территория входит в состав юго-западной части хромитоносного гипербазитового массива Рай-Из. Вмещающие породы массива представлены дунитами и гарцбургитами офиолитовой серии. Электрические сопротивления исследованных образцов имеют высокие значения, что достаточно характерно для скальных ультраосновных пород. В среднем УЭС горных пород находятся в пределах 3000–6000 Ом · м, к низкоомным следует отнести трещиноватые серпентинизированные разности (<1000 Ом · м). Для выяснения мощности рыхлых отложений на склонах участка и в долине р. Макар-Рузь, в устье руч. Визувшор, были проведены электроразведочные работы методом ВЭЗ и радиокип СДВР. Результаты ВЭЗ показывают, что величина элювиально-делювиальных отложений в горной части профиля (ПК0–50) составляет 2–3 м, увеличиваясь в районе ручья (ПК50–60) до 8–10 м, мощность долинных отложений (ПК70–80) достигает 25 м (рис. 3, *а*).

По данным радиокип, мощность рыхлых отложений на склонах выше и может превышать 5 м, в долине она резко увеличивается и держится в пределах 30 м (рис. 3, *б*). Таким образом, величина аллювиальных и флювиогляциальных отложений в долине р. Макар-Рузь составляет по электроразведочным данным 25–30 м.

Электрические сопротивления коренных пород по результатам обоих методов имеют один порядок, а вот УЭС рыхлых отложений по данным ВЭЗ значительно выше. Это объясняется грубообломочным составом делювиальных (щебень) и аллювиальных отложений (галька, валуны). Такие поверхностные отложения создают значительные трудности в заземлении и прохождении постоянного тока, но не препятствуют свободному распространению переменных токов.

Следует отметить, что сопротивления ультраосновных пород, измеренные при переменном токе, отличаются от измерений при постоянном токе более низкими значениями и большей дифференциацией. Причиной может служить разная степень серпентинизации пород с образованием магнетита. Магнетит в серпентинитах может иметь изолированную или проводящую структуру типа «объемной магнетитовой сетки» [12]. Характер структуры будет сильно сказываться на электрических свойствах при измерениях с постоянным током. При бесконтактных измерениях величина электрического сопротивления определяется амплитудой вихревых токов, которые будут зависеть в большей степени от общего количества магнетита, а не от его структурных связей. В данном случае присутствуют серпентиниты непроводящей структуры, поэтому сопротивления по данным ВЭЗ высокие и мало изменчивые. Если сделанное предположение верно, то уменьшение сопротивления по результатам радиокип (например, на ПК10–30) может свидетельствовать об увеличении степени серпентинизации дунит-гарцбургитового комплекса пород. В целом геоэлектрические разрезы хорошо согласуются между собой и соответствуют реальной геологической обстановке.

Таким образом, проведенные исследования показали, что инверсия данных радиокип СДВР позволяет получать вполне адекватные двухслойные геоэлектрические разрезы. Они отвечают модели двух контрастных по проводимости сред: хорошо проводящих рыхлых образований и высокоомных коренных пород. Недостаток технологии заключается в замене нескольких слоев одним эквивалентным слоем, что делает невозможным расчленение рыхлых отложений и вносит искажения в получаемые значения удельных электрических сопротивлений. В верхней части разреза может присутствовать большое количество разнородных маломощных слоев, однако результаты определения общей мощности верхней пачки по ВЭЗ и радиокип довольно хорошо согласуются. Таким образом, получаемая граница раздела в большинстве случаев соответствует рельефу коренных пород.

Несмотря на имеющиеся недостатки, метод радиокип СДВР успешно применялся для оперативной геофизической съемки больших площадей в короткие сроки. При современных методах обработки он может использоваться для оценки общей мощности коры выветривания, выбора точек зондирований другими электромагнитными методами, а также для повышения детальности получаемых геоэлектрических разрезов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Oldenborger G. A., LeBlanc A.-M. Capacitively coupled resistivity inversion using effective dipole lengths: technical note 6. Geological Survey of Canada, 2013. 7 p.

2. Delefortrie S., Saey T., Van De Vijver E., De Smedt Ph., Missiaen T., Demerre I., Van Meirvenne M. Frequency domain electromagnetic induction survey in the intertidal zone: Limitations of low-induction-number and depth of exploration // Journal of Applied Geophysics. 2014. Vol. 100. P. 14–22.

3. Давыдов В. А. Измерительная аппаратура OMAP-2 для электромагнитных методов исследований // Уральский геофизический вестник. 2015. № 1(25). С. 37–41.

4. Давыдов В. А. Электроразведка методом радиокип в сверхдлинноволновой модификации с использованием радиостанций системы дальней навигации РСДН-20 («Альфа») // Инженерные изыскания. 2014. № 2. С. 65–70.

5. Давыдов В. А. Эквивалентные схемы и основные характеристики различных датчиков электромагнитных сигналов в широкой полосе частот // Уральский геофизический вестник. 2014. № 1(23). С. 46–54.

6. Гордеев С. Г., Седельников Э. С., Тархов А. Г. Электроразведка методом радиокип. М.: Недра, 1981. 132 с.

7. Pirttijärvi M. Laterally constrained two-layer inversion of VLF-R measurements: user's guide. Finland, University of Oulu. 2006. 12 p.

8. Инструкция по электроразведке. Л.: Недра, 1984. 352 с.

9. Бобачев А. А., Модин И. Н., Шевнин В. А. Программа IPI2Win: руководство пользователя. М.: МГУ, 2003. 25 с.

10. Месторождения металлических полезных ископаемых / В. В. Авдонин [и др.]. М.: Академический проект, 2005. 720 с.

11. Давыдов В. А. Применение аудиомагнитотеллурических экспресс-зондирований при изучении инженерно-геологических условий рудных месторождений // Разведка и охрана недр. 2016. № 6. С. 32–36.

12. Вашгаль Д. С. Об электропроводности гипербазитов // Теория и практика электромагнитных методов исследования вещества и структур Земли: сб. статей. Свердловск: УНЦ АН СССР. 1985. С. 119–124.

Поступила в редакцию 19 сентября 2017 года

INTERPRETATION OF IMPEDANCE VERY LOW FREQUENCY RADIO STATIONS DATA WITH PLOTTING OF TWO-LAYER GEOELECTRIC SECTIONS

Davydov V. A. – Institute of Geophysics, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: davyde@yandex.ru

Radio comparison and direction finding of Very Low Frequency (VLF) radio stations refers to transmitterless geoelectric techniques allowing to obtain data about electrical properties of environment operatively. A basic purpose of VLF method is the electro profiling, however at execution of impedance observations there is a possibility to convert profile data of apparent resistance into two-layer geoelectric sections. The purpose of the presented research is definition of reasonableness of such sections plotting and their conformity to real geologic situation. Comparison of gained VLF geoelectric sections with results of vertical electric sounding (VES) on various objects, refers to the primary goals of researches. A field work was fulfilled in the Ural region, nearby from known deposits of gold (Sverdlovsk), copper (Volkovskoe) and chromites (Iugo-Zapadnoe). The carried out researches have shown, that gained sections of VLF match to the model of two contrast media: well conducting friable formations and high-resistance bedrocks. Thus, the gained interface in most cases matches to a landform of bedrocks. Results of interpretation of impedance VLF measurements can be used for general depth of residual soil estimation, choice of sounding sites by other electromagnetic methods, and also for gained geoelectric sections minuteness increase.

Key words: electrical exploration; VLF; electromagnetic measurements; impedance; geoelectric section.

REFERENCES

1. Oldenborger G. A., LeBlanc A.-M. Capacitively coupled resistivity inversion using effective dipole lengths: technical note 6. Geological Survey of Canada. 2013. 7 p.

2. Delefortrie S., Saey T., Van De Vijver E., De Smedt Ph., Missiaen T., Demerre I., Van Meirvenne M. Frequency domain electromagnetic induction survey in the intertidal zone: Limitations of low-induction-number and depth of exploration. *Journal of Applied Geophysics*, 2014, vol. 100, pp. 14–22.
3. Davydov V. A. [Measuring equipment OMAR-2 for electromagnetic methods of researches]. *Ural'skii geofizicheskii vestnik – Ural Geophysical Herald*, 2015, no. 1(25), pp. 37–41. (In Russ.)
4. Davydov V. A. [Electrical exploration by the very low frequency radio-interferometry method using radio stations of the RSDN-20 («Alpha») long-range navigation system]. *Inzhenernye izyskaniia – Engineering Survey*, 2014, no. 2, pp. 65–70. (In Russ.)
5. Davydov V. A. [Equivalent circuits and the basic characteristics of different electromagnetic sensors in the broad frequency band]. *Ural'skii geofizicheskii vestnik – Ural Geophysical Herald*, 2014, no. 1(23), pp. 46–54. (In Russ.)
6. Gordeev S. G., Sedel'nikov E. S., Tarkhov A. G. *Elektrorazvedka metodom radiokip* [Electrical exploration using the VLF method]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 132 p.
7. Pirttijärvi M. Laterally constrained two-layer inversion of VLF-R measurements: user's guide. Finland, University of Oulu. 2006. 12 p.
8. Direction on electrical exploration. Leningrad, Nedra Publ., 1984. 352 p. (In Russ.)
9. Bobachev A. A., Modin I. N., Shevnin V. A. *Programma IPI2Win: rukovodstvo pol'zovatelia* [IPI2Win software: user's guide]. Moscow, MSU Publ., 2003. 25 p.
10. Avdonin V. V., and others. *Mestorozhdeniia metallicheskikh poleznykh iskopaemykh* [Metallic minerals deposits]. Moscow, Akademicheskii proekt Publ., 2005. 720 p.
11. Davydov V. A. [The use of AMT express-sounding at the investigation of engineering-geological conditions of ore deposits]. *Razvedka i okhrana nedr – Prospect and Protection of Mineral Resources*, 2016, no. 6, pp. 32–36. (In Russ.)
12. Vashgal' D. S. [Regarding the electrical conductivity of ultrabasic rocks]. *Teoriia i praktika elektromagnitnykh metodov issledovaniia veshchestva i struktur Zemli: sb. statei* [Collected works "Theory and practice of electromagnetic research methods of the Earth substance and structures"]. Sverdlovsk, Urals Scientific Center AS USSR Publ., 1985, pp. 119–124. (In Russ.)

УДК 681.518.5 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-107-114

КОНТРОЛЬ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ВЫЕМОЧНЫХ МАШИН

БАБОКИН Г. И., ШПРЕХЕР Д. М., КОЛЕСНИКОВ Е. Б.

Рассмотрены известные прямые и косвенные методы диагностирования состояний режущего инструмента. Приводятся факторы, влияющие на энергоемкость разрушения угля. Показана возможность контроля правильности и эффективности функционирования режущего инструмента исполнительного органа выемочных машин по параметру энергоемкости разрушения. Предложено диагностировать техническое состояние исполнительного органа выемочных машин по суммарному износу резцов шнеков, выраженному в относительных единицах. Установлены зависимости энергоемкости разрушения угля очистным комбайном со шнековым исполнительным органом от производительности его работы при разном относительном износе резцов, которые позволяют определять техническое состояние исполнительного органа по фактически измеренной энергоемкости разрушения в процессе эксплуатации комбайна. Разработано устройство для диагностирования технического состояния исполнительного органа комбайна, включающее: блоки, измеряющие фактические значения мощности, потребляемой электродвигателями резания и подачи, и производительность комбайна; вычислительное устройство, определяющее фактическую энергоемкость разрушения и сравнивающее его с опорным значением. По результатам диагностирования сделан вывод о работоспособности исполнительного органа. При применении разработанного метода и нового устройства повышаются надежность и производительность очистного комбайна за счет увеличения продолжительности безаварийной работы с максимальной устойчивой мощностью привода.

Ключевые слова: ***выемочная машина; очистной комбайн; исполнительный орган; резец; износ резцов; техническое состояние; энергоемкость.***

Выемочные машины (ВМ) применяются в горнодобывающей промышленности и предназначены для механизации операций разрушения полезного ископаемого и его погрузки на транспортирующий конвейер. К выемочным машинам относятся очистные комбайны для подземной добычи угля, карьерные комбайны для добычи бокситов, фосфатов, известняка и других полезных ископаемых. Основным функциональным элементом современных комбайнов является исполнительный орган (ИО), отделяющий ископаемое от массива пласта. Исполнительный орган комбайнов имеет вид барабана или шнека, на котором закрепляются резцы [1, 2]. Момент сопротивления привода ВМ определяется суммой сил резания полезного ископаемого отдельными резцами исполнительного органа и сил, возникающих при погрузке на конвейер отбитого полезного ископаемого. Электрическая энергия, потребляемая приводом ВМ при эксплуатации, определяется многими факторами, основные из которых: сопротивляемость полезного ископаемого резанию (разрушению), параметры снимаемой стружки, износ рез-

Бабокин Геннадий Иванович – доктор технических наук, профессор кафедры энергетики и энергоэффективности горной промышленности. 119991, г. Москва, Ленинский просп., 6, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». E-mail: babokinginov@yandex.ru

Шпрехер Дмитрий Маркович – доктор технических наук, профессор кафедры электротехники и электрооборудования. 300012, г. Тула, просп. Ленина, 92, Тульский государственный университет. E-mail: shpreher-d@yandex.ru

Колесников Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры электроснабжения. 301650, г. Новомосковск Тульской обл., ул. Дружбы, 8, Новомосковский институт (филиал) Российского химико-технологического университета. E-mail: kolesnikov55@mail.ru

цов исполнительного органа, режим работы комбайна и др. *(ГОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика. Введен с 01.01.1986. М.: Минуглепром СССР, 1984. 107 с.)*.

В процессе выемки полезного ископаемого исполнительным органом комбайна происходит непрерывный износ и поломка резцов, что ведет к росту удельных энергозатрат разрушения забоя, снижению эксплуатационной производительности и ресурса машины. В настоящее время контроль технического состояния исполнительного органа, а именно степени износа и количества поломок его резцов, осуществляется путем визуального осмотра при остановке комбайна, что приводит в ряде случаев к эксплуатации машины с чрезмерно изношенными или поломанными резцами [3]. Длительная работа комбайна с сильно изношенными резцами приводит к существенному снижению ресурса элементов трансмиссии исполнительного органа.

Поэтому актуальными являются исследование и разработка средств технической диагностики состояния рабочего инструмента исполнительных органов выемочных машин при эксплуатации.

В настоящее время в машиностроении применяются прямые и косвенные методы контроля технического состояния режущего инструмента [4].

К прямым методам контроля технического состояния относят: электромеханический, оптический, радиоактивный, пневматический, ультразвуковой и путем измерения сил резания резца. К косвенным методам относят: виброакустические измерения и измерение мощности электродвигателя привода резания.

Конструктивные особенности и условия работы исполнительных органов ВМ (в работе находится от 20 до 40 резцов, периодический режим работы каждого резца, трудности передачи сигналов с вращающихся резцов и т. д.) не позволяют применять прямые методы контроля технического состояния режущего инструмента.

Виброакустический метод контроля состояния режущего инструмента [5] предполагает правильный выбор рабочего частотного диапазона, т. е. диапазона, где наиболее видна зависимость амплитуды сигнала от износа режущей кромки. На практике сделать такой выбор достаточно проблематично, так как весь частотный диапазон ограничивается возможностями современных датчиков вибраций, не интеллектуализированных в достаточной степени и не оснащенных средствами самоконтроля [6].

В работе [7] предложено контролировать техническое состояние ИО путем измерения величины тока, потребляемого электродвигателем резания. Однако на величину тока резания влияет не только износ резцов, но и другие факторы – сопротивляемость полезного ископаемого резанию и скорость перемещения комбайна [8].

Известно, что постепенные и внезапные отказы оборудования, вызванные изнашиванием, поломками и деформацией деталей исполнительного органа, можно описать с единой энергетической точки зрения [8]. Контроль правильности и эффективности функционирования исполнительного органа ВМ возможен по значению средней энергоемкости разрушения полезного ископаемого, которая определяется отношением энергии, затраченной на выемку, к массе (объему) добытого полезного ископаемого за цикл работы (смену, сутки) [9].

В [7] приведены среднесуточные значения удельных энергозатрат процесса разрушения забоя проходческим комбайном с радиальными резцами, полученные в результате обработки данных эксперимента. Представленные данные указывают, что удельные энергозатраты изменялись более чем в 2 раза при незначи-

тельном изменении горно-геологических условий. Результаты эксперимента подтверждают существенную связь износа и поломок режущего инструмента в процессе эксплуатации комбайна с величиной энергоемкости разрушения угля.

Актуально установить влияние износа резцов исполнительного органа ВМ на энергоемкость разрушения полезного ископаемого при измеряемых параметрах режима работы комбайна и физико-механических свойств полезного ископаемого и разработать устройство для контроля технического состояния исполнительного органа.

В работе предложено контролировать техническое состояние исполнительного органа комбайна, а именно износ и поломку его резцов, путем непрерывного вычисления фактической энергоемкости разрушения полезного ископаемого в процессе эксплуатации комбайна, с учетом режимных параметров его работы и фактической сопротивляемости резанию, и сравнения полученной энергоемкости с эталонной.

Фактическую энергоемкость разрушения предложено определять по известному соотношению [10]:

$$E_{\text{ком}} = \frac{P_{\text{к}}}{Q_{\text{ком}}} = \frac{P_{\text{п}} + P_{\text{р}}}{Q_{\text{ком}}}, \tag{1}$$

где $P_{\text{к}}$, $P_{\text{р}}$, $P_{\text{п}}$ – фактические мощности, соответственно потребляемые электроприводом комбайна, электродвигателями резания комбайна, электродвигателями подачи комбайна, кВт; $Q_{\text{ком}}$ – фактическая производительность комбайна, т/ч.

Производительность комбайна определяется по формуле:

$$Q_{\text{ком}} = 60mB\gamma V_{\text{п}}, \tag{2}$$

где m – средняя вынимаемая мощность пласта, м; B – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м; γ – плотность угля, т/м^3; $V_{\text{п}}$ – скорость подачи, м/мин.

Для обоснования предложенного метода проведены аналитические исследования энергетических характеристик комбайна типа РКУ-13, разрабатывающего пласт угля с сопротивляемостью резанию A = 200 кН/м и степенью хрупкости угля при резании 1,6. Мощность пласта m = 2,5 м, ширина захвата комбайна B = 0,63 м. Двухшнековый комбайн имеет шнеки диаметром 1,25 м, каждый оснащен 30-ю радиальными резцами ЗР4-80 (20 забойных и 10 кутковых).

При определении энергетических характеристик комбайна предложено расчетную мощность, потребляемую электродвигателями резания, определять по формуле *(ГОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные… 107 с.)*, [11]:

$$P_{\text{р}} = \sum_{i=1}^{n} \left(F_{0i} + K_{\text{и}} S_i\right) R\omega \Big/ \left(\eta_{\text{р}} \eta_{\text{ЭД}}\right),$$

где n – количество резцов шнека, находящихся в работе; F_{0i} – усилие резания на одном находящемся в работе резце, не имеющем износа, кН; $K_{\text{и}}$ – коэффициент, характеризующий увеличение усилия резания резца с увеличением площади его износа, кН/мм^2; S_i – проекции площади износа (затупления) резца на плоскость резания, мм^2 (площадь износа); R, ω – радиус и скорость вращения шнека соответственно, м, 1/с; $\eta_{\text{р}}$, $\eta_{\text{ЭД}}$ – КПД редуктора и электродвигателя соответственно.

Исполнительный орган комбайна, имеющий n находящихся в работе резцов, характеризуется суммарной площадью износа всех резцов

$$S_{\text{ИО}} = \sum_{i=1}^{n} S_i .$$

Техническое состояние исполнительного органа комбайна предложено определять относительной величиной износа резцов

$$S^* = \frac{S_{\text{ИО}}}{S_{\text{ИО max}}} \cdot 100\ \%, \qquad (3)$$

где $S_{\text{ИОmax}}$ – максимально возможный износ резцов исполнительного органа, равный $S_{i\max}n$.

При этом принятое максимальное значение площади износа для резцов ЗРЧ-80 – 30 мм^2 [9]. В процессе работы комбайна суммарная площадь износа резцов $S_{\text{ИО}}$ может изменяться от нуля до $S_{\text{ИОmax}}$ и далее определяется по (3) в относительных величинах износа от нуля до 100 %. При этом площадь износа резцов ИО комбайна, например равная 90 мм^2 ($S^* = 10$ %), может иметь место при износе четырех резцов по 20 мм^2 и одного 10 мм^2 или других сочетаниях износа каждого резца.

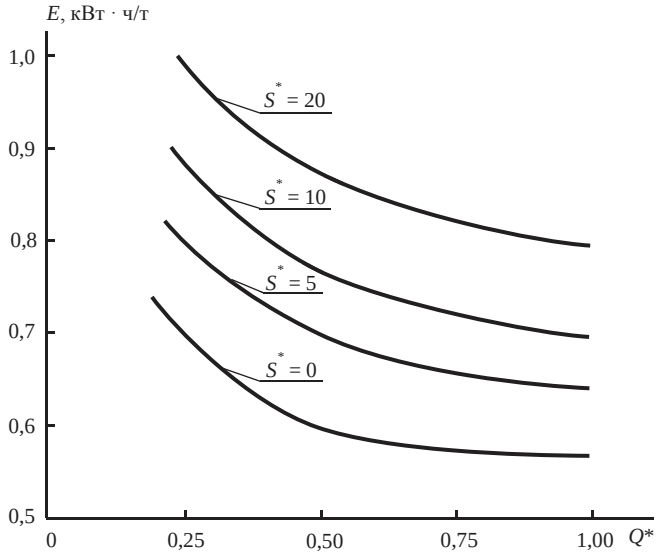


Рис. 1. Зависимость удельной энергоемкости разрушения угля от относительной производительности комбайна

Мощность, потребляемая электродвигателями подачи $P_{\text{п}}$, принималась пропорциональной составляющей усилия резания и сил трения на перемещение комбайна при работе по пласту с горизонтальным простиранием *(ГОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные... 107 с.)*. Зависимость усилия резания на одном резце от площади его износа определялась по экспериментальным регрессионным уравнениям [11].

В результате расчета энергетических характеристик комбайна получены зависимости энергоемкости разрушения угля E исполнительным органом от относительной производительности комбайна $Q^* = Q/Q_{\text{ном}}$ (где Q, $Q_{\text{ном}}$ – текущая и

номинальная производительность комбайна), при разной относительной площади износа резцов ИО – S^* (рис. 1).

Из представленных на рис. 1 зависимостей следует: при 5 % износа резцов ИО эксплуатируемого комбайна энергоемкость разрушения возрастает на 10–15 % по сравнению с ИО комбайна с новыми неизношенными резцами; при 10 % износа – соответственно на 22–25 % и при 20 % износа – соответственно на 40–47 %. Указанное позволяет считать работоспособным ИО комбайна при износе его резцов до 10 %.

При выявлении неработоспособности ИО комбайна необходима его остановка и замена поломанных и изношенных резцов. Измерение энергоемкости желательно осуществлять устройством с погрешностью до 5 %.

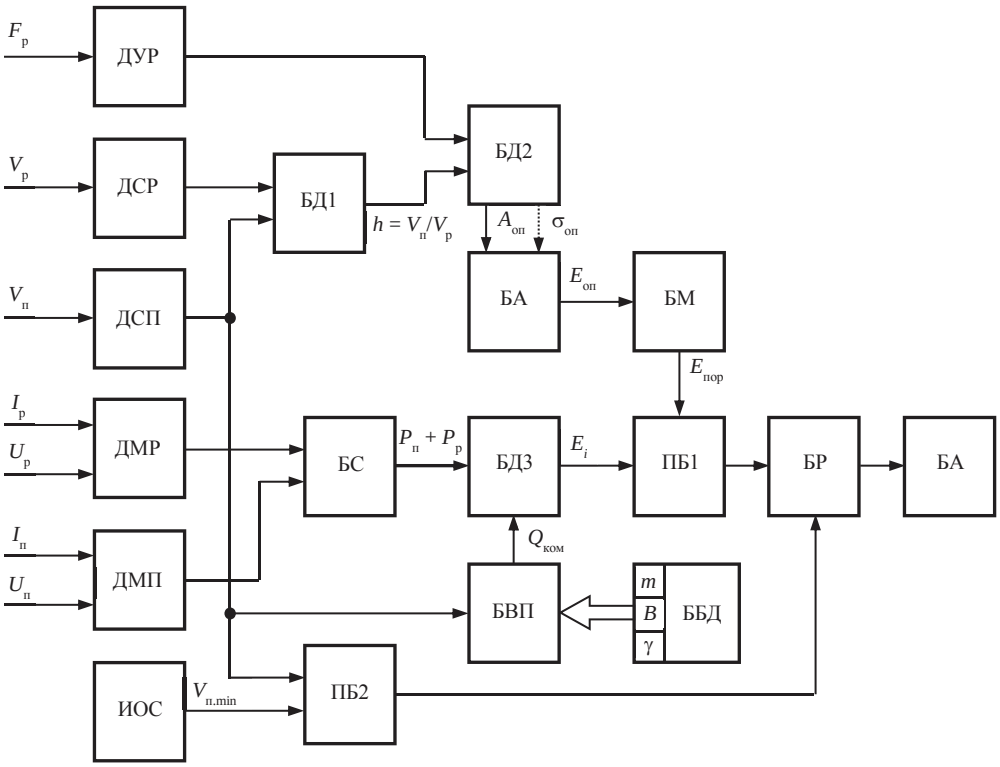


Рис. 2. Функциональная схема устройства диагностирования технического состояния исполнительного органа очистного комбайна

Следует отметить, что работа комбайна с износом резцов ИО 10–20 % приводит к потере 18–25 % его производительности от номинальной в режиме стабилизации регулятором нагрузки устойчивой мощности привода резания.

Для реализации автоматизированной оценки технического состояния исполнительного органа выемочных машин разработана универсальная подсистема диагностики (рис. 2) [12]. Универсальность подсистемы заключается в возможности ее встраивания в различные выемочные машины, в частности очистные комбайны, в виде отдельного модуля.

Устройство содержит: датчики усилия резания – ДУР; скорости резания и скорости подачи – ДСР, ДСП; датчики активной мощности электродвигателей привода резания и подач – ДМР, ДМП; блоки деления – БД1, БД2, БД3; блок суммирования – БС; блок базы данных – ББД; блок аппроксимации – БА; блок

вычисления производительности комбайна – БВП; источник опорного сигнала – ИОС; пороговые блоки – ПБ1, ПБ2; блок масштабирования – БМ; блок разрешения – БР; блок анализа – БА.

Диагностирование технического состояния исполнительного органа комбайна осуществляется следующим образом.

В блоках ДМР, ДМП по измеренным значениям фазных напряжений и фазных токов приводов подачи и резания осуществляется вычисление активных мощностей, потребляемых этими электродвигателями от сети, затем значения этих мощностей суммируются в БС. По измеренным значениям скорости подачи и скорости резания комбайна датчиками ДСП и ДСР в БД1 происходит деление $V_п$ на $V_р$ и вычисляется значение показателя h, соответствующего толщине стружки угля, снимаемой исполнительным органом комбайна.

В блоке ДУР измеряется сила резания комбайна на одном резце шнека. Для измерения можно воспользоваться контактным (механическим) датчиком *порода–уголь* [13] или одной малозубой шарошкой [14].

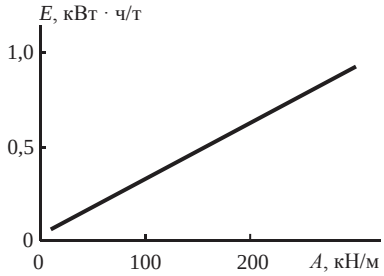


Рис. 3. Зависимость удельной энергоемкости разрушения от сопротивляемости угля резанию для комбайна РКУ

В блоке БД2 осуществляется деление силы резания $F_р$ на толщину снимаемой стружки h. На выходе получаем фактическое (опорное) значение сопротивляемости угля резанию $A_{оп}$ или прочности горной породы $\sigma_{оп}$. Блок аппроксимации БА по величине $A_{оп}$ или $\sigma_{оп}$ согласно зависимости $E = f(A)$ (рис. 3) выдает на своем выходе значение опорной удельной энергоемкости разрушения резанием $E_{оп}$. Такая операция позволяет учесть влияние на энергоемкость разрушения сопротивляемости угля резанию. Чтобы учесть случайные сигналы, влияющие на энергоемкость, в схему добавляется блок БМ, сигнал на выходе которого $E_{пор}$ превышает $E_{оп}$ на некоторый постоянный коэффициент запаса.

В блоке базы данных ББД заложены конкретные параметры средней вынимаемой мощности пласта, ширины захвата комбайна, плотности угля для конкретной лавы. Они поступают в БВП, где по уравнению (2) вычисляется производительность комбайна. В БД3 по уравнению (1) вычисляется текущее значение энергоемкости E_i. В пороговом блоке БП1 значение E_i сравнивается с пороговым $E_{пор}$. Для нормального износа резцов ИО комбайна выполняется условие $E_i \le E_{пор}$, сигнал поступает на первый вход блока разрешения БР.

Для избегания неточностей оценки технического состояния при пуске и маневровых операциях очистного комбайна предусмотрено, что расчет энергоемкости в устройстве производится лишь при установленной в качестве нижнего предела скорости подачи комбайна, которая, например, может быть принята по методике [15]. С этой целью в схему вычисления энергоемкости очистного комбайна (рис. 2) вводятся ИОС и ПБ2. ПБ2 сравнивает значение текущей скорости подачи, снимаемое с ДСП, с опорным (минимальным) значением $V_{п.min}$, которое присутствует на выходе ИОС, и при его превышении подает сигнал на второй вход БР.

При наличии сигналов на обоих входах БР поступает команда в блок анализа, который выдает информацию в автоматизированную систему участка шахты о техническом состоянии исполнительно органа комбайна.

Итак, предложено диагностировать техническое состояние исполнительного органа выемочных машин по суммарному износу резцов шнеков, выраженному в относительных единицах.

Установлены зависимости энергоемкости разрушения угля очистным комбайном со шнековым исполнительным органом от производительности его работы при разном относительном износе резцов, позволяющие определять техническое состояние исполнительного органа по фактически измеренной энергоемкости разрушения в процессе эксплуатации комбайна.

Разработано устройство для диагностирования технического состояния исполнительного органа комбайна, включающее блоки, измеряющие фактические значения мощности, потребляемой электродвигателями резания и подачи, и производительность комбайна, а также вычислительное устройство, определяющее фактическую энергоемкость разрушения и сравнивающее его с опорным значением. По результатам диагностики делается вывод о работоспособности исполнительного органа.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Классификация по сопротивляемости резанию углей и угольных пластов основных бассейнов СССР: краткий научный отчет. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1970. 40 с.

2. Тон В. В. Исследование нагрузок на резцах для узкозахватных угледобывающих комбайнов: автореф. дис. … канд. техн. наук. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1971. 18 с.

3. Учебное пособие по организации работ и определению численности трудящихся в очистных забоях угольных шахт / под общ. ред. И. Ф. Ярембаша. Донецк: ДонНТУ, 2005. 90 с.

4. Верещагин В. Ю., Верещагина А. С., Кравченко Е. Г. Технология диагностики состояния режущего инструмента на станках с числовым программным управлением // Ученые записки Комсомольского на Амуре государственного технического университета. 2016. № II–1(26). С. 42–46.

5. Добровинский И. Р., Медведик Ю. Т., Медведик М. Ю. К вопросу контроля состояний режущей кромки резца виброакустическим методом // Изв. вузов. Поволжский регион. Технические науки. 2014. № 3(31). С. 102–116.

6. Шаблицкий А. Ю., Доля В. К. Метрологический самоконтроль в интеллектуальном акустическом пьезоэлектрическом датчике // Изв. вузов. Поволжский регион. Технические науки. 2012. № 3(23). С. 36–45.

7. Шабаев О. Е. Оценка влияния износа рабочего инструмента на величину удельных энергозатрат проходческого комбайна // Вісті Донецького гірничого інституту. 2012. № 1(30)–2(31). С. 477–485.

8. Бабокин Г. И. Целевой энергетический мониторинг (ЦЭМ) работы очистного комбайна // ГИАБ. 2007. № 5. С. 362–364.

9. Предупреждение разрушения деталей забойного оборудования / Н. Б. Шубина [и др.]. М.: Недра, 1985. 215 с.

10. Зайков В. И., Берлявский Г. П. Эксплуатация горных машин и оборудования М.: Изд-во МГГУ, 2006. 257 с.

11. Тон В. В., Баронская Э. И. Критерии износа резцов очистных комбайнов // Научные сообщения Акад. наук СССР. М.: Изд-во ИГД, 1988. С. 32–36.

12. Устройство управления электроприводом очистного комбайна: пат. 169576 Рос. Федерация. опубл. 23.03.2017. Бюл. № 9.

13. Костина М. С., Масленко В. О., Казакова Е. И. Автоматическое управление выемочными машинами в профиле пласта // Автоматизація технологічних об’єктів та процесів. Пошук молодих. Донецк: ДонНТУ, 2004. С. 450–452.

14. Способ автоматической ориентации угледобывающих комбайнов и устройство для его осуществления: пат. 2130546 Рос. Федерация. опубл. 20.05.1999. Бюл. № 15.

15. Способ регулирования высоты резания у очистных комбайнов с барабанным исполнительным органом: пат. 2490452 Рос. Федерация. опубл. 20.08.2013. Бюл. № 23.

Поступила в редакцию 2 ноября 2017 года

CONTROL OVER THE TECHNICAL CONDITION OF WINNING MACHINE EXECUTIVE BODY

Babokin G. I. – National Research Technological University “MISIS”, Moscow, the Russian Federation. E-mail: babokinginov@yandex.ru

Shprekher D. M. – Tula State University, Tula, the Russian Federation. E-mail: shpreher-d@yandex.ru

Kolesnikov E. B. – Novomoskovsk branch (institute) of D. Mendeleyev University of Chemical Technology, Novomoskovsk, Tula region, the Russian Federation. E-mail: kolesnikov55@mail.ru

The known direct and indirect methods of diagnosing the condition of cutting tool are considered. Factors influencing coal destruction energy intensity are introduced. The possibility of controlling correctness and efficiency of winning machine executive body cutting tool operation according to the parameter of destruction energy intensity. It is proposed to diagnose the technical condition of the winning machine executive body according to the total wear of the augers cutters, expressed

in relative units. The dependences are stated of coal destruction energy intensity by the shearer with augers executive body on the capacity of its work under various relative wear of cutters, which make it possible to determine the technical condition of the executive body according to the actually measured destruction energy intensity in the process of the shearer exploitation. Device to diagnose the technical condition of the shearer executive body has been worked out, containing the blocks to measure actual values of power consumed by the electric motors of cut and feed, the shearer capacity, computing device, which determines destruction actual energy intensity and compares it to the reference value. According to the results of diagnosis the conclusion has been made about the efficiency of the executive body. As a result of applying the developed method and the new device, reliability and capacity of the shearer increase by means of increasing the duration of its trouble-free operation and maximum sustainable power of electric drive.

Key words: winning machine; shearer; executive body; cutter; cutters wear; technical condition; energy intensity.

REFERENCES

1. Brief scientific report “Classification according to the cuttability of coal and coal beds of the main basins of the USSR”. Moscow, Skochinsky IM Publ., 1970. 40 p. (In Russ.)
2. Ton V. V. *Issledovanie nagruzok na reztsakh dlia uzkozakhvatnykh ugledobyvaiushchikh kombainov: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [Investigation of loads on the cutters for narrow-web coal mining stoping machines. Cand. eng. sci. abstract of diss.]. Moscow, Skochinsky IM Publ., 1971. 18 p.
3. *Uchebnoe posobie po organizatsii rabot i opredeleniiu chislennosti trudiashchikhsia v ochistnykh zaboiakh ugol'nykh shakht. Pod obshch. red. I. F. Iarembasha* [School book on the organization of work and the determination of the workers number in the stoping faces of coal shafts. Edited by I. F. Iarembash]. Donetsk, DonNTU Publ., 2005. 90 p.
4. Vereshchagin V. Iu., Vereshchagina A. S., Kravchenko E. G. [The technology of diagnosing the state of the cutting tool at the machines with software numerical control]. *Uchenye zapiski Komsomol'skogo na Amure gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta – Scholarly Notes of Komsomolsk-na-Amure State Technical University*, 2016, no. II–1(26), pp. 42–46. (In Russ.)
5. Dobrovinskii I. R., Medvedik Iu. T., Medvedik M. Iu. [Regarding the problem of controlling the state of the cutting point using the vibro-acoustic method]. *Izvestiia vysshikh uchebnykh zavedenii. Povolzhskii region. Tekhnicheskie nauki – University Proceedings. Volga Region. Technical Science*s, 2014, no. 3(31), pp. 102–116. (In Russ.)
6. Shablitskii A. Iu., Dolia V. K. [Metrological self-control in intelligent acoustic piezoelectric detector]. *Izvestiia vysshikh uchebnykh zavedenii. Povolzhskii region. Tekhnicheskie nauki – University Proceedings. Volga Region. Technical Sciences*, 2012, no. 3(23), pp. 36–45. (In Russ.)
7. Shabaev O. E. [The estimation of the influence of the working tool wear on the value of heading machine specific energy consumption]. *Visti Donets'kogo girnichogo institutu – Journal of Donetsk Mining Institute*, 2012, no. 1(30)–2(31), pp. 477–485.
8. Babokin G. I. [Special energy monitoring (SEM) of the shearer operation]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2007, no. 5, pp. 362–364. (In Russ.)
9. Shubina N. B., and others. *Preduprezhdenie razrusheniia detalei zaboinogo oborudovaniia. Pod red. V. I. Morozova* [Prevention against the destruction of the spare parts of stoping equipment. Edited by V. I. Morozov]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 215 p.
10. Zaikov V. I., Berliavskii G. P. *Ekspluatatsiia gornykh mashin i oborudovaniia* [Mining machines and equipment exploitation]. Moscow, MSMU Publ., 2006. 257 p.
11. Ton V. V., Baronskaia E. I. [The criterion of the shearer cutters wear]. *Nauchnye soobshcheniia Akademii nauk SSSR – Scientific Reports of the USSR Academy of Sciences*, Moscow, IGD Publ., 1988, pp. 32–36.
12. Shprekher D. M. *Ustroistvo upravleniia elektroprivodom ochistnogo kombaina* [Controlling device for the shearer electric drive]. Patent RF, no. 169576, 2017.
13. Kostina M. S., Maslenko V. O., Kazakova E. I. [Automatic control over the winning machines in a profile of a bed]. *Avtomatizatsiia tekhnologichnikh ob’ektiv ta protsesiv. Poshuk molodikh* [Automation of technological objects and processes. Searching for young]. Donetsk, DonNTU Publ., 2004, pp. 450–452.
14. Dolinskii A. M. *Sposob avtomaticheskoi orientatsii ugledobyvaiushchikh kombainov i ustroistvo dlia ego osushchestvleniia* [The method of automatic orientation of coal mining machines and device for its realization]. Patent RF, no. 2130546, 1999.
15. Kotke Frank. *Sposob regulirovaniia vysoty rezaniia u ochistnykh kombainov s barabannym ispolnitel'nym organom* [The method of regulating the cutting height in shearers with drum-type executive body]. Patent RF, no. 2490452, 2013.

УДК 550.837 DOI: 10.21440/0536-1028-2018-1-115-119

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ЗОНДИРОВАНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ТРЕХЭЛЕКТРОДНОЙ УСТАНОВКОЙ AMN+NMA

ФЕДОРОВА О. И.

Рассматривается новая методика электрозондирований с применением комбинированной установки AMN+NMA, B→∞. Выполнены физическое моделирование зондирований над горизонтально расположенным параллелепипедом и математическое моделирование над шаром с использованием известной установки AMNB по методу вертикальных электрических зондирований и с применением новой установки. Моделирование показало, что предложенная методика зондирований имеет преимущества перед широко применяемым методом вертикальных электрических зондирований, а именно: в геоэлектрическом разрезе более четко оконтуриваются локальные неоднородности и особенно их нижние границы, краевые эффекты от неоднородности менее выражены. Приводятся результаты экспериментальных работ по изучению грунтовой плотины на крупном отстойнике Свердловской области. Комбинированным методом AMN+NMA фиксируются локальные проводящие неоднородности, по которым возможны утечки воды из отстойника. Экспериментальные исследования подтверждают перспективность новой методики зондирований в изучении неоднородных сред.

Ключевые слова: ***электрические зондирования; установка; геоэлектричекая неоднородность; электрическое сопротивление; краевые эффекты.***

В геофизической практике электрические зондирования на постоянном токе выполняют с применением различных установок. Чаще всего для изучения верхней части геологического разреза применяется метод вертикальных электрических зондирований (ВЭЗ) с использованием симметричной четырехэлектродной установки Шлюмберже или Венера, что позволяет для горизонтально-слоистых сред определять мощность и удельное сопротивление слоев.

Верхняя часть разреза наиболее подвержена интенсивным геологическим процессам, приводящим к нарушению слоистого залегания горных пород и образованию геологических неоднородностей. Неоднородности будут влиять на результаты электрозондирований. В некоторых случаях они являются геологическими «помехами». Приповерхностные неоднородности трансформируют кривую зондирования и вносят неверное представление о более глубинном строении среды. На малых глубинах могут возникать трудности при определении размеров геологических объектов из-за появления краевых эффектов от самих искомых объектов. Краевые эффекты также будут искажать общую структуру геоэлектричекого разреза.

Многими исследователями проводился анализ влияния неоднородностей на результаты элекрозондирований по методу ВЭЗ (А. Г. Яковлев, 1989; В. К. Хмелевской, В. А. Шевнин, 1994; I. N. Modin et al., 1994). В работе А. А. Бобачева и др. (1995) делаются выводы, что искажения на кривых зондирования зависят от типа элемента установки – подвижного (питающего) или неподвижного (приемного), проходящего над неоднородностью, – и от точки записи измеренного значения разности потенциалов.

Развитие методов электрических зондирований на постоянном токе идет в двух направлениях: совершенствование подходов интерпретации и разработка

Федорова Ольга Ивановна – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амундсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: fougeo@mail.ru

новых методик измерений. Для вертикальных электрических зондирований существуют программы 1D и 2D-инверсия полученных данных, которые сужают рамки эквивалентности решения обратной задачи. Тем не менее в сложных средах добиться однозначности решения невозможно. Также предлагаются новые технологии измерений, например такие, как методы томографии электросопротивления среды (Х. Шима), где чаще используют двухэлектродную установку АМ или дипольную осевую. В МГУ разработан метод сплошных электрических зондирований (СЭЗ), у которого много общего с томографией. По методике СЭЗ измерения проводят с использованием двухсторонней трехэлектродной установки *AMN*+*MNB*, $C\to\infty$. Отличительной особенностью СЭЗ является выделение анализа искажений от неоднородностей в отдельный этап с последующей 1D- и 2D-интерпретацией (А. А. Бобачев, М. Н. Марченко, И. Н. Модин, 1995). Точку записи в используемых установках относят к середине разноса. При такой методике зондирований между питающими и приемными электродами могут находиться геологические неоднородности, влияющие на электрическое поле в точке измерений и образующие краевые эффекты на разрезе кажущихся сопротивлений.

Для уменьшения искажающего влияния неоднородностей был предложен новый способ электрических зондирований с комбинированной установкой Гуммеля *AMN*+*NMA*, $B\to\infty$ (А. Ф. Шестаков, О. И. Федорова, 2016).

Моделирование электрозондирований с установкой AMN+NMA. В трехэлектродной установке Гуммеля *AMN* один питающий электрод *A* и два приемных *M* и *N* находятся на одной линии, второй питающий электрод *B* отнесен в бесконечность, причем электроды *A* и *N* находятся на равном расстоянии от центрального электрода *M*. Отметим, что установка Гуммеля применялась только для профилирования. Предлагается выполнять двойные измерения комбинированным способом *AMN*+*NMA*, $B\to\infty$. Крайние электроды при втором измерении меняются местами, т. е. питающий электрод *A* подключается к клемме *N* приемника, а приемный *N* соответственно к клемме *A* генератора тока. Зондирование осуществляется за счет перемещения крайних электродов на одинаковое расстояние от электрода *M*. Полученные данные обрабатываются путем расчета среднего кажущегося сопротивления $\rho_к^{ср} = \left(\rho_к^{AMN} + \rho_к^{NMA}\right)/2$ на каждом разносе, значения относятся к центральному электроду *M*.

Таким образом, при комбинированных измерениях *AMN*+*NMA* подсвечивается среда и измеряется разность потенциалов с двух сторон относительно центрального электрода, что значительно отличается от измерений электрического поля другими методиками. Сравним результаты электрозондирований с применением трехэлектродной установки *AMN*+*NMA* и симметричной установки *AMNB* (ВЭЗ) над локальными объектами, полученные математическим и физическим моделированием (О. И. Федорова, 2016).

Математическое моделирование электрозондирований провели над проводящим шаром $\rho_2/\rho_1 = 0{,}1$ (ρ_2 – сопротивление шара) радиуса *b*, помещенным в однородное полупространство. Разрезы кажущегося сопротивления $\rho_к/\rho_1$ построены для зондирований с установкой *AMN*+*NMA* от полуразноса $r/b = AM/b$, а по методике ВЭЗ – от $r/b = AB/2b$.

Верхняя кромка шара выделяется обеими установками. Слева и справа от шара в обоих случаях наблюдаются краевые эффекты сравнительно небольшой интенсивности (рис. 1, *а*, *в*). На разрезе $\rho_к/\rho_1$ при зондировании с применением установки *AMN*+*NMA* изолинии сопротивлений концентрируются внутри шара, они замкнуты, и ниже шара сопротивление близко к значению сопротивления

вмещающей среды (рис. 1, *в*). На разрезе ВЭЗ (рис. 1, *а*) изолинии не замкнуты и вытянуты вниз, создавая ложный аномальный эффект.

Результаты физического моделирования над параллелепипедом из нержавеющей стали (2 × 6 × 8 см), помещенным в бак с водой, схожи с теоретическими расчетами над шаром. При использовании метода вертикальных электрических зондирований краевые эффекты возникают в районе боковых сторон параллелепипеда в виде вытянутых аномалий повышенного сопротивления (рис. 1, *б*). Над самим объектом аномальная зона пониженного сопротивления также распространяется в глубь разреза. При использовании установки *AMN+NMA* аномалия находится в разрезе непосредственно на месте изучаемого объекта, имеются боковые эффекты меньшей интенсивности, чем при применении *AMNB* (рис. 1, *г*).

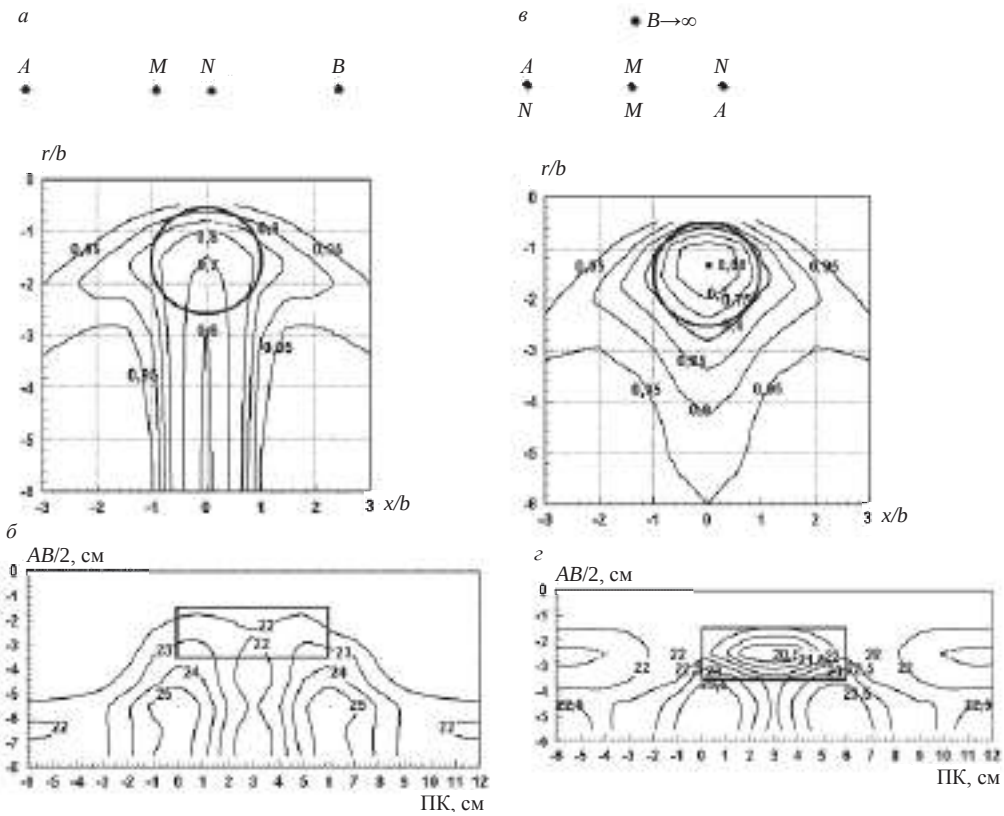


Рис. 1. Разрезы кажущихся сопротивлений $\rho_к/\rho_1$ над проводящим шаром и параллелепипедом: *а*, *б* – установка *AMNB*; *в*, *г* – установка *AMN+NMA*

В методе ВЭЗ при прохождении одного из питающих заземлений через параллелепипед возникают краевые эффекты над его боковыми гранями, которые создают аномалию, противоположную по сопротивлению самой неоднородности. Максимум аномалии наблюдается, когда приемные заземления *MN* находятся непосредственно над боковыми гранями. В методе *AMN+NMA*, за счет того что разносится не только питающее заземление *A*, но и приемное *N*, а потом они меняются местами, во-первых, увеличивается расстояние между приемными заземлениями *M* и *N*, во-вторых, полученные значения $\rho_к$ осредняются, что приводит к уменьшению интенсивности краевых эффектов.

Результаты экспериментальных исследований. Экспериментальные работы были проведены на искусственном грунтовом объекте – плотине, ограждающей

накопитель химических отходов. Плотина имеет протяженность 650 м, высоту 10–13 м и сложена песчано-глинистым материалом. Целью работы являлось изучение состояния насыпного грунтового материала и выявление мест утечек из водохранилища. Выполнены комбинированные зондирования установкой *AMN*+*NMA*, *B*→∞ с максимальным полуразносом 28 м и вертикальные электрические зондирования установкой *AMNB* (ВЭЗ), максимальный *AB*/2 = 50 м. Пункты зондирований размещались через 20 м. Измерения проводили электроразведочной аппаратурой ЭРА-ЗНАК.

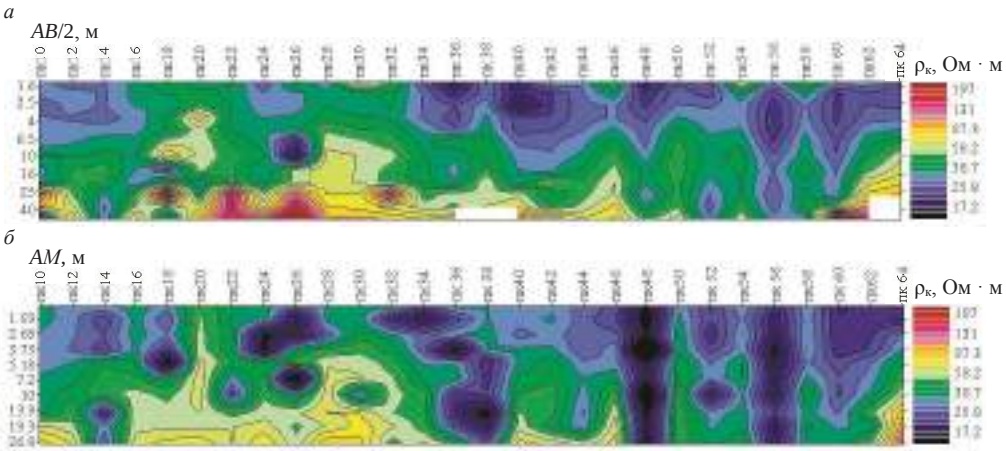


Рис. 2. Результаты электрических зондирований установками *AMNB* – *а* и *AMN*+*NMA* – *б*

Профиль проходил по верхнему бьефу плотины, который отсыпан глинисто-щебенистым материалом с большим содержанием крупного щебня, в связи с чем возникали трудности с заземлениями. Однако поскольку приемная линия *MN* (*NM*) по методу *AMN*+*NMA* увеличивается одновременно с разносом *AM* (*MA*), то измеряемый сигнал достаточно хорошо фиксируется без большого влияния помех. В методе ВЭЗ не всегда удавалось избежать влияния помех, что отражалось на качестве измерений. Разрез кажущихся сопротивлений построен от половины расстояния между крайними электродами *AN*/2 = *AM*. Значения вычисленных электросопротивлений относятся к центру установки, электроду *M* (*AMN*+*NMA*). Разрез $\rho_к$ по методу ВЭЗ строился от полуразноса *AB*/2.

На разрезах $\rho_к$ верхняя часть плотины имеет пониженные сопротивления за счет проникновения атмосферных осадков в местах разуплотнения грунта (рис. 2, *а*, *б*). В западной и центральной частях плотины при зондировании методом *AMN*+*NMA* довольно четко выделяются электропроводные локальные аномалии как на малых разносах, так и на разносах 7–10–15 м в районе подошвы плотины (рис. 2, *б*). На обоих разрезах наблюдаются вытянутые вглубь низкоомные аномалии (пикеты 48, 52, 56, 60), которые по методу *AMN*+*NMA* имеют минимальные значения кажущихся сопротивлений 10–17 Ом · м, что указывает на сильную обводненность грунта.

Результаты электрозондирований показали неоднородное состояние насыпного материала. В западной части полотна плотины комбинированным методом *AMN*+*NMA* фиксируются локальные проводящие неоднородности, по которым возможны утечки воды из отстойника. Наиболее обводнена восточная часть плотины. Электропроводные зоны здесь вытянуты от поверхности полотна до основания, имеют низкие сопротивления, что говорит о высокой проницаемости грунтового материала в аномальных зонах.

Таким образом, предложен способ электрических зондирований комбинированной установкой *AMN+NMA*, *B*→∞. Согласно физическому и математическому моделированию, данная методика зондирований имеет преимущества перед широко применяемым методом ВЭЗ, использующим симметричную установку *AMNB*: более четкое оконтуривание геоэлектрической неоднородности и особенно ее нижней границы; краевые эффекты от неоднородности менее выражены. Экспериментальные исследования подтверждают перспективность новой методики зондирований в изучении неоднородных сред.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бобачев А. А., Марченко М. Н., Модин И. Н., Перваго Е. В., Урусова А. В., Шевнин В. А. Новые подходы к электрическим зондированиям горизонтально-неоднородных сред // Физика Земли. 1995. № 12. С. 79–90.

2. Федорова О. И. Моделирование электрозондирований с установками AMNB и комбинированной трехэлектродной установкой AMN+NMA над локальными неоднородностями // Уральский геофизический вестник. 2016. № 2. С. 81–85.

3. Хмелевской В. К., Шевнин В. А. Электроразведка методом сопротивлений. М.: МГУ, 1994. 160 с.

4. Яковлев А. Г. Влияние геоэлектрических неоднородностей на результат электромагнитных зондирований: автореф. дис. … канд. физ.-мат. наук. М.: МГУ, 1989.

5. Способ геоэлектроразведки: пат. 2581768 Рос. Федерация. заявл. 25.11.2014; опубл. 20.04.2016. Бюл. № 11. 5 с.

6. Modin I. N., Pervago E. V., Shevnin V. A., et al. Distortions of VES data, caused by subsurface inhomogeneities: report, presented at EAEG 56th Annual Meeting. Austria, Vienna, June 6–10, 1994. 129 p.

7. Shima H. The effects on reconstructed images surounding resistivity structures in resistivity tomography: report, presented at 59th Annual Int. SEG Meeting. Dallas, 1989.

Поступила в редакцию 5 июня 2017 года

ELECTRICAL SOUNDINGS WITH COMBINED THREE-ELECTRODE PLANTING AMN+NMA

Fedorova O. I. – Institute of Geophysics, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: fougeo@mail.ru

The new technique of electrical sounding with combined planting AMN+NMA, B→∞ is considered. Sounding physical modeling is fulfilled by the example of the model of horizontal parallelepiped and mathematical modeling by the example of the model of a ball with the use of a known planting AMNB according to the method of vertical electrical sounding and the use of the new planting. Modeling has shown that the suggested methods of sounding have some advantages as compared to the widely used method of vertical electrical sounding, namely: in geoelectric section local inhomogeneities are delineated more clearly, especially their lower borders, whereas side effects from the inhomogeneity are less noticeable. The results of a natural experiment on the study of ground dam at a large settler for waste water in Sverdlovsk region are introduced. With the combined method AMN+NMA local inhomogeneities are fixed, along which leakage of water from the settler for waste water are possible. Natural experiments confirm the prospectivity of new methods of sounding in the study of inhomogeneous environment.

Key words: electrical sounding; planting; geoelectric inhomogeneity; electrical resistance; side effects.

REFERENCES

1. Bobachev A. A., Marchenko M. N., Modin I. N., Pervago E. V., Urusova A. V., Shevnin V. A. [New approaches to electrical sounding of the horizontally inhomogeneous media]. *Fizika Zemli – Physics of the Earth*, 1995, no. 12, pp. 79–90. (In Russ.)

2. Fedorova O. I. [Modeling of electrical soundings with plantings AMNB and combined three-electrode planting AMN+NMA above local inhomogeneities]. *Ural'skii geofizicheskii vestnik – Ural Geophysical Herald*, 2016, no. 2, pp. 81–85. (In Russ.)

3. Khmelevskoi V. K., Shevnin V. A. *Elektrorazvedka metodom soprotivlenii* [Electroprospecting by a method of resistance]. Moscow, MSU Publ., 1994. 160 p.

4. Iakovlev A. G. *Vliianie geoelektricheskikh neodnorodnostei na rezul'tat elektromagnitnykh zondirovanii. Avtoref. dis. ... kand. fiz.-mat. nauk* [Effects of geoelectric inhomogeneities on the result of electromagnetic soundings. Cand. phys.-math. sci. abstract of diss.]. Moscow, MSU Publ., 1989.

5. Shestakov A. F., Fedorova O. I. *Sposob geoelektrorazvedki* [Technique of geoelectroprospecting]. Patent RF, no. 2581768, 2014.

6. Modin I. N., Pervago E. V., Shevnin V. A., and others. Distortions of VES data, caused by subsurface inhomogeneities. Report, presented at EAEG 56th Annual Meeting, Austria, Vienna, Iune 6–10, 1994, pp. 129.

7. Shima H. The effects on reconstructed images surounding resistivity structures in resistivity tomography. Report, presented at 59th Annual Int. SEG Meeting, Dallas. 1989.

Р е д а к ц и я
Главный редактор М. В. Корнилков
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 30.01.2018. Дата выхода в свет 08.02.2018
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
11,2 усл. печ. л., 10,2 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6292
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://mj.ursmu.ru

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 1, 2018.