

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

2
2017



УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛНЕР 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., Технический университет УГМК, 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. Днепрпетровск, 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, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич

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

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов

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

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж

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

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич

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

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 2, 2017

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

<i>Белин В. А., Валиев Н. Г., Вернигор В. В., Жамьян Ж.</i> Добыча угля и влияние разных типов взрывчатых веществ на самовозгорание угольных масс	4
<i>Смирнов Э. В., Чернопазов Д. С., Секунцов А. И.</i> Технология последовательной выемки запасов сильвинитовых пластов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей	11
<i>Кузнецов Д. В., Косолапов А. И.</i> Относительная оценка трудности открытой разработки месторождений в суровых климатических условиях.....	17
<i>Михайлов А. В., Лопатюк А. О., Шишлянников Д. И.</i> Особенности процесса скоростного фрезерования торфяного массива.....	25

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Андрейко С. С., Лялина Т. А.</i> Исследования газовыделений из геологоразведочных скважин на Верхнекамском месторождении калийных солей.....	33
<i>Мислибаев И. Т., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б., Норматова М. Ж.</i> Уменьшение пылегазового загрязнения атмосферы при производстве массовых взрывов на карьерах	39

ДОБЫЧА НЕФТИ И ГАЗА

<i>Скоков В. В.</i> Генезис и химический состав рассолов Астраханского газоконденсатного месторождения, факторы возникновения и методы борьбы с рапопроявлением.....	44
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ И МОДЕЛИ

<i>Латышев О. Г., Франц В. В., Прищепа Д. В.</i> Моделирование и прогноз прочности при сдвиге горных пород по трещине.....	50
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

<i>Соловьев В. А., Антуков В. Н., Котляр Е. К.</i> Охрана крепи шахтных стволов в породах карналлитовой толщи	57
---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

<i>Жариков С. Н.</i> Взаимосвязь процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород	62
<i>Заиров Ш. Ш., Норматова М. Ж.</i> Разработка конструкции и параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов.....	68

ГОРНАЯ МЕХАНИКА

<i>Таугер В. М., Волков Е. Б., Холодников Ю. В.</i> Скиповая пневмоподъемная установка повышенной энергоэффективности	77
-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Лизункин В. М., Бабелло В. А., Лизункин М. В., Бейдин А. В.</i> Оценка деформируемости раздробленных скальных пород Стрельцовского рудного поля.....	84
---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

<i>Хопунов Э. А.</i> Роль поверхностно-активных веществ в разрушении руд при объемном деформировании.....	93
-----------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

<i>Вишнев В. С.</i> Использование поля токов электрической железной дороги для изучения геоэлектрического разреза	100
-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

<i>Кардапольцева В. Н.</i> Некоторые аспекты высшего образования в контексте современной культуры	106
---------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

ИНФОРМАЦИЯ. ХРОНИКА. РЕЦЕНЗИИ

Поздравляем с юбилеем Анатолия Григорьевича Протосеню.....	112
------------------------------------------------------------	-----

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

<i>Belin V. A., Valiev N. G., Vernigor V. V., Zham'ian Zh.</i> Coal production and the influence of various types of explosives on spontaneous combustion of coal.....	4
<i>Smirnov E. V., Chernopazov D. S., Sekuntsov A. I.</i> The technology of successive winning of silvinitic seams reserves in the conditions of Verkhnekamskoye deposit of potassium salts	11
<i>Kuznetsov D. V., Kosolapov A. I.</i> Relative estimation of opencast mining difficulty in severe weather conditions	17
<i>Mikhailov A. V., Lopatiuk A. O., Shishliannikov D. I.</i> Some peculiarities of peat massif high-speed milling process	25

MINING SAFETY

<i>Andreiko S. S., Lialina T. A.</i> The analysis of gas emission out of geologic prospecting wells at Verkhnekamskoye deposit of potassium salts	33
<i>Mislibaev I. T., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B., Normatova M. Zh.</i> Reduction of dust and gas pollution of the atmosphere under the production of bulk explosions at open pits.....	39

OIL AND GAS EXTRACTION

<i>Skokov V. V.</i> Genesis and chemical composition of brines at Astrakhan GCF, origin factors, and methods of controlling brine manifestation	44
-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

GEOINFORMATIONAL SYSTEMS AND MODELS

<i>Latyshev O. G., Frants V. V., Prishchepa D. V.</i> Modeling and the forecast of rock strength at the shift of rocks along the fissure.....	50
-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

<i>Solov'ev V. A., Aptukov V. N., Kotliar E. K.</i> Protection of shaft supports in the rocks of carnallite rock mass	57
-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

<i>Zharikov S. N.</i> The interrelation of roller-bit drilling and blasting destruction of a rock massif.....	62
<i>Zairov Sh. Sh., Normatova M. Zh.</i> The development of constructions and parameters of blasthole charges of explosives under smoothwall blasting to get stable benches slopes.....	68

MINING MECHANICAL ENGINEERING

<i>Tauger V. M., Volkov E. B., Kholodnikov Iu. V.</i> Skip pneumowinding plant with advanced energy efficiency	77
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

<i>Lizunkin V. M., Babello V. A., Lizunkin M. V., Beidin A. V.</i> The estimation of deformability of crushed hard rocks at Streltsovsky ore field.....	84
<i>Khopunov E. A.</i> The role of surface-active substances in ore destruction under dimensional deformation	93

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

<i>Vishnev V. S.</i> Regarding the use of the field of electric railway currents to study geoelectric section.....	100
--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

HIGHER MINING EDUCATION

<i>Kardapol'tseva V. N.</i> Some aspects of higher education in the context of modern culture	106
-----------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

INFORMATION. CHRONICLES. REVIEWS

Happy Anniversary, Anatolii Grigor'evich Protosenia.....	112
----------------------------------------------------------	-----

**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)**

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 622.235

ДОБЫЧА УГЛЯ И ВЛИЯНИЕ РАЗНЫХ ТИПОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА САМОВОЗГОРАНИЕ УГОЛЬНЫХ МАСС

БЕЛИН В. А., ВАЛИЕВ Н. Г., ВЕРНИГОР В. В., ЖАМЬЯН Ж.

В реальных условиях ведения взрывных работ состав продуктов взрыва весьма разнообразен и сильно отличается от идеальных условий. Продукты детонации – химически более активные, чем кислород воздуха – могут вступать во взаимодействие с породой, в частности с углем, находящимся в активированном состоянии. При этом возрастает вероятность возгорания угля. К подобному результату приводит и наличие продуктов неполного окисления горючих добавок или тринитротолуола, которые также обладают повышенной химической активностью. Результаты наблюдений и исследований в разные периоды отработки угольных месторождений Монголии показывают, что пожары наиболее часто возникают в блоках угольного уступа в горной массе, отработанной с применением БВР. При рыхлении пород взрывом время инкубационного периода угольных масс до воспламенения меньше, чем при разработке без использования буровзрывных работ. Переход на угольных разрезах Монголии на применение гранулированных крупнодисперсных взрывчатых веществ привел к созданию разбалансированной по кислородному балансу системы и выделению при взрыве большого количества окислов азота. Широкое применение смесей типа АСДТ в 2005–2015 гг. спровоцировало массовые случаи самовозгорания угля и техногенные пожары, что в свою очередь привело к повышенной опасности отработки угольных месторождений. Исследования, проведенные авторами, позволили создать для условий Монголии специальную технологию изготовления и применения аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, которые имеют сбалансированный состав и при взрыве выделяют минимальное количество ядовитых продуктов, вызывающих ускоренное самовозгорание угля. Применение разработанной технологии изготовления смесей АСДТ практически исключает самовозгорание угля после взрыва.

Ключевые слова: уголь; аммиачная селитра; взрывчатые вещества; возгораемость; эндогенный пожар; детонация.

Добыча угля неразрывно связана с применением взрывных работ. Используемые разные типы взрывчатых веществ (ВВ) могут отличаться как составом компонентов, так и детонационными характеристиками. В реальных условиях ведения взрывных работ состав продуктов взрыва весьма разнообразен и сильно отличается от идеальных условий. Окислы азота могут быть представлены во всех возможных формах с разной степенью восстановления азота от значения +5 до нулевого, соот-

Белин Владимир Арнольдович – доктор технических наук, профессор кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля. 119049, г. Москва, Ленинский просп., 4, Горный институт НИТУ МИСиС. E-mail: bvamggu@mail.ru

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

Вернигор Владимир Владимирович – студент кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля. 119049, г. Москва, Ленинский просп., 4, Горный институт НИТУ МИСиС. E-mail: Vovrsoroc@ua.ru

Жамьян Жижиг – генеральный директор. 660025, г. Красноярск, ул. Семафорная, 289, оф. 70, Монголо-российская компания «Монмаг». E-mail: savmon@inbox.ru

ветствующего нейтральному и наиболее устойчивому состоянию азота N_2 . Важно отметить, что все продукты неполного превращения, такие как окислы азота, отличаются высокой химической активностью и при контакте с окружающей средой вступают в химические реакции с преобразованием одного состояния в другое [1]. Например, при взрывании в лабораторных условиях в вакуумированном сосуде (бомбе Бихеля) [2] образуется бесцветная моноокись азота NO , которая при контакте с воздухом переходит в окрашенные окислы: азотистый ангидрид N_2O_3 , двуокись азота NO_2 , четырехокись азота N_2O_4 . В шахтных условиях образуются одновременно и примерно в равных количествах NO_2 и NO . Моноокись азота может сохраняться в разрыхленной породе в течение довольно долгого времени и постепенно переходит в двуокись. Двуокись азота легко растворяется в воде с образованием азотистой кислоты. Эти соединения, химически более активные, чем кислород воздуха, могут вступать во взаимодействие с породой, в частности с углем, находящимся в активированном состоянии. При этом увеличивается вероятность возгорания угля. К подобному результату приводит и наличие продуктов неполного окисления горючих добавок или тринитротолуола (ТНТ), которые также обладают повышенной химической активностью.

Таким образом, одной из причин образования токсичных газов – окиси углерода и окислов азота – является избыток или недостаток кислорода в составе ВВ. Однако и ВВ с близким к нулевому кислородным балансом также образуют при взрыве некоторое количество ядовитых газов. Так, хорошо изготовленный аммонит 6ЖВ в патронах диаметром от 32 до 36 мм образует при взрыве около 30 л/кг окиси углерода и до 5 л/кг окислов азота. Наличие этих газов в продуктах взрыва ВВ с нулевым кислородным балансом является следствием того, что окислы азота, первоначально образовавшиеся при взрывном разложении селитры, и окись углерода, образовавшаяся при разложении тротила и других нитросоединений, при быстром охлаждении продуктов взрыва не успевают полностью прореагировать между собой с образованием нетоксичной двуокиси углерода, часть веществ остается в первоначальном виде. Процесс образования продуктов неполного превращения ВВ по описанному механизму становится более интенсивным при уменьшении однородности смеси, в частности в смесях АС + ТНТ (АС – аммиачная селитра) при увеличении размера частиц АС и ТНТ, т. е. при переходе от тонкодисперсных систем к крупнодисперсным.

Описанный механизм образования ядовитых газов позволяет объяснить зависимость этого процесса от качества изготовления смесового ВВ, диаметра патронов, величины инициирующего импульса, дисперсности ВВ и других факторов, влияющих на полноту химических реакций при взрыве, а также зависимость образования продуктов взрыва от свойств взрываемых горных пород. Так, по данным Б. Я. Светлова [3], в лабораторных условиях крупнодисперсный аммонит 6ЖВ (размер частиц от 0,2 до 0,5 мм) образовывал почти в пять раз больше окислов азота, чем тонкодисперсный (размер частиц менее 0,2 мм). Им же установлено, что некоторые вещества способны снижать образование ядовитых газов при взрыве ВВ, каталитически воздействуя на вторичные реакции в продуктах взрыва с участием окислов азота. Свойства горных пород также могут влиять на конечный состав продуктов взрыва: химическое воздействие вещества породы на продукты реакции, их связывание или растворение (грунтовыми водами), физическое воздействие на процесс охлаждения газов, закалку и установление ложного равновесия в охлажденных газах. В связи с этим Б. Д. Росси [4] предложил классифицировать горные породы по признаку их влияния на образование ядовитых газов при взрыве ВВ. К группе I отнесены апатиты, нефелины, калийные руды, молибденовые руды, некоторые медные и полиметаллические руды, при взрывании которых аммонитом 6ЖВ коли-

чество ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода (для окислов азота переводной коэффициент равен 6,5) составляет менее 40 л/кг ВВ. К группе II отнесены угли и вмещающие породы, свинцово-цинковые, мармитовые железные и золотоносные руды, в которых аммонит бЖВ образует при взрыве от 40 до 100 л/кг ядовитых газов. К группе III отнесены джеспилитовые железные руды, в которых образуется более 100 л/кг ядовитых газов. Естественно предположить, что породы, характерные для угольных месторождений, особенно сам уголь, склонные к возгоранию, будут еще более «активными» по способности к взаимодействию с продуктами взрыва.

В связи с сильным влиянием свойств горных пород на образование ядовитых газов при взрывах нет единой нормы по этому показателю для разных ВВ, но соблюдается правило, что в одинаковых условиях взрывания каждое новое ВВ, предназначенное для работ на угольных месторождениях, должно выделять при взрыве ядовитых газов в расчете на один килограмм не больше, чем аммонит бЖВ, принимаемый за эталон.

Результаты наблюдений и исследований в разные периоды отработки угольных месторождений, в том числе на разрезе «Шарыngoл» (Монголия), показывают, что пожары наиболее часто возникают в блоках угольного уступа в горной массе, отработанной с применением буровзрывных работ (БВР). В реальных условиях это проявляется в том, что при рыхлении пород взрывом наблюдается уменьшение времени инкубационного периода угольных масс до воспламенения по сравнению с разработкой месторождения без использования БВР.

Самовозгорание угля (эндогенный пожар) – это физико-электрохимический процесс, приводящий к возгоранию скоплений угля и углесодержащих пород вследствие того, что выделение тепла превышает теплоотдачу в окружающую среду. Соответственно, эндогенная пожароопасность – это совокупность природных свойств угля и углесодержащих пород, геологических и горнотехнических условий, а также климатических факторов, которые обуславливают потенциальную возможность возникновения эндогенных пожаров по истечении инкубационного периода.

Потенциально пожароопасные участки – это технологические объекты по добыче и хранению угля, которые характеризуются наиболее благоприятными условиями для протекания процессов самонагрева, самовозгорания, возгорания от внешних тепловых источников и распространения открытых пожаров.

Возгорания и пожары на объектах добычи и переработки угля приводят к существенному повышению опасности горных работ и негативному воздействию на окружающую среду: увеличению загрязнения атмосферы разрезов и близлежащих территорий, в том числе жилых поселков. Источниками опасности и загрязнений являются продукты горения – не только механические взвеси (сажа), но также отравляющие и токсичные вещества (окись углерода, сернистый газ, углеводороды различного строения, включая соединения с бензольными образованиями, и др.). Возгорание угля и возникновение очагов пожара приводит к резкому изменению режима работы объекта по условиям безопасности по целому ряду параметров: утрата угля, возможность распространения пожара на оборудование и технику, воздействие на экологическую обстановку и т. д. В итоге это требует дополнительных материально-технических и трудовых затрат, связанных с тушением пожара и восстановлением нормальной работы объекта.

На практике часто встречаются такие случаи, когда часть объема подготовленного к выемке блока остается на долгое время неотработанной. За счет этого создаются благоприятные условия для самовозгорания, так как угольная масса, имеющая высокую активность окисления под действием многочисленных внешних и

внутренних факторов (бурение, взрывание и т. д.), предполагающих разрушение исходной структуры вещества, вплоть до разрушения отдельных связей в молекулах, находится в состоянии выдержки в течение времени, превышающего инкубационный период.

Известно, что лишь рациональное и согласованное проведение технологических и профилактических мероприятий по предупреждению самовозгорания угля в забоях и на добычных уступах приводит к существенному результату. Независимое их осуществление не позволит этого достичь.

Высоких результатов при отработке углей, склонных к самовозгоранию, можно достичь путем рационального определения объема готовых к выемке запасов, который зависит от изменения условий работы экскаваторов и инкубационного времени, а также выбора профилактических мер.

Как уже отмечалось, склонность угля к самовозгоранию зависит от величины и активности его адсорбирующей поверхности, которая обусловлена первичными факторами генезиса: составом растительного материала, первоначальными условиями накопления и разложения материнского вещества, характером метаморфизма. Эти параметры являются характеристикой угля данного месторождения и в процессе добычных работ не меняются. Изменяющимися при разработке данного месторождения являются климатические условия и их вариации в разные времена года, но в большей степени – способы и режимы ведения горных работ, включая буровзрывные работы.

Угли разных месторождений Монголии при разработке проектов их освоения, а также в процессе эксплуатации подвергнуты систематическому анализу с точки зрения опасности по склонности к возгоранию [5]. В результате многолетних наблюдений установлено, что все они склонны к самовозгоранию. К наиболее опасным по показателю активности самовозгорания относятся угли Шарынгольского, Баганурского и Талбулагского месторождений.

На практике степень опасности угля по возгоранию оценивается по длительности инкубационного периода [6]. Для угля разреза «Шарыngoл» инкубационный период, по данным наблюдений технических служб, составляет 1–2 месяца, а зачастую меньше 2–3 недель. Именно такие колебания и аномалии позволяют производить оценку влияния различных факторов на возгорание угля и возникновение аварийных ситуаций.

Наблюдения свидетельствуют о наибольшей вероятности возникновения пожаров на угольных разрезах Шарынгольского и Баганурского месторождений в весенне-летний период года [7]. Проведенные исследования показали [8], что среднее время от момента взрыва до отгрузки взорванного угля потребителям не превышает 2 месяцев. Как правило, за такой период не происходит самовозгорания угольных массивов, разрабатываемых механическим способом. Однако при добыче угля с применением БВР инкубационный период сокращается и может составлять от 2 месяцев до 2–3 недель. Такой разброс объясняется генезисом месторождения и воздействием взрывчатых веществ на разрыхленные массы угля. Для выявления влияния взрывных работ на самовозгорание угольных масс авторами в течение долгого времени проводились специальные исследования.

На угольном разрезе «Шарыngoл» проектом (1972–1979 гг.) было предусмотрено применение аммонита БЖВ как в патронированном, так и в рассыпном виде в скважинах диаметром 150–160 мм в целом по разрезу и 200–213 мм на вскрышных работах. Такая схема использовалась до начала 1980-х годов. Например, в 1973 г. на разрезе было подготовлено к выемке с использованием БВР около 2,2 млн м³ (не менее 50 % от общего объема) вскрышных пород и около 300 тыс. т угля (26 %) с удельным расходом ВВ (аммонит БЖВ) по угляю 0,3–0,45 кг/м³.

Естественно, что комплекс работ по совершенствованию БВР в названный период времени соответствовал существующему на тот момент уровню развития технологий и горной техники [9]. При этом случаи возгорания угля носили незначительный случайный характер.

Более значимыми и в последующем реализованными в Монголии явились результаты по экспериментальной проверке эффективности применения на угольных разрезах гранулированных тротилсодержащих ВВ (ГВВ) заводского изготовления. Применяемый ассортимент включал гранулотол и граммониты с разным содержанием тротила. Отличительными особенностями этих составов являются отрицательный кислородный баланс [10] и выделение при взрыве окислов углерода. Преимущества ГВВ по сравнению с порошкообразным аммонитом БЖВ определяются возможностью увеличения плотности насыпного заряда в скважине с 0,7–0,8 г/см³ для аммонита и практически 0,9–1,0 г/см³ для ГВВ с соответствующим увеличением количества ВВ и запаса энергии на единицу длины скважины. Итогом выполненной замены ВВ является расширение сетки скважин, уменьшение затрат на приобретение ВВ, и, что не менее важно, обеспечение возможности применения средств механизированной переработки и заряжания ВВ. Однако применение ВВ этого типа привело к многочисленным случаям самовозгорания угля после взрыва [11].

Следует особо отметить, что в этот период времени на разрезах Монголии были начаты работы по экспериментальной оценке возможности применения смесевых ВВ на основе аммиачной селитры и дизельного топлива типа АСДТ (игданита), изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях. Однако при этом следует особо отметить, что использование ВВ новых разновидностей, особенно в виде крупнодисперсных смесей на основе АС, в гранулированном состоянии может и должно осуществляться только с учетом специфики разрабатываемого угля (его склонности к самовозгоранию) и опасности возникновения эндогенных пожаров. Смесей типа АСДТ существенно дешевле гранулированных тротилсодержащих ВВ, но их изготовление из аммиачной селитры с деградацией гранул приводит к созданию разбалансированной по кислородному балансу системе и выделению при взрыве большого количества окислов азота. Широкое применение смесей типа АСДТ в 2005–2015 гг. спровоцировало массовые случаи самовозгорания угля и техногенные пожары, что в свою очередь привело к повышенной опасности отработки угольных месторождений.

Исследования, проведенные авторами, позволили создать для условий Монголии специальную технологию изготовления и применения аммиачно-селитренных ВВ, которые имеют сбалансированный состав и при взрыве выделяют минимальное количество ядовитых продуктов, вызывающих ускоренное самовозгорание угля [12]. Данная технология успешно внедрена на разрезе «Баганур» в 2011 г., в результате чего были практически исключены случаи самовозгорания углей. Для сравнения, на угольном разрезе «Шарынгол», где не используется новая технология изготовления ВВ, ежегодно происходят самовозгорания от 350 до 950 тыс. т угля.

В заключение необходимо отметить, что отработка месторождений угля, склонного к самовозгоранию, требует учета природных факторов, горно-геологических условий и генезиса месторождения, а также применения соответствующих взрывчатых веществ и технологий взрывания.

Применение разработанной технологии изготовления смесей АСДТ практически исключает самовозгорание углей после взрыва, что существенно повышает эффективность и безопасность добычи угля на разрезах Монголии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дубнов Л. В., Бахареvич Н. С., Романов А. И. Промышленные взрывчатые вещества. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1988. 358 с.
2. Atsumi Miyake, Keiya Takahara, Terushige Ogawa. Influence of physical properties of ammonium nitrate on the detonation behaviour of anfo // *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*. 2001. Vol. 14(6). P. 533–538.
3. Светлов Б. Я., Еременко Н. Е. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ. М.: Недра, 1973. 208 с.
4. Бостанжогло К. Ф., Росси Б. Д. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества. М.: Оборонгиз, 1940. 136 с.
5. Жамьян Ж. Опыт и особенности применения аммиачно-селитренных взрывчатых веществ в Монголии // *Взрывное дело: сб. трудов*. М.: МГГУ, 1999. С. 255–259.
6. Старшинов А. В., Овян А. И., Фадеев В. Ю. Некоторые принципиальные основы и технические особенности применения АС в смесевых ВВ // *Взрывное дело: сб. трудов*. М.: МГГУ, 1998. С. 147–154.
7. Геология Монгольской народной Республики. В 3 т. / под ред. Н. А. Маринова. М.: Недра, 1973.
8. Старшинов А. В., Жамьян Ж., Фадеев В. Ю. Особенности сырьевой базы для изготовления взрывчатых веществ на местах применения в странах СНГ и Монголии // *Горное дело в Казахстане: сб. трудов Первой межд. науч.-практ. конф.* Алма-Ата, РИО ВАК РК, 2000. С. 234–236.
9. Жамьян Ж., Кутузов Б. Н., Старшинов А. В. Опыт производства и применения взрывчатых материалов на карьерах Монголии // *Горный журнал*. 2000. № 8. С. 31–34.
10. Finger M., Helm F., Lee E. and others. Characterization of commercial, composite explosives // *Proc. XIth Symp. (Int.) on detonation, USA*, 1976. P. 1–11.
11. Додух В. Г., Старшинов А. В., Черниловский А. М. Влияние типа и свойств аммиачной селитры на взрывчатые характеристики сыпучих смесевых ВВ // *Проблемы взрывного дела: сб. трудов*. М.: Изд-во МГГУ, 2002. С. 132–139.
12. Гидаспов Б. В., Жамьян Ж., Старшинов А. В. и др. Влияние типа и свойств аммиачной селитры на взрывчатые характеристики сыпучих смесевых ВВ // *Информационный бюллетень НОИВ*. 2002. № 3. С. 35–37.

Поступила в редакцию 12 января 2017 года

COAL PRODUCTION AND THE INFLUENCE OF VARIOUS TYPES OF EXPLOSIVES ON SPONTANEOUS COMBUSTION OF COAL

Belin V. A. – Mining Institute, NUST MISIS, Moscow, the Russian Federation. E-mail: bvamggu@mail.ru
Valiev N. G. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gtf.gd@m.ursmu.ru
Vernigor V. V. – Mining Institute, NUST MISIS, Moscow, the Russian Federation. E-mail: Vovrsoroc@ya.ru
Zham'ian Zh. – “Inonmag” Mongolian and Russian Joint Venture Company, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: savmon@inbox.ru

Within the real conditions of blasting operations the content of explosion products is diverse and differs significantly from the ideal conditions. Detonation products are chemically more active than aerial oxygen, and they can work with the rock, coal in particular, which is in active condition. At that, coal combustion possibility rises. The presence of the products of partial oxidation of combustible additives and trinitrotoluene, which also possess higher chemical activity, also leads to the similar result. Investigation and observation results in various periods of coal deposits development in Mongolia show that fires more frequently develop in blocks of coal bench in the rock mass, which has been mined with drilling and blasting operations. Under rock loosening with a blast, the time of incubation period of coal masses to combustion is shorter as compared to mining without using drilling and blasting operations. The transfer to the use of granulated coarsely dispersed explosives at the opencast coal mines of Mongolia has led to the development of unbalanced according to the oxygen balance system and the emission of a great deal of nitrogen oxides at the time of the explosion. The wide use of mixtures of ANFO type in the period of 2005 to 2015 has led to massive cases of spontaneous coal combustion and technogenic fires, which therefore has led to a higher risk of coal deposits exploitation. Investigations fulfilled by the authors allowed creating for Mongolia conditions special technology of producing and using ammonium nitrate explosives, which possess balanced composition and evolve minimum quantity of poisonous products during the explosion, which cause accelerated spontaneous coal combustion. The use of the developed technology of ANFO mixtures production almost eliminates spontaneous coal combustion after the explosion.

Key words: coal; ammonium nitrate; explosives; combustion; endogenous fire; detonation.

REFERENCES

1. Dubnov L. V., Bakharevich N. S., Romanov A. I. *Promyshlennyye vzryvchatyye veshchestva*. [Industrial explosives]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 358 p.
2. Atsumi Miyake, Keiya Takahara, Terushige Ogawa. Influence of physical properties of ammonium nitrate on the detonation behaviour of anfo. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*, 2001, vol. 14(6), pp. 533–538.
3. Svetlov B. Ia., Eremenko N. E. *Teoriya i svoystva promyshlennykh vzryvchatykh veshchestv* [Theory and properties of industrial explosives]. Moscow, Nedra Publ., 1973. 208 p.

4. Bostanzhoglo K. F., Rossi B. D. *Ammiachno-selitrennyye vzryvchatye veshchestva* [Ammonium nitrate explosives]. Moscow, Oborongiz Publ., 1940. 136 p.
 5. Zham'ian Zh. [Experience and peculiarities of ammonium nitrate explosives use in Mongolia]. *Vzryvnoe delo: sb. trudov* [Collective works "Blasting work"]. Moscow, MSMU Publ., 1999, pp. 255–259. (In Russ.)
 6. Starshinov A. V., Ovian A. I., Fadeev V. Iu. [Some basic foundations and technical peculiarities of the use of ammonium nitrate in mixed explosives]. *Vzryvnoe delo: sb. trudov* [Collective works "Blasting work"]. Moscow, MSMU Publ., 1998, pp. 147–154. (In Russ.)
 7. *Geologiya Mongol'skoi narodnoi Respubliki. V 3 t. Pod red. N. A. Marinova* [Geology of the Mongolia People's Republic. In 3 vol. Edited by N. A. Marinov]. Moscow, Nedra Publ., 1973.
 8. Starshinov A. V., Zham'ian Zh., Fadeev V. Iu. [Peculiarities of the raw material base for the on-site manufacture of explosives in CIS and Mongolia]. *Gornoe delo v Kazakhstane: sb. trudov Pervoi mezhd. nauch.-prakt. konf.* [Proc. of the 1st Int. Sci.-to Pract. Conf. "Mining in Kazakhstan"]. Alma-Ata, RIO VAK RK Publ., 2000, pp. 234–236. (In Russ.)
 9. Zham'ian Zh., Kutuzov B. N., Starshinov A. V. [Experience of producing and using explosives at the open pits of Mongolia]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2000, no. 8, pp. 31–34. (In Russ.)
 10. Finger M., Helm F., Lee E. and others. Characterization of commercial, composite explosives. Proc. 11th Symp. (Int.) on Detonation, USA, 1976. pp. 1–11.
 11. Dodukh V. G., Starshinov A. V., Chernilovskii A. M. [The influence of the type and properties of ammonium nitrate on explosive characteristics of loose and mixed explosives]. *Problemy vzryvnogo dela: sb. trudov* [Collective works "The problems of blasting work"]. Moscow, Izd-vo MSMU Publ., 2002, pp. 132–139. (In Russ.)
 12. Gidasov B. V., Zham'ian Zh., Starshinov A. V. and others. [The influence of the type and properties of ammonium nitrate on explosive characteristics of loose and mixed explosives]. *Informatsionnyi biulleten' NOIV – The News Bulletin of the National Organization of Explosives Engineers*, 2002, no. 3, pp. 35–37. (In Russ.)
-

УДК 622.232

ТЕХНОЛОГИЯ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ СИЛЬВИНИТОВЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ВЕРХНЕКАМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

СМИРНОВ Э. В., ЧЕРНОПАЗОВ Д. С., СЕКУНЦОВ А. И.

В статье предложен и обоснован способ разработки калийных пластов в условиях Верхнекамского месторождения. Как показывает опыт разработки месторождения, участки с ускоренными оседаниями земной поверхности, которые представляют опасность нарушения сплошности водозащитной толщи, формируются в ряде случаев в результате разрушения технологического междупластья при отработке двух и более пластов без закладки очистных пустот. В связи с этим разработана технология выемки запасов, применение которой позволит исключить влияние технологического междупластья на процесс погашения очистных пустот за счет своевременного заполнения отработанных камер закладкой. Реализация данной технологии позволит обеспечить безопасную разработку калийных солей на Верхнекамском месторождении, а также с большей достоверностью прогнозировать развитие процесса оседания на подрабатываемых площадях.

Ключевые слова: Верхнекамское месторождение калийных солей; камерная система разработки; разрушение технологического междупластья; оседания земной поверхности; закладка.

Разработка Верхнекамского месторождения калийных и калийно-магниевого солей, начатая в 1934 г., ведется подземным способом с применением камерной системы разработки с оставлением ленточных междуканальных целиков. Такой подход обусловлен сложными гидрологическими условиями месторождения, требующими оставления сплошного водоупора, которым служит покровная каменная соль и верхняя часть продуктивной толщи. Сохранение пород водозащитной толщи при ведении горных работ обеспечивается ограничением возможных деформаций от процесса погашения очистных пустот.

Продуктивная толща месторождения представлена богатыми по содержанию полезного вещества пластами сильвинита и карналлита, переслаивающимися пластами каменной соли. К промышленным пластам в зависимости от качественного состава (содержания полезного вещества, нерастворимого остатка) и мощности относят три пласта – В, АБ и Красный II.

На месторождении реализуется преимущественно отдельная выемка промышленных пластов с оставлением технологического междупластья. К основным технологическим условиям выемки пластов, определяющим параметры системы разработки, относятся:

– ограничение минимальной ширины междуканальных целиков в соответствии с требованием, накладываемым на степень их нагружения C , в стандартных горно-геологических условиях $C \leq 0,4$ (Указания по защите рудников от затопле-

Смирнов Эдуард Владимирович – заместитель технического директора по горным работам. 618426, г. Березники Пермского края, ул. Пятилетки, 63, ПАО «Уралкалий». E-mail: Eduard.Smirnov@uralkali.com

Чернопазов Дмитрий Сергеевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией геодинамической безопасности. 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94, АО «Галургия». E-mail: Chernopazov.Dmitry@gallurgy.ru

Секунцов Андрей Игоревич – кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории геодинамической безопасности. 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94, АО «Галургия». E-mail: Sekuntsov.Andrey@gallurgy.ru

ния и охране подрабатываемых объектов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей. Изд-во ГИ УрО РАН, 2008);

– параметры системы разработки должны удовлетворять условию ограничения фактического прогиба его допустимым значением на расчетный период 200 лет.

При раздельной выемке важнейшей характеристикой является условие сближенности, определяющее взаимное влияние конструктивных элементов системы разработки различных пластов.

При отработке сближенных пластов в рамках Указаний по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей принимается допустимое значение расчетной мощности технологического междупластья $m_r \geq 1,5$ м.

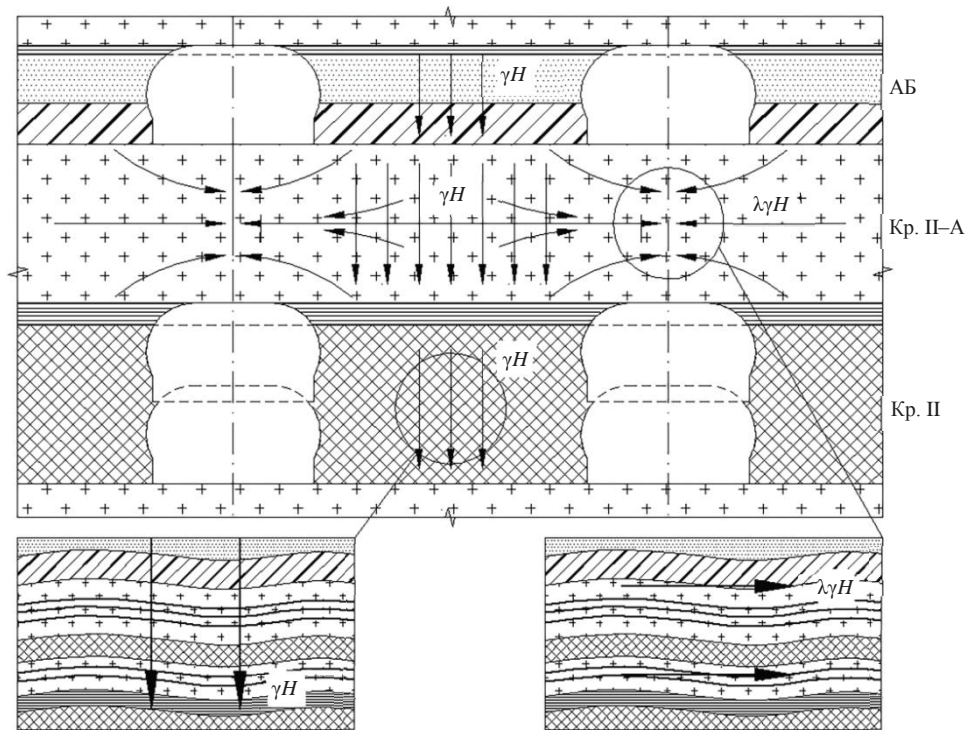


Рис. 1. Принципиальная схема распределения горного давления в конструктивных элементах системы разработки

Вместе с тем несущая способность технологического междупластья фактически может быть ниже несущей способности междукамерных целиков в связи с тем, что в целиках нагрузка направлена поперек слоистости (рис. 1). Такое условие с учетом мелкослоистой структуры соляных пород продуктивной толщи приводит к более активному расслоению пород междупластья по сравнению с породами междукамерных целиков.

Основной риск при этом состоит в разрушении пород междупластья в срок, при котором не происходит потери устойчивости междукамерных целиков, что определяет формирование нового объединенного междукамерного целика, режим нагружения и деформирования которого будет существенно отличаться от режима нагружения и деформирования оставленных при отработке целиков. В этом случае погашение очистных пустот может происходить с большей интенсивностью с формированием повышенных скоростей деформирования пород подрабатываемой толщи, что определяет риск нарушения их сплошности.

Раздельная выемка промышленных пластов с формированием технологического междупластья реализуется с большей эффективностью ведения горных работ по сравнению с совместной выемкой, подразумевающей отработку пустых пород междупластья.

Исключение опасного влияния технологического междупластья возможно за счет своевременного погашения очистных пустот подрабатываемого либо надрабатываемого пласта или же за счет применения однопластовой системы разработки.

С учетом того что однопластовая система разработки подразумевает значительный объем потерь в недрах, предлагается технология, которая представляет собой последовательность отработки сильвинитовых пластов с отработкой каждого следующего пласта после погашения очистных пустот предыдущего в отработке пласта закладкой с максимальной степенью заполнения (рис. 2).

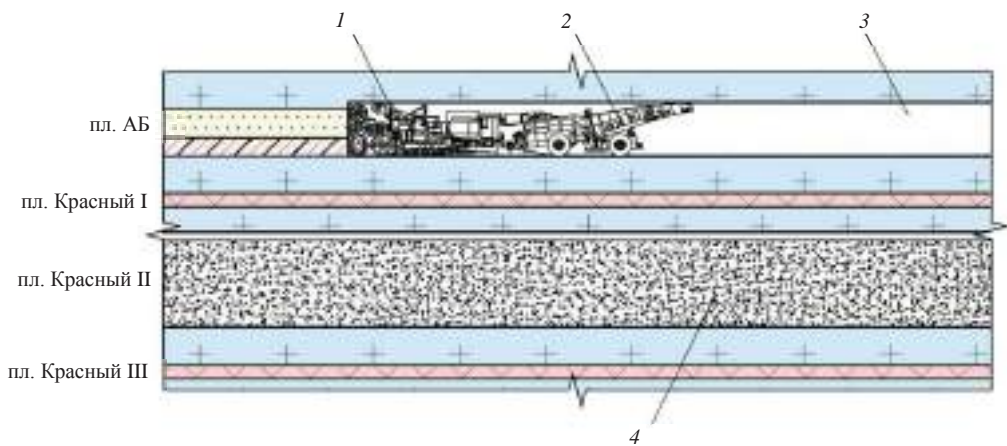


Рис. 2. Принципиальная схема последовательной выемки двух сближенных сильвинитовых пластов:

1 – проходческо-очистной комбайн; 2 – бункер-перегрузатель; 3 – отработываемая очистная камера; 4 – заложенная камера

В настоящее время по требованиям *Указаний по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей* отработка сближенных пластов на месторождении происходит исключительно в нисходящем порядке. При этом погашение очистных пустот верхнего пласта при отработке двух и более пластов до начала его подработки при нисходящем порядке отработки создает риск выпадения междупластья с закладочным массивом в камеру нижнего пласта.

Восходящая отработка при условии погашения пустот очистных камер нижнего пласта закладкой до начала надработки исключает риск вывала закладки в очистное пространство нижнего пласта. При этом надработка по верхнему пласту будет производиться над уже погашенными камерами, исключая риск и последствия потери устойчивости междупластья. Кроме того, такой порядок отработки наиболее благоприятен при использовании гидрозакладки – в этом случае при дренаже рассолов исключается их попадание в рабочую зону комбайна.

Для минимизации негативного влияния горного давления на породы геологического междупластья выемка запасов сильвинитовых пластов производится в следующем порядке (рис. 3, 4):

– выполнение подготовительных работ на отработываемых пластах;

- выемка запасов нижнего пласта;
- закладка очистных пустот нижнего пласта из закладочных штреков, пройденных по верхнему пласту;
- отработка запасов верхнего пласта;
- закладка очистных пустот верхнего пласта.

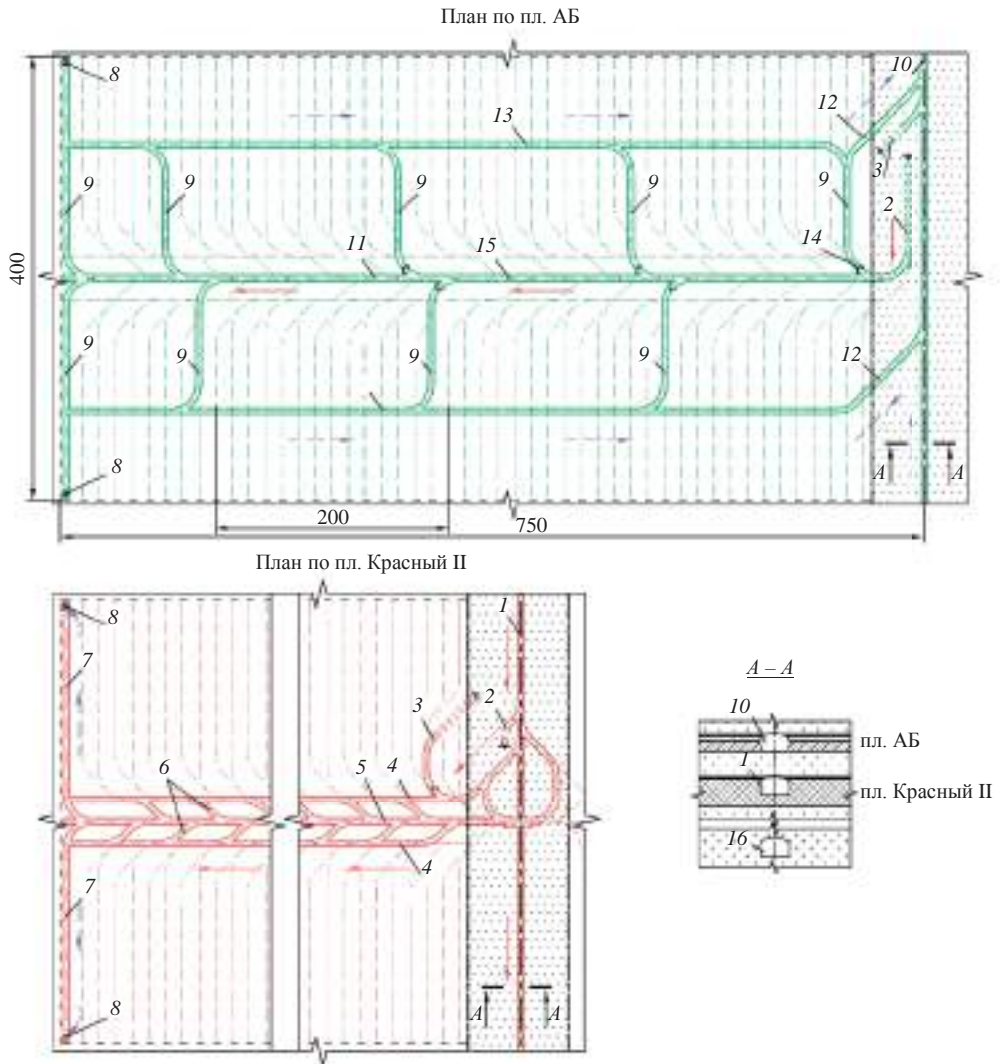
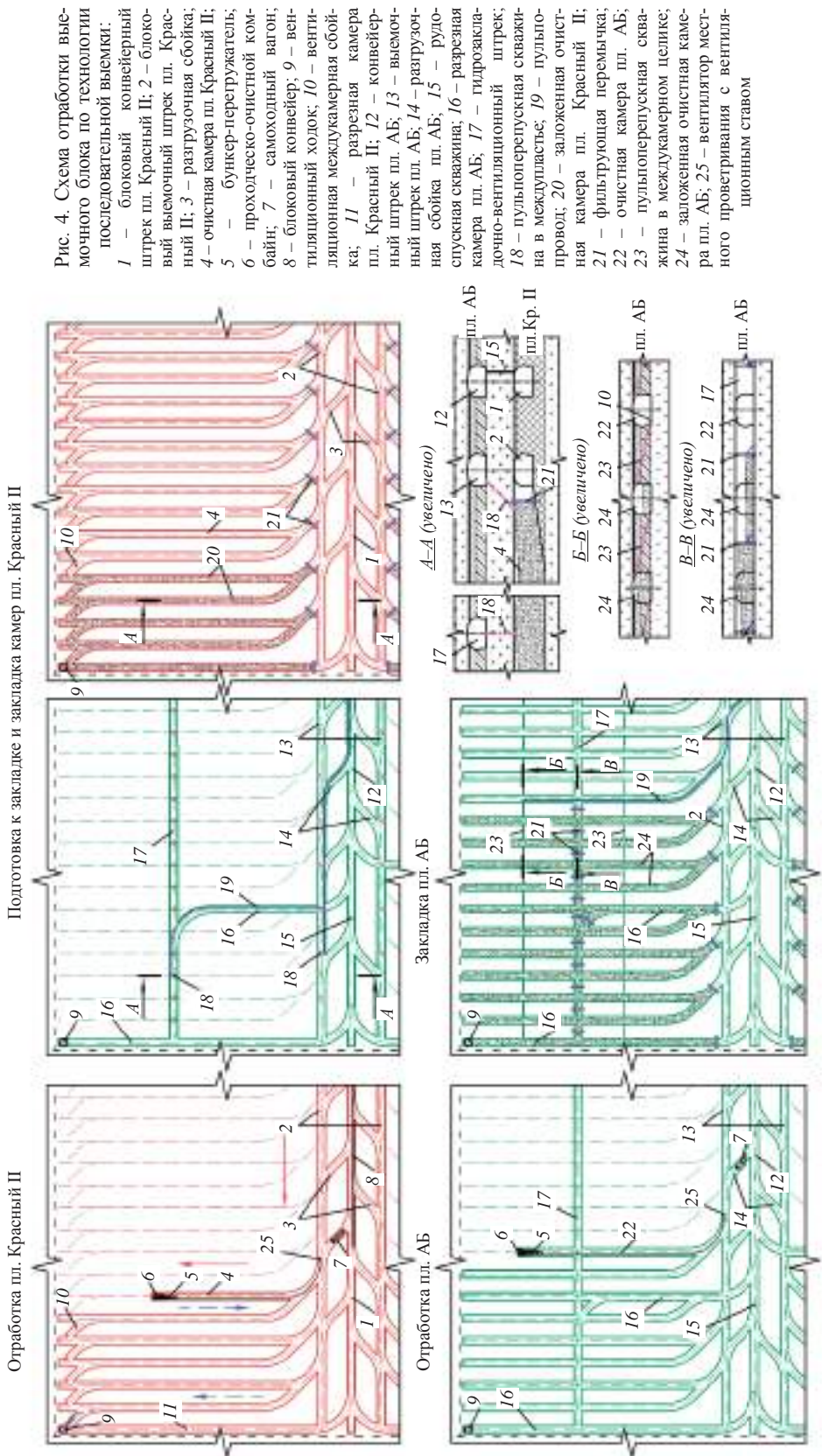


Рис. 3. Схема подготовки выемочного блока по технологии последовательной выемки:
 1 – панельный транспортный штрек пл. Красный II; 2 – транспортный уклон на пл. АБ; 3 – вентиляционный уклон на пл. АБ; 4 – выемочный штрек пл. Красный II; 5 – конвейерный штрек пл. Красный II; 6 – выемочный штрек пл. Красный II; 7 – разрезной штрек пл. АБ; 8 – вентиляционный ходок; 9 – разрезной штрек пл. АБ; 10 – панельный вентиляционный штрек; 11 – выемочный штрек пл. АБ; 12 – вентиляционная сбойка; 13 – сближенный вентиляционно-гидрозакладочный штрек; 14 – вентиляционная перемычка; 15 – рудоспускная скважина; 16 – панельный конвейерный штрек по каменной соли

На рис. 3 и 4 приведены схемы подготовки выемочного блока для его отработки по технологии последовательной выемки с пластовым расположением подготовительных выработок. В процессе проходки выработок и ведения очистных работ по пласту Красный II разгрузка самоходного вагона на конвейер осуществ-



вляется при помощи устройства насыпей из отбитых пород либо перегрузочных установок.

В процессе отработки блока ленточный конвейер периодически демонтируется, обеспечивая переезд комбайнового комплекса с одного полублока на другой и исключая возможность его подтопления в процессе ведения дальнейших закладочных работ. К началу отработки пласта АБ выработки по пласту Красный II приводятся в безопасное состояние, производится установка блокового ленточного конвейера в конвейерный штрек пласта Красный II. При отработке пласта АБ разгрузка самоходного вагона на конвейер осуществляется через рудоспускные скважины.

С целью минимизации техногенного влияния на породы верхнего пласта и повышения степени заполнения закладка камер по нижнему пласту производится через пульпоперепускные скважины, пробуренные в междупластье. Сбор отфильтрованных рассолов осуществляется при помощи рассолоотводящих щелей, проведенных по почве выемочных штреков, в отработанных камерах пласта Красный II, откуда они откачиваются насосом.

При отработке запасов по технологии последовательной выемки обязательными условиями являются:

- обеспечение высокой ($A \geq 0,9$) полноты заполнения закладкой камер нижнего пласта;
- гидроизоляция блокового конвейерного штрека от поступления закладочных рассолов;
- сохранение в безопасном эксплуатационном состоянии блоковых подготовительных выработок на срок отработки и закладки всех обрабатываемых пластов.

При этом выемка запасов верхнего обрабатываемого пласта, с учетом исключения его надработки, допускается при условии его заложения со степенью закладки $A \geq 0,6$. Таким образом, при организации горных работ по технологии последовательной выемки в любой момент времени происходит минимизация оставляемых объемов очистных пустот. Представленная технология ведения горных работ позволяет исключить влияние технологического междупластья на процесс погашения очистных пустот и риски повышенных скоростей оседаний, связанных с погашением очистных пустот при отработке сближенных пластов; минимизировать затраты на ликвидацию рудника; уменьшить объем располагаемых на земной поверхности отходов производства.

Поступила в редакцию 15 ноября 2016 года

THE TECHNOLOGY OF SUCCESSIVE WINNING OF SILVINIT SEAMS RESERVES IN THE CONDITIONS OF VERKHNEKAMSKOYE DEPOSIT OF POTASSIUM SALTS

Smirnov E. V. – Uralkali PJSC, Berezniki, Perm region, the Russian Federation. E-mail: Eduard.Smirnov@uralkali.com
Chernopazov D. S., Sekuntsov A. I. – Gallurgy OJSC, Perm, the Russian Federation. E-mail: Chernopazov.Dmitry@gallurgy.ru

The present work suggests and substantiates potassium seams mining technique in conditions of Verkhnekamskoye deposit. According to the experience of mining at the deposit, sections with accelerated surface subsidence, which constitute a danger of waterproof mass discontinuity, generate in some cases as the result of technological interbed space breaking when mining two or more beds without laying stopes. In this regard the technology of reserves winning is developed, the application of which will allow eliminating the influence of technological interbed space on the process of removing stopes by means of timely filling the developed chambers with stowing. The realization of the given technology will allow providing safe exploitation of potassium salts at Verkhnekamskoye deposit, and forecast the development of shear process at underworked areas with a more accuracy.

Key words: Verkhnekamskoye deposit of potassium salts; chamber system of mining; breaking of technological interbed space; surface subsidence; stowing.

УДК 622.232.8

ОТНОСИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ТРУДНОСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СУРОВЫХ КЛИМАТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

КУЗНЕЦОВ Д. В., КОСОЛАПОВ А. И.

На основании анализа имеющихся подходов, особенностей открытых горных работ и численных исследований предложена классификация месторождений по относительной трудности их разработки в суровых климатических условиях Севера. Для выделенных 5 классов и 25 категорий определены параметры, обуславливающие трудности разработки месторождений. К числу таких отнесены: предел прочности пород на одноосное сжатие, объемный вес пород, трещиноватость пород, глубина карьера, расстояние транспортирования горной массы и жесткость климата. С учетом этого предложен интегральный показатель относительной оценки трудности открытой разработки месторождений. Интегральный показатель получен в результате градации трудоемкости горных работ, рассчитанной энергетическим методом с учетом все более ухудшающихся природно-технологических условий открытой разработки, многообразия современных комплексов горнотранспортного оборудования, и позволяет оперативно осуществлять объективную оценку конкурентоспособного месторождения.

Ключевые слова: суровые климатические условия; комплексы горнотранспортного оборудования; жесткость климата; глубина карьера; расстояние транспортирования горной массы; энергопоглощение горных пород; трудоемкость разработки.

Значительную часть территории России занимают районы с суровыми климатическими условиями. В этих районах сосредоточено большое количество месторождений полезных ископаемых, разработку которых преимущественно осуществляют открытым способом в условиях низких температур воздуха, интенсивных осадков, ветра и влияния прочих неблагоприятных климатических факторов. При этом глубина карьеров, разрабатывающих месторождения в подобных условиях, достигла 500–600 м и непрерывно растет. Это возможно за счет применения современного горнотранспортного оборудования и особых требований к технологии горных работ.

Однако выбор наиболее конкурентоспособного месторождения в рассматриваемых условиях достаточно затруднен. Большое количество факторов и показателей не позволяют объективно осуществлять оперативную оценку. Причем в связи с тем, что сама сущность технологических процессов бурения, взрывания, экскавации, транспортирования и отвалообразования состоит в последовательном преодолении сил сопротивления горных пород, весьма важным является изучение данного влияния с учетом параметров карьеров, параметров комплексов оборудования и климата.

Известно, что В. В. Ржевским [1, 2] предложено подобную оценку осуществлять по относительному показателю трудности разработки породы $\Pi_{т.р}$ или показателю трудности добычи $\Pi_{д}$:

$$\Pi_{т.р} = \frac{1}{3}(\Pi_{б} + \Pi_{в} + \Pi_{э});$$

Кузнецов Дмитрий Владимирович – кандидат технических наук, ведущий инженер горно-геологического отдела. 660028, г. Красноярск, ул. Телевизорная, 1, стр. 9, ООО «Полнос 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

$$P_d = \frac{1}{4}(P_6 + P_B + P_3 + P_T),$$

где P_6 , P_B , P_3 и P_T – показатели трудности бурения, взрывания, экскавации и транспортирования горной породы соответственно.

Рассчитывают перечисленные показатели по общеизвестным формулам. При этом, зная удельный вес работ по отдельным процессам, можно найти величину относительного показателя трудности разработки месторождения в целом и отнести его к одному из 5 классов и 25 категорий.

В дальнейшем данный метод получил развитие в ряде исследований. Однако, вследствие особенностей разработки месторождений в зоне сурового климата, на современном этапе метод требует системного дополнения. Это и послужило основанием для изучения и поиска оценочных показателей.

Причем исходили из того, что между относительным и абсолютным показателем трудности разработки существует зависимость. А при расчете абсолютного показателя могут быть исключены экономические составляющие.

С учетом этого трудоемкость разработки месторождений определяли, используя энергетическую теорию расчета технологии открытых горных работ [3, 4], а также результаты ранее выполненных исследований по климатическому районированию территории России и изучению влияния суровых климатических факторов на технологию, комплексную механизацию и организацию открытой разработки [5–7].

Ю. И. Анистратов предложил для выбора структуры комплексной механизации карьеров и частичного решения перечисленных задач использовать энергетический метод. Его сущность состоит в том, что для производства горных работ комплексом оборудования при определенных технологии, схеме вскрытия и способе разработки необходимо затратить энергию на дробление массива для получения требуемого состава горной массы по крупности, выемку и погрузку породы, перемещение и укладку ее в отвал. При этом энергия необходима на преодоление сопротивления в рабочих органах машин и совершение полезной работы по переводу объекта приложения энергии (горной породы) из одного состояния в другое. Причем здесь использовано понятие «поглощение энергии» вместо «расход энергии», что конкретизирует обстоятельство ее перехода в состояние горной массы.

Общее выражение для расчета энергопоглощения, Дж/кг, имеет вид:

$$E = (E_6 + E_{B,d} + E_3 + E_T + E_0) K_1,$$

где E_6 , $E_{B,d}$, E_3 , E_T и E_0 – энергопоглощение при бурении, взрывном дроблении, выемочно-погрузочном процессе, транспортировании и отвалообразовании соответственно, Дж/кг; K_1 – коэффициент, учитывающий влияние сурового климата.

Энергопоглощение при бурении определяли исходя из прочностных свойств пород и параметров буровых работ:

$$E_6 = \left(0,5 \frac{\sigma_{сж}^2}{E\gamma} \lg n' + 0,5 l_{сжв} \right) N, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа; E – модуль упругости породы, Па; γ – плотность породы, кг/м³; n' – степень измельчения породы

при бурении; $l_{\text{скв}}$ – глубина скважины, м; N – часть энергопоглощения, приходящаяся на единичный объем взрывааемого блока.

Энергопоглощение при взрывном дроблении находили с учетом требуемых параметров развала и среднего размера куска горной массы для конкретного комплекса горнотранспортного оборудования:

$$E_{\text{в.д}} = 0,5 \frac{\sigma_p^2}{E\gamma} \lg n + \Delta + L_{\text{ц}}, \quad (2)$$

где σ_p – предел прочности породы на растяжение, МПа; n – необходимая степень дробления массива; Δ – степень разрыхления породы; $L_{\text{ц}}$ – расстояние перемещения центра тяжести развала при взрывной подготовке горной массы, м.

Энергопоглощение выемочно-погрузочного процесса рассчитывали как сумму затрат энергии на черпание горной массы, ее перемещение и погрузку в автосамосвал:

$$E_3 = \frac{F\delta}{G} + \frac{v_{\text{п}}^2}{2g} + L + H_p, \quad (3)$$

где F – сила сопротивления перемещению ковша, Н; δ – длина пути, на котором происходит заполнение ковша, м; G – масса породы в ковше, кг; $v_{\text{п}}$ – скорость перемещения ковша к месту разгрузки, м/с; g – ускорение свободного падения, м/с²; L – расстояние перемещения ковша к месту разгрузки, м; H_p – высота разгрузки ковша экскаватора, м.

Энергопоглощение при транспортировании связано с преодолением инерции и сопротивления при движении. При этом для автомобильного транспорта использовали следующую формулу:

$$E_{\text{т}} = \frac{v_{\text{тп}}^2}{2g} + \omega_0 L_{\text{тп}} + \omega_i L_{\text{тп}}, \quad (4)$$

где $v_{\text{тп}}$ – скорость движения автосамосвала, м/с; ω_0 – основное сопротивление движению, Н/кН; ω_i – сопротивление от уклона (равно уклону), Н/кН; $L_{\text{тп}}$ – расстояние транспортирования, м.

В процессе отвалообразования горную массу перемещают из пункта разгрузки к месту складирования, а энергопоглощение зависит от веса породы, расстояния ее перемещения и сопротивления, его определяли по формуле:

$$E_0 = W_0 l / P, \quad (5)$$

где W_0 – сопротивление перемещению породы по отвалу бульдозером, Н; l – расстояние перемещения породы, м; P – вес породы перед отвалом, кг.

Переменные, входящие в формулы (1)–(5), рассчитывали по рекомендациям Ю. И. Анистратова [3, 4] с использованием графиков, представленных на рис. 1, которые получены при обобщении известных зависимостей и данных [1, табл. 4.1, 5.2].

Коэффициент, учитывающий влияние климата, вычисляли по зависимости:

$$K_1 = 0,9 + \frac{Ж - 0,85}{3,2}, \quad (6)$$

где Ж – жесткость климата по Г. Бодману, балл; или

$$K_1 = 0,9 + \frac{0,1S^{0,71} - 0,85}{3,2}, \quad (7)$$

где S – жесткость климата по Коху, балл.

При этом, согласно нормативным документам (*Строительная климатология: СП131.13330.2012 актуализированная редакция СНиП 23-01-99 от 13.06.2012 / Научно-исследовательский институт строительной физики Российской академии архитектуры и строительных наук. М.: Минрегион России, 2012. 386 с.*), значение Ж для регионов с суровыми условиями в среднем варьирует от 1,6 до 2,8, а значение S – от 50 до 110 баллов. Таким образом, по равнозначным зависимостям (6) и (7) коэффициент K_1 составляет от 1,1 до 1,5.

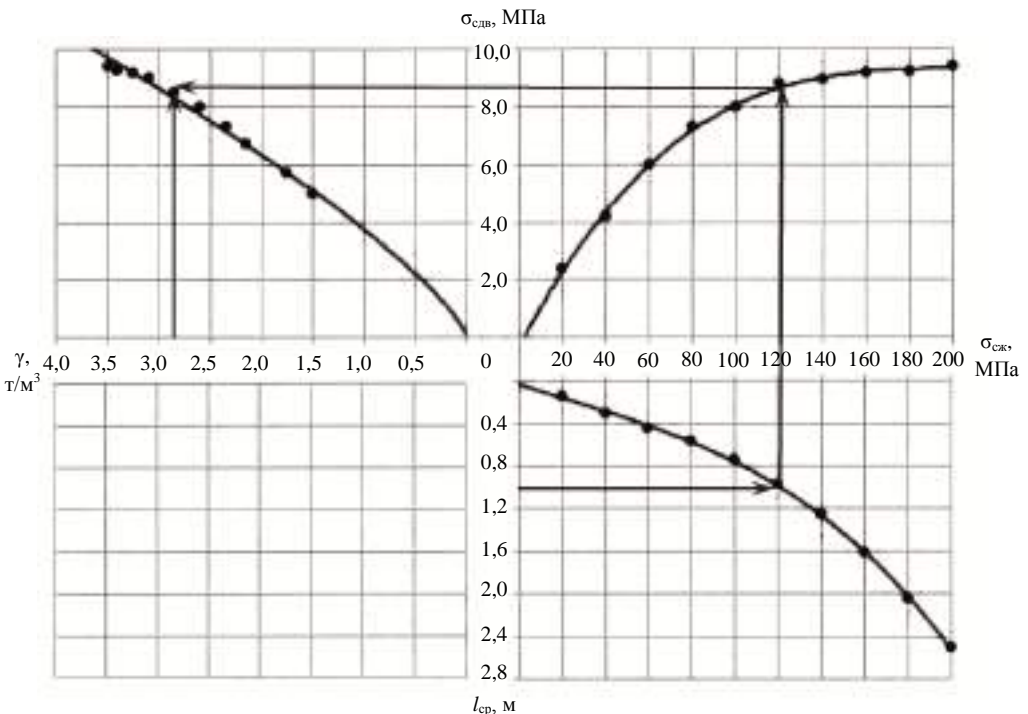


Рис. 1. Взаимосвязь показателей прочностных свойств горных пород: γ – объемный вес; $\sigma_{сдв}$ – предел прочности на сдвиг; $\sigma_{сж}$ – предел прочности на одноосное сжатие; $l_{ср}$ – средний размер структурного блока

Использование такого обобщенного подхода обусловлено следующими причинами. Для оценки степени суровости климата необходимо было применить такой показатель, который бы наиболее полно учитывал факторы, оказывающие

влияние на работоспособность машин и обслуживающего персонала, и в то же время был бы универсальным. Известно, что наибольшее применение на практике для условий холодного климата среди таких нашел показатель жесткости Г. Бодмана, рассчитываемый по формуле:

$$Ж = (1 - 0,04t)(1 + 0,27v), \quad (8)$$

где t – температура воздуха, °С; v – скорость ветра, соответствующая данной температуре, м/с.

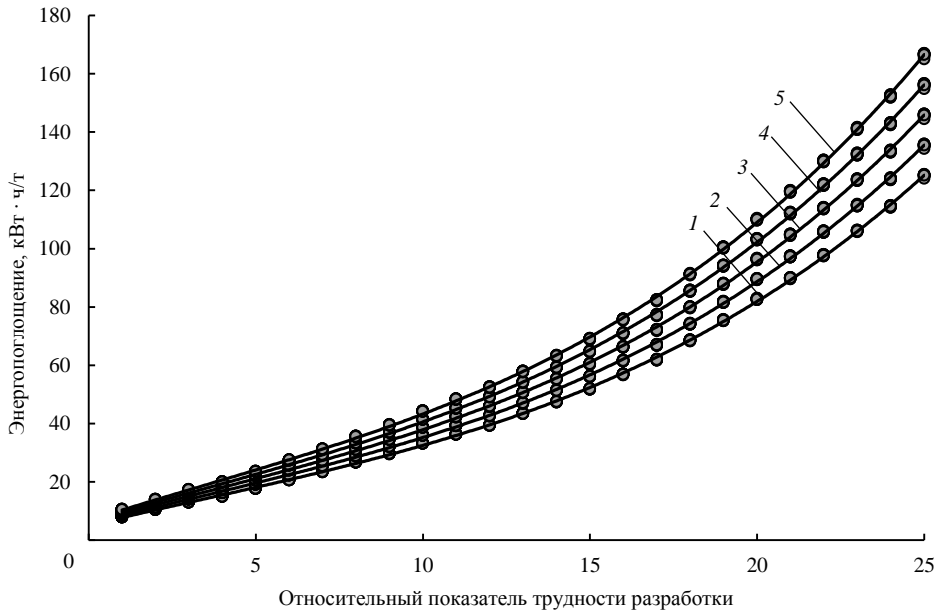


Рис. 2. Зависимости энергопоглощения от относительного показателя трудности разработки месторождений в регионах с жесткостью климата, по Коху:
1 – 50; 2 – 65; 3 – 80; 4 – 95; 5 – 110 баллов

Именно формула (8) была использована В. В. Ржевским для климатического районирования территории бывшего СССР [1]. Однако в ней учтены только два климатических фактора. П. И. Кох в своих трудах учитывает их более полное влияние и предлагает следующую зависимость для определения жесткости сурового климата [8]:

$$S = (0,75t_{\min, \text{cp}} + 0,25t_{\min, \text{абс}})(1 + 0,015\sigma)(1 + 0,07v)(1 + 0,026\varphi)(1 + 0,014n_{\text{т.м}})(1 + 0,022\tau_x), \quad (9)$$

где $t_{\min, \text{cp}}$ – среднее значение среднего минимума температуры воздуха за три наиболее холодных месяца, °С; $t_{\min, \text{абс}}$ – среднее значение абсолютного минимума температуры воздуха за три наиболее холодных месяца, °С; σ – средняя непериодическая амплитуда суточных колебаний температуры воздуха за три наиболее холодных месяца, °С; v – средняя скорость ветра за три наиболее холодных месяца, м/с; φ – среднее значение относительной влажности воздуха за три наиболее холодных месяца, доли ед.; $n_{\text{т.м}}$ – среднее за месяц количество дней с туманом и метелью (за три наиболее холодных месяца), дни; τ_x – продолжительность действия средней температуры воздуха ниже 0 °С, мес.

С учетом полученной зависимости (9) П. И. Кох разделяет территорию с наименее суровым, суровым и наиболее суровым климатом (по классификации ранее указанного *СПИЗ.13330.2012*) на пять зон с диапазоном значений баллов от 0 до 170. При этом автором доказано, что основным фактором, определяющим жесткость климата, является температура воздуха. Остальные факторы можно рассматривать лишь как корректирующие.

Изложенная методика была использована для оценки около 40 тыс. вариантов, отличающихся физико-механическими характеристиками пород, различными сочетаниями современных комплексов горнотранспортного оборудования, параметрами карьеров и суровостью климата.

В результате установлено, что величина энергопоглощения при открытой разработке месторождений в суровых климатических условиях колеблется от 8 до 167 кВт · ч/т. Следовательно, можно принять, что $E \leq 8$ соответствует условиям наименее труднорабатываемого месторождения ($\Pi_{т.р} \leq 1$), а $E \geq 167$ наиболее труднорабатываемого ($\Pi_{т.р} \geq 25$).

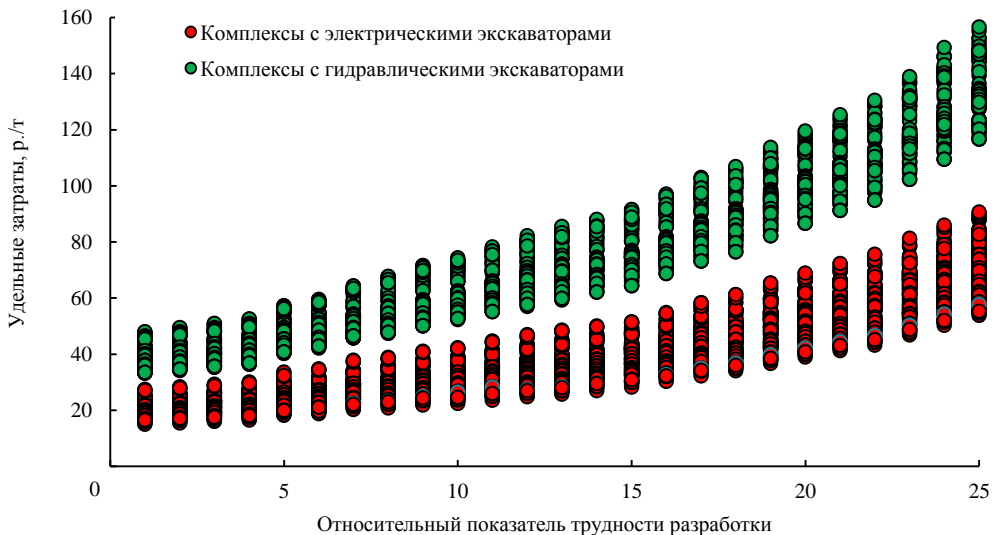


Рис. 3. Влияние относительного показателя трудности разработки месторождений на удельные совокупные затраты по приобретению и эксплуатации экскаваторных комплексов оборудования

Далее в зависимости от исследуемых показателей массив данных был обработан статистическими методами и получено следующее корреляционное уравнение для расчета относительного показателя трудности разработки месторождений в суровых климатических условиях $\Pi_{т.р}$:

$$\Pi_{т.р} = 2,2 + 0,09\sigma_{сж} - 1,34\gamma - 2,17l_{ср} - 0,05H_{к} + 5,2L_{ср} - 0,0045S.$$

В графическом виде полученные зависимости энергопоглощения от относительного показателя трудности разработки месторождений представлены на рис. 2.

Для сопоставления полученных результатов рассчитаны удельные затраты на разработку месторождений принятыми комплексами оборудования, р./т,

$$Z_{уд} = \frac{\sum_1^{T_{опт.э}} (K_t + C_t - AO_t - D_t) (1/(1+E))^t}{V}, \quad (10)$$

где $Z_{уд}$ – удельные затраты на работу бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и бульдозерного оборудования в течение оптимального срока службы экскаватора, р./т; $T_{опт.э}$ – оптимальный срок службы экскаватора (принят по результатам исследований авторов настоящей статьи [5–7]), годы; K_t – инвестиции в t -м году, р.; C_t – текущие эксплуатационные затраты на работу комплекса оборудования в t -м году, р.; AO_t – годовая сумма амортизационных отчислений, р.; D_t – остаточная стоимость оборудования, р.; E – норма дисконта; V – объем горных работ за оптимальный срок службы экскаватора, т.

Результаты расчетов по формуле (10) проиллюстрированы рис. 3.

Классификация месторождений по трудности разработки в суровых климатических условиях

Класс месторождений по трудности разработки	Категория	Параметры месторождений					
		$\sigma_{сж}$, МПа	$l_{ср}$, м	γ , т/м ³	H_k , м	$L_{тр}$, км	Ж, балл
Легкоразрабатываемые	1, 2, 3, 4, 5	≤ 40	$\leq 0,4$	$\leq 1,8$	≤ 200	$\leq 3,0$	≤ 50
Средней трудности разработки	6, 7, 8, 9, 10	> 40	$> 0,4$	$> 1,8$	> 200	$> 3,0$	> 50
		≤ 80	$\leq 0,6$	$\leq 2,4$	≤ 320	$\leq 4,5$	≤ 65
Трудноразрабатываемые	11, 12, 13, 14, 15	> 80	$> 0,6$	$> 2,4$	> 320	$> 4,5$	> 65
		≤ 120	$\leq 1,0$	$\leq 2,9$	≤ 500	$\leq 7,0$	≤ 80
Очень трудноразрабатываемые	16, 17, 18, 19, 20	> 120	$> 1,0$	$> 2,9$	> 500	$> 7,0$	> 95
		≤ 160	$\leq 1,8$	$\leq 3,3$	≤ 700	$\leq 10,0$	≤ 110
Чрезвычайно трудноразрабатываемые	21, 22, 23, 24, 25	> 160	$> 1,8$	$> 3,3$	> 700	$> 10,0$	> 110

Таким образом, численные исследования, проведенные с использованием полученных формул, показали, что с увеличением относительного показателя трудности разработки рассматриваемых месторождений пропорционально растут удельные совокупные затраты на выполнение основных производственных процессов. Это позволяет использовать предложенный показатель при первоначальном сравнении месторождений между собой, обосновании технологии и принципов комплексной механизации открытых горных работ.

Предложенная на этой основе классификация месторождений с выделением показателей, обуславливающих трудность разработки месторождений в условиях сурового климата, представлена в таблице.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы. М.: Либроком, 2010. 512 с.
2. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. М.: Либроком, 2010. 551 с.
3. Анистратов Ю. И. Технологические потоки на карьерах. Энергетическая теория открытых горных работ. М.: Глобус, 2005. 304 с.
4. Анистратов Ю. И. Энергетическая теория расчета технологии открытых горных работ // Современное горное дело: образование, наука, промышленность: матер. симп. М., 1996. С. 20–29.
5. Кузнецов Д. В., Малофеев Д. Е., Косолапов А. И. Особенности обоснования технологических комплексов горнотранспортного оборудования для глубоких карьеров Севера // ГИАБ. 2013. № 12. С. 124–130.
6. 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.
7. 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.
8. Кох П. И. Надежность механического оборудования карьеров. М.: Недра, 1978. 189 с.

RELATIVE ESTIMATION OF OPENCAST MINING DIFFICULTY IN SEVERE WEATHER CONDITIONS

Kuznetsov D. V. – Polius Proekt LLC, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: KuznetsovDV@mail.ru

Kosolapov A. I. – Siberian Federal University, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: Kosolapov1953@mail.ru

On the basis of existing approaches analysis, opencast mining peculiarities and numerical investigations, deposits classification according to relative difficulty of their development in severe weather conditions of the North. For the identified 5 classes and 25 categories the parameters have been determined, which result in deposits development difficulties. To the said difficulties refer: uniaxial compressive rock strength limit, dimensional weight, rock jointing, open pit depth, rock mass transportation distance, and severe climate. Considering this, opencast mining difficulty relative estimation integrated index has been suggested. The integrated index has been acquired as the result of mining labour intensity gradation, calculated with energetic method with the account of deteriorating environmental and technological conditions of opencast mining, the variety of modern complexes of mining automobile equipment; this allows quickly and effectively estimate competitive deposit.

Key words: severe weather conditions; complexes of mining automobile equipment; severe climate; open pit depth; rock mass transportation distance; rock energy-absorption; mining labour intensity.

REFERENCES

1. Rzhetskii V. V. *Otkrytye gornye raboty. Ch. 1. Proizvodstvennye protsessy* [Opencast mining. Pt. 1. Industrial processes]. Moscow, Librokom Publ., 2010. 512 p.
2. Rzhetskii V. V. *Otkrytye gornye raboty. Ch. 2. Tekhnologiia i kompleksnaia mekhanizatsiia* [Opencast mining. Pt. 2. Technology and complex mechanization]. Moscow, Librokom Publ., 2010. 551 p.
3. Anistratov Iu. I. *Tekhnologicheskie potoki na kar'erakh. Energeticheskaia teoriia otkrytykh gornykh rabot* [Workflows at open pits. Energy theory of opencast mining]. Moscow, Globus Publ., 2005. 304 p.
4. Anistratov Iu. I. [Energy theory of opencast mining calculation technique]. *Sovremennoe gornoe delo: obrazovanie, nauka, promyshlennost': mater. simp.* [Proc. Symp. "Modern mining: education, science, and industry"]. Moscow, 1996, pp. 20–29. (In Russ.)
5. Kuznetsov D. V., Malofeev D. E., Kosolapov A. I. [Some peculiarities of the northern deep open pit automobile transport workflow substantiation] *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2013, no. 12, pp. 124–130. (In Russ.)
6. Kosolapov A. I., Malofeev D. E., Kuznetsov D. V. [Investigation of seasonal dynamics of opencast automobile transport 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.)
7. Kuznetsov D. V. *Obosnovanie tekhnologicheskikh kompleksov gornotransportnogo oborudovaniia dlia otkrytoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii v surovyykh klimaticheskikh usloviakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [The substantiation of workflows of automobile equipment complexes pencast mining of ore deposits in severe weather conditions. Cand. eng. sci. diss.]. Krasnoyarsk, 2015. 150 p.
8. Kokh P. I. *Nadezhnost' mekhanicheskogo oborudovaniia kar'erov* [Open pit mechanical equipment reliability]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 189 p.

УДК 622.23.05

ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА СКОРОСТНОГО ФРЕЗЕРОВАНИЯ ТОРФЯНОГО МАССИВА

МИХАЙЛОВ А. В., ЛОПАТЮК А. О., ШИШЛЯННИКОВ Д. И.

Рассматриваются особенности процесса скоростного фрезерования торфяного массива в естественных условиях залегания с применением метода гидромеханизации. В ходе анализа используемого парка техники для выторфовочных работ был сделан вывод, что актуальной является задача разработки мобильного многофункционального гидромеханического агрегата. Описываются основные особенности процесса резания торфяного массива с учетом его характеристик – упругих и пластических свойств, степени разложения, растительных и древесных включений, структуры. Анализируются возможные геометрические параметры режущих элементов фрезы. Обоснована необходимость применения криволинейных лезвий в качестве режущих частей фрезы для обеспечения процесса резания со скольжением. Приводится расчет гидродинамических сопротивлений, возникающих в процессе резания обводненного торфяного массива.

Ключевые слова: торф; фреза; гидромеханизация; гидродинамика; скольжение; резание; криволинейное лезвие.

По данным Мирового энергетического совета (World Energy Council), Россия занимает ведущее место в мире по торфяным ресурсам – площадь торфяных месторождений составляет 1 390 000 км², а балансовые запасы торфа оцениваются примерно в 30,8 млрд т, что по экспертным оценкам составляет до 40 % от общемировых [1, 2]. Известно, что при проведении дорожно-строительных работ, гидротехническом строительстве и рекультивации выработок горнодобывающих предприятий при выторфовке территорий применяется парк специальной техники. Анализ применяющихся для этих работ машин показал, что основным недостатком используемой в настоящее время техники является малая мобильность вследствие значительных габаритов и высокой металлоемкости, что характерно, например, для драги – плавающего горно-обогажительного комплекса для разработки подводных месторождений полезных ископаемых, или для гидравлического экскаватора с ковшем малого объема, работающего на выгрузку в автосамосвалы [3].

Монтаж и эксплуатация такой техники в труднопроходимых условиях слабосвязанных грунтов представляют собой сложную техническую задачу. В связи с этим авторами была сформулирована концепция мобильного агрегата, снижающего капитальные и эксплуатационные затраты при проведении выторфовочных работ [4]. Предлагаемая структура торфодобывающего мобильного агрегата включает базовую машину, которая способна самостоятельно передвигаться по грунту малой плотности (800–1080 кг/м³ [5] для естественных условий залегания торфяного грунта), оснащенную манипулятором, на котором монтируется съемное оборудование: грунтовый насос для отвода торфоупульпы от забоя, гидромотор и фреза с кри-

Михайлов Александр Викторович – доктор технических наук, профессор кафедры машиностроения. 199106, г. Санкт-Петербург, Васильевский остров, 21 линия, 2, Санкт-Петербургский горный университет. E-mail: erc68@mail.ru

Лопатюк Андрей Олегович – аспирант кафедры машиностроения. 199106, г. Санкт-Петербург, Васильевский остров, 21 линия, 2, Санкт-Петербургский горный университет. E-mail: lopatyuk.andrey@gmail.com

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

волинейными ножами. Структурное изображение манипулятора агрегата представлено на рис. 1.

Выполненные ранее исследования показывают, что для разработки грунтов I категории по удельному сопротивлению резанием ($20\text{--}30\text{ кН/м}^2$ [5]), а именно слабосвязанных грунтов с растительными включениями, наиболее перспективной технологией является скоростное резание грунтозаборными фрезами специальной формы.

В условиях естественного залегания торфяного массива (т. е. при высокой обводненности месторождения), наличия в больших количествах древесных и волокнистых растительных остатков резание по прямолинейной траектории будет, как минимум, затруднено, а пульпообразование торфяной массы и ее дальнейшая транспортировка неэффективны. Поэтому для повышения эффективности процесса скоростного фрезерования торфяного массива в условиях естественного залегания актуальными направлениями теоретических и практических исследований становятся разработка и выбор геометрических параметров режущих элементов скоростной фрезы гидромеханического агрегата.

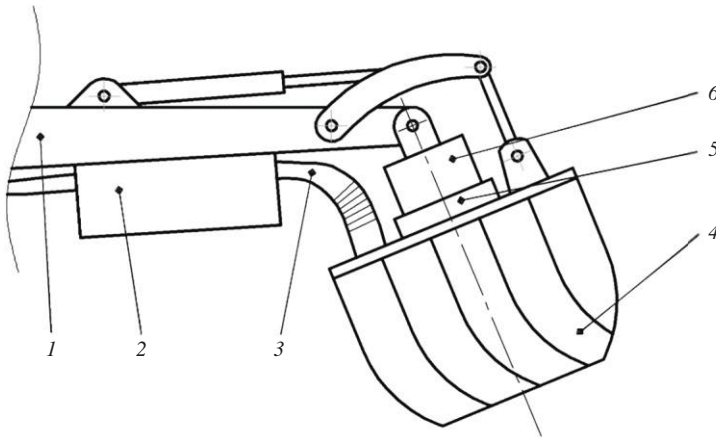


Рис. 1. Структурное изображение исполнительного органа – манипулятора гидромеханического агрегата:

1 – рукоять манипулятора базовой машины; 2 – грунтовый насос; 3 – пульпопровод; 4 – фреза; 5 – муфта; 6 – гидромотор

Анализ естественных условий залегания торфяного массива. Процесс разрушения торфяного массива режущими исполнительными органами осложняется следующими факторами.

Во-первых, торфяной массив в его естественном залегании является упруго-пластичной средой. Это значит, что при прямолинейном резании лезвиями фрезы необходимо дополнительно расходовать энергию на преодоление пластических деформаций массива для разрыва его сплошности [6].

Во-вторых, наличие волокнистых растительных включений существенно влияет на прочностные свойства массива. Такие включения не только создают дополнительные инерционные сопротивления резанию в целом, но и могут наматываться на режущий рабочий орган, затрудняя его работу. Нельзя не упомянуть и о такой важной характеристике торфяной залежи, как засоренность древесными включениями. Удар лезвия фрезы по твердому древесному включению может привести к выходу из строя оборудования и вынужденным простоям.

В-третьих, обводненность залежи создает дополнительные трудности в зоне резания, в процессе резания необходимо преодолевать гидродинамическое сопротив-

ление водной среды вращению фрезы. В связи с тем что в процессе резания лезвия фрезы пересекают водную среду со взвешенными частицами грунта, достоверно определить величину гидродинамического сопротивления затруднительно. Впрочем, вода в залежи оказывает не только отрицательный, но и положительный эффект для предлагаемого метода гидромеханизации выторфовки, так как способствует разрушению массива из-за общего уменьшения структурной прочности и связи частиц торфа друг с другом, а также облегчает транспортировку получившейся пульпообразной массы.

Таким образом, разрушение обводненного торфа режущими исполнительными органами добывающих агрегатов является многофакторным процессом. Физико-механические параметры торфяного массива могут изменяться в широких пределах от месторождения к месторождению.

Теоретический анализ параметров исполнительного органа. На сегодняшний день в торфяной промышленности не существует многофункционального исполнительного органа типа быстроходной фрезы, осуществляющего резание, пульпообразование и транспортировку торфопульпы к грунтовому насосу. Поэтому в качестве прототипов были взяты отечественные и зарубежные грунтозаборные устройства с фрезерными рыхлителями для гидротехнических работ по глинистым грунтам [3].

При определении геометрических параметров скоростной фрезы в качестве исходных данных приняты: рекомендуемая линейная скорость резания для слабосвязанных грунтов и тип фрезерного рыхлителя. Установив необходимое соотношение длины фрезы и ее диаметра, обеспечив рекомендуемую линейную скорость на режущей кромке, можно выбрать насос для транспортировки торфяной пульпы в аккумуляторную яму из забоя и обосновать рациональные параметры привода фрезы.

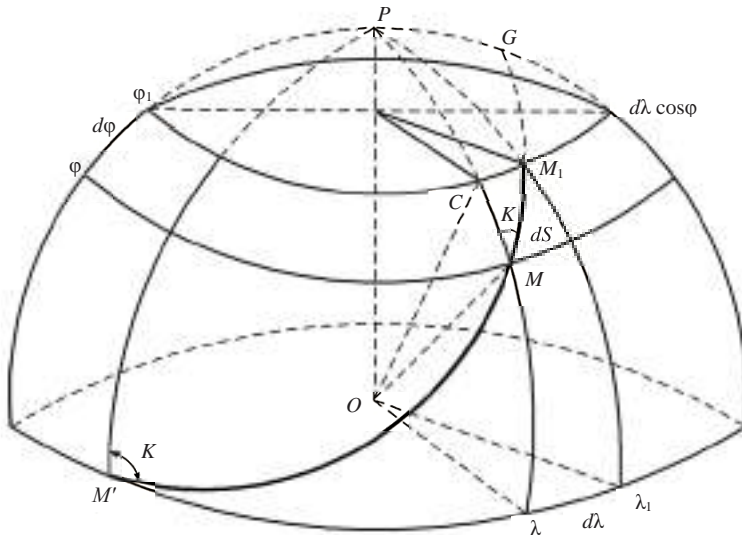


Рис. 2. Расчетная схема уравнения локсодромической кривой на поверхности сферы радиусом OP (кривая M_1M' – локсодрома)

Для обеспечения максимальной площади контакта режущей кромки лезвия с забоем фреза может быть выполнена в виде усеченной полусферы (рис. 2). Расположение ножей под углом к оси вращения фрезы позволит уменьшить величину динамических нагрузок на привод в процессе резания. Наиболее важной задачей

при проектировании быстроходной фрезы является определение формы и геометрических параметров режущего инструмента.

Согласно результатам теоретических и экспериментальных исследований [3], для резания слабосвязанных грунтов с растительными включениями в качестве режущего инструмента рекомендуется использовать криволинейные лезвия. На режущей кромке этих лезвий нет необходимости устанавливать сменные зубья. В отличие от тяжелых глин, склонных к слипанию, разрушение упруго-пластичного торфяного массива рыхлением будет более энергозатратно, чем разрушение резанием. Криволинейная форма лезвий способствует резанию мягкой торфяной массы за счет косого резания со скольжением. Таким образом, проводя расчеты геометрических параметров лезвия согласно рекомендуемым углам скольжения, можно частично компенсировать гидродинамическое сопротивление среды и дополнительные инерционные сопротивления растительных включений, возникающие в процессе резания торфяного массива, снижая тем самым удельную энергоемкость процесса [7].

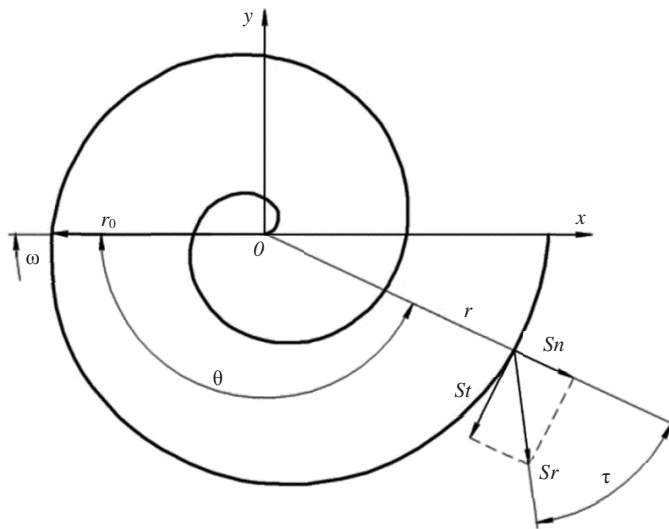


Рис. 3. Расчетная схема к анализу формы лезвия:
 ω – угловая скорость вращения; r – радиус спирали; τ – угол скольжения; θ – угол поворота

Наиболее рациональная траектория такого лезвия на плоскости будет иметь вид архимедовой спирали (рис. 3), так как угол скольжения τ будет прямо пропорционален радиусу r .

В полярных координатах спирали Архимеда уравнение будет иметь вид:

$$r = r_0 + \alpha\Theta,$$

где r_0 – начальный радиус; α – шаг спирали; Θ – угол поворота.

Кривую, полученную при проецировании архимедовой спирали на сферическую поверхность, называют локсодромой сферы: эта кривая пересекает все меридианы сферы под одинаковым углом (см. рис. 2, кривая $M_1M'_1$). Выполнение режущих кромок лезвий в форме локсодром обеспечит постоянный угол резания при повороте фрезы, при этом задний угол будет изменяться незначительно. При сохранении постоянных параметров резания величина удельной работы по разрушению торфяного массива также будет оставаться постоянной по всей длине режущей кромки лезвия.

Уравнение локсодромической кривой имеет вид [8, 9]:

$$\lambda - \lambda_1 = \operatorname{tg} K \left[\ln \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) - \ln \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} \right) \right],$$

где λ – координата параллели; K – угол наклона локсодромической кривой; φ – координата меридиана.

Для эффективного транспортирования торфяной массы от забоя необходимо, чтобы одновременно с процессом резания массива происходило пульпообразование уже отделенного торфа. Следовательно, угол резания лезвия должен быть задан таким образом, чтобы торфяная стружка, направляемая вдоль передней поверхности лезвия под действием центростремительной силы в водной среде не выходила за пределы сферообразного контура фрезы (рис. 2). При этом грунтовый насос, обеспечивая эффективную откачку пульпы, предотвращает заштыбовку фрезы.

Рассмотрим расчетную схему гидродинамических сил сопротивления, действующих на лезвия фрезы в процессе резания обводненного торфяного массива. Для упрощения схемы общее сопротивление резанию принимаем равным сумме сопротивляемости резанию торфяного массива, которая определяется по известной методике Горячкина–Домбровского [10], и гидродинамического сопротивления водной среды вращению фрезы R (рис. 4).

В процессе резания у лезвия фрезы возникает зона повышенного давления на передней грани и пониженного давления на задней грани, где будут возникать завихрения потока. Так как реакция среды действует в одном направлении, то графически вектор силы гидродинамического сопротивления R можно разделить на две составляющие – силу поперечного сопротивления P_y , перпендикулярную потоку, и силу лобового сопротивления P_x , параллельную потоку [11].

Сила лобового сопротивления среды, H , будет максимальной в тот момент времени, когда наибольшая площадь внутренней плоскости ножа будет перпендикулярна направлению потока, определяется она по формуле:

$$P_x = C\rho \frac{S_1 \cdot v^2}{2},$$

где C – коэффициент, учитывающий скорость вращения объекта в водной среде; ρ – плотность среды, кг/м³; S_1 – площадь внутренней поверхности лезвия, м²; v – линейная скорость движения тела в среде, м/с.

Для того чтобы уменьшить силу лобового сопротивления, можно изменить угол резания лезвия таким образом, чтобы площадь поверхности, перпендикулярная потоку, была наименьшей.

Сила поперечного сопротивления P_y , H , возникает в результате положительной разности давлений на передней и задней гранях лезвия и определяется по теореме Н. Е. Жуковского:

$$P_y = \rho \cdot G, \quad (1)$$

где ρ – плотность жидкости, кг/м³; G – циркуляция скорости потока, равная произведению периметра контура лезвия на среднюю проекцию скорости на контур, м³/с.

Максимальное значение силы P_y будет достигаться при пересечении максимальной площади внешней поверхности лезвия (относительно вращения фрезы)

перпендикулярно направлению потока воды в заданный момент времени. Видоизмененная формула (1) будет иметь следующий вид:

$$P_y = 4 \sin A \frac{\rho S_2 v^2}{2},$$

где A – угол набегания потока на лезвие, град.; S_2 – площадь внешней поверхности лезвия, м² [12].

Таким образом, суммарную силу гидродинамического сопротивления, возникающего при резании обводненного торфяного массива, можно определить по теореме Пифагора как результирующий вектор графически разложенных ранее сил P_x и P_y (см. рис. 4):

$$R = \sqrt{P_x^2 + P_y^2} = \sqrt{\left(C_p S_1 v^2\right)^2 + \left(4 \sin A \frac{\rho S_2 v^2}{2}\right)^2} = \frac{\rho v^2}{2} \sqrt{C^2 S_1^2 + 16 \sin^2 A S_2^2}. \quad (2)$$

Из формулы (2) видно, что для уменьшения значения гидродинамического сопротивления в процессе резания, при постоянной скорости вращения фрезы в воде, необходимо минимизировать площади внешней и внутренней поверхностей лезвия в момент их перпендикулярной направленности к потоку. Снижение сил гидродинамического сопротивления обеспечит фрезерование торфа со скольжением, что позволит повысить ресурс и расширить область применения режущих исполнительных органов гидромеханических агрегатов [13, 14].

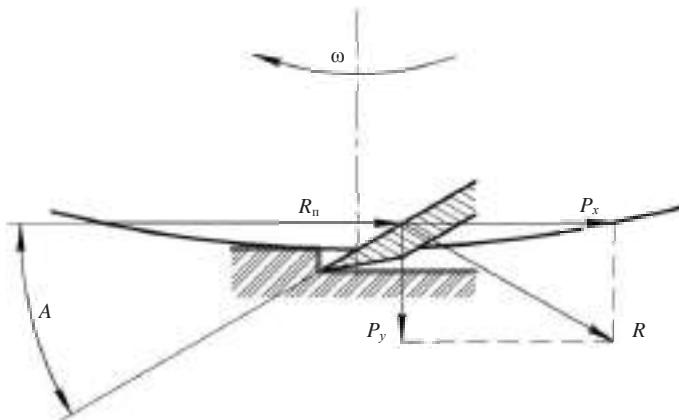


Рис. 4. Расчетная схема для определения силы гидродинамического сопротивления резанию:
 R_n – условное направление потока

Итак, особенности процесса скоростного фрезерования торфяного массива в естественных условиях залегания определяются качественными характеристиками торфа и гидродинамическим сопротивлением водной среды. Анализ результатов исследований процесса резания обводненной торфяной залежи указывает на необходимость использования лезвий фрезы с такими геометрическими параметрами, при которых осуществляется резание со скольжением, что обеспечивается посредством уменьшения сил гидродинамического сопротивления.

Создание мобильных установок для выторфовки обводненных массивов обусловит уменьшение габаритов, массы и металлоемкости добычных агрегатов, что

позволит снизить затраты на монтаж и эксплуатацию технологического оборудования, обеспечит возможность использования современных, эффективных и низкокзатратных технологий разработки торфяных месторождений без осушения территорий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. World Energy Resources: 2013 Survey. URL: http://www.worldenergy.org/wpcontent/uploads/2013/10/WER_2013_6_Peat.pdf (дата обращения: 27.06.2016).
2. Апухтин П. А., Плакиткина Л. С. Добыча торфа в России и мире: анализ развития торфяной промышленности в России и мире в период с 2000 по 2009 годы. URL: <http://www.mining-media.ru/ru/article/ekonomicheskoe/159-dobycha-torfa-v-rossii-i-mire-analiz-razvitiya-torfyanoy-promyshlennosti-v-rossii-i-mire-v-period-s-2000-po-2009-gody> (дата обращения: 20.07.2016).
3. Огородников С. П. Гидромеханизация разработки грунтов. М.: Стройиздат, 1986. 253 с.
4. Лопатюк А. О. Анализ структуры агрегата для гидромеханической выемки торфа // Инновации на транспорте и в машиностроении: сб. тр. III междунар. науч.-практ. конф. Т. II. СПб: Изд-во НМСУ «Горный». 2015. С. 80–83.
5. Справочник по торфу / под ред. А. В. Лазарева. М.: Недра, 1982. 760 с.
6. Вялов С. С. Реологические основы механики грунтов: учеб. пособие для вузов. М.: Высш. школа, 1978. 447 с.
7. Резник Н. Е. Теория резания лезвием и основы расчета режущих аппаратов. М.: Машиностроение, 1975. 311 с.
8. Домбровский Н. Г. Экскаваторы. Общие вопросы теории, проектирования, исследования и применения. М.: Машиностроение, 1969. 319 с.
9. Лойцянский Л. Г., Лурье А. И. Курс теоретической механики. Т. 1. Статика и кинематика. 8-е изд., перераб. и доп. М.: Наука, 1982. 352 с.
10. Андреев Г. Н. Дополнительные главы геометрии. Дифференциальная геометрия кривых и поверхностей: учеб. пособие. М.: МГИУ, 2007. 184 с.
11. Емцев Б. Т. Техническая гидромеханика. М.: Машиностроение, 1978. 463 с.
12. Тагаев Х. Формула Тагаева по определению гидродинамического сопротивления воды. URL: <http://gisap.eu/ru/node/62815> (дата обращения: 20.07.16).
13. Леванов Н. И., Ялтанец И. М., Мельников И. Т., Дятлов В. М. Рабочие параметры грунтозаборных устройств плавучих землесосных снарядов и их конструктивные особенности / под ред. И. М. Ялтанца. М.: Изд-во МГГУ. 2008. 235 с.
14. Юфин А. П. Гидромеханизация: учеб. пособие для вузов. М.: Стройиздат, 1974. 223 с.

Поступила в редакцию 29 августа 2016 года

SOME PECULIARITIES OF PEAT MASSIF HIGH-SPEED MILLING PROCESS

Mikhailov A. V., Lopatiuk A. O. – Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, the Russian Federation. E-mail: epc68@mail.ru

Shishliannikov D. I. – Perm National Research Polytechnic University, Perm, the Russian Federation. E-mail: 4varjag@mail.ru

Some peculiarities of peat massif high-speed milling process are examined within natural position conditions with the use of the method of hydromechanization. In the course of the analysis of utilizable technical equipment park for peat reclamation the conclusion has been made, that the problem of portable multifunctional hydromechanical aggregate development is up-to-date. Main peculiarities of the process of cutting peat massif are described with the account of its characteristics, i.e. elastic and plastic properties, peat decay degree, floral and wood inclusions, and structure. Possible geometrical parameters of milling cutter elements are analyzed. The work substantiates the necessity to use curved blades as milling cutter elements to provide the process of cutting with sliding. The calculation is fulfilled of hydrodynamic resistances, which occur in the process of cutting flooded peat massif.

Key words: peat; milling cutter; hydromechanization; hydrodynamics; sliding; cutting; curved blade.

REFERENCES

1. World Energy Resources: 2013 Survey. Available at: www.worldenergy.org/wpcontent/uploads/2013/10/WER_2013_6_Peat.pdf (Access date: 27th June 2016).
2. Apukhtin P. A., Plakitkina L. S. *Dobycha torfa v Rossii i mire: analiz razvitiya torfianoi promyshlennosti v Rossii i mire v period s 2000 po 2009 gody* [Peat recovery in Russia and in the world: the analysis of peat industry development and in the world in the period from 2000 to 2009]. Available at: www.mining-media.ru/ru/article/ekonomicheskoe/159-dobycha-torfa-v-rossii-i-mire-analiz-razvitiya-torfyanoy-promyshlennosti-v-rossii-i-mire-v-period-s-2000-po-2009-gody (access date 20th July 2016).
3. Ogorodnikov S. P. *Gidromekhanizatsiia razrabotki gruntov* [Ground exploitation hydromechanization]. Moscow, Stroizdat Publ., 1986. 253 p.

4. Lopatiuk A. O. [Structure analysis of an aggregate for hydromechanical peat extraction]. *Innovatsii na transporte i v mashinostroenii: sb. trudov III mezhdunar.nauch.-prakt. konf.* [Collection of studies of the 3rd Int. Sci.-to-Pract. Conf. "Innovations in transport and mechanic engineering"]. Vol. II, St. Petersburg, Izd-vo NMSU "Gornyi" Publ., 2015, pp. 80–83. (In Russ.)
 5. *Spravochnik po torfu. Pod red. A. V. Lazareva* [Reference book on peat. Edited by A. V. Lazarev]. Moscow, Nedra Publ., 1982. 760 p.
 6. Vialov S. S. *Reologicheskie osnovy mekhaniki gruntov: ucheb. posobie dlia vuzov* [School book for institutes of higher education "Rheological fundamentals of grounds mechanics"]. Moscow, Vyssh. shkola Publ., 1978. 447 p.
 7. Reznik N. E. *Teoriia rezanii lezviem i osnovy rascheta rezhushchikh apparatov* [The theory of cutting with blade and cutting machines calculations fundamentals]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1975. 311 p.
 8. Dombrovskii N. G. *Ekskovatory. Obshchie voprosy teorii, proektirovaniia, issledovaniia i primeneniia* [Excavators. General problems of theory, design, investigation and application]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1969. 319 p.
 9. Loitsianskii L. G., Lur'e A. I. *Kurs teoreticheskoi mekhaniki. T. I. Statika i kinematika.* [The course of theoretical mechanics. T. I. Statics and kinematics]. Moscow, Nauka Publ., 1982. 352 p.
 10. Andreev G. N. *Dopolnitel'nye glavy geometrii. Differentsial'naia geometriia krivykh i poverkhnosti: ucheb. posobie* [School book "Advanced course of geometry. Differential geometry of curved surfaces"]. Moscow, MSU Publ., 2007. 184 p.
 11. Emtsev B. T. *Tekhnicheskaia gidromekhanika* [Technical hydromechanics]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1978. 463 p.
 12. Tagaev Kh. *Formula Tagaeva po opredeleniiu gidrodinamicheskogo soprotivleniia vody* [Tagaev formula on the determination of hydrodynamic resistance of water]. Available at: gisap.eu/ru/node/62815 (access date 20th July 2016).
 13. Levanov N. I., Ialtanets I. M., Mel'nikov I. T., Diatlov V. M. *Rabochie parametry gruntozabornykh ustroistv plavuchikh zemlesosnykh snariadov i ikh konstruktivnye osobennosti. Pod red. I. M. Ialtantsa* [Working parameters of dragheads of floating suctiontube dredges and their constructive features. Edited by I. M. Ialtanets]. Moscow, Izd-vo MGGU Publ. 2008. 235 p.
 14. Iufin A. P. *Gidromekhanizatsiia: ucheb. posobie dlia vuzov* [School book for institutes of higher education "Hydromechanization"]. Moscow, Stroizdat Publ., 1974. 223 p.
-

УДК 622.363.2

ИССЛЕДОВАНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЙ ИЗ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН НА ВЕРХНЕКАМСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

АНДРЕЙКО С. С., ЛЯЛИНА Т. А.

Построены и проанализированы карты распределения газовыделений на территории Верхнекамского месторождения калийных солей относительно его отдельных участков, нефтяных месторождений и нефтеперспективных структур. Анализ карт показывает приуроченность газовыделений из геологоразведочных скважин к нефтяным месторождениям и нефтеперспективным структурам. Рассчитана плотность газовыделений на участках месторождения, наибольшая плотность отмечена на Соликамском (СКРУ-1) и Палашерском участках. Дальнейшее изучение эффекта территориальной совмещенности и закономерностей влияния нефтегазоносности нижележащих отложений Соликамской впадины позволит исследовать и разработать технологию локализации участков газодинамической опасности на Верхнекамском месторождении калийных солей и целенаправленно применять профилактические мероприятия по предотвращению интенсивных газовыделений и газодинамических явлений.

Ключевые слова: *газовыделения; геологоразведочные скважины; нефтяные месторождения; нефтеперспективные структуры; газодинамические явления.*

На стадии строительства новых рудников на Верхнекамском месторождении калийных солей (ВКМКС) в соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» должны быть выполнены работы по выявлению склонности пород к горным ударам, газо- и геодинамическим проявлениям [1]. При наличии таких опасностей при ведении горных работ должны быть предусмотрены мероприятия по их предотвращению.

Соляные породы Верхнекамского месторождения являются газоносными. Подземная добыча повсеместно осложнена интенсивными выделениями горючих и ядовитых газов, а также газодинамическими явлениями (ГДЯ). Эти явления представляют угрозу для жизни шахтеров, разрушают проходческое и очистное оборудование, нарушают ритмичность работы рудников [2–8]. В соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» шахты, на которых обнаружено (или по геологическим данным прогнозируется) выделение горючих или ядовитых газов, должны иметь заключение научной организации о составе, масштабе, местах и характере выделения газов и паров. Ввиду этого проведено обобщение и анализ данных об интенсивных газовыделениях, ГДЯ и геологических условиях их проявления на Верхнекамском месторождении, в том числе при бурении геологоразведочных скважин с поверхности.

Свободные газы в соляных породах находятся под большим давлением, достигающим иногда нескольких десятков атмосфер. Первые сведения о газовыде-

Андрейко Сергей Семенович – профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией геотехнологических процессов и рудничной газодинамики. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН. E-mail: ssa@mi-perm.ru

Лялина Тамара Александровна – инженер лаборатории геотехнологических процессов и рудничной газодинамики. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН. E-mail: lyalina@mi-perm.ru

лениях на Верхнекамском месторождении при бурении скважин относятся к 1925 г. При вскрытии солей скважинами газовыделение проявляется по-разному [9]. Иногда наблюдается лишь вспенивание промывочной жидкости и слышен слабый шум в скважине. В других случаях оно происходит бурно, сопровождаясь

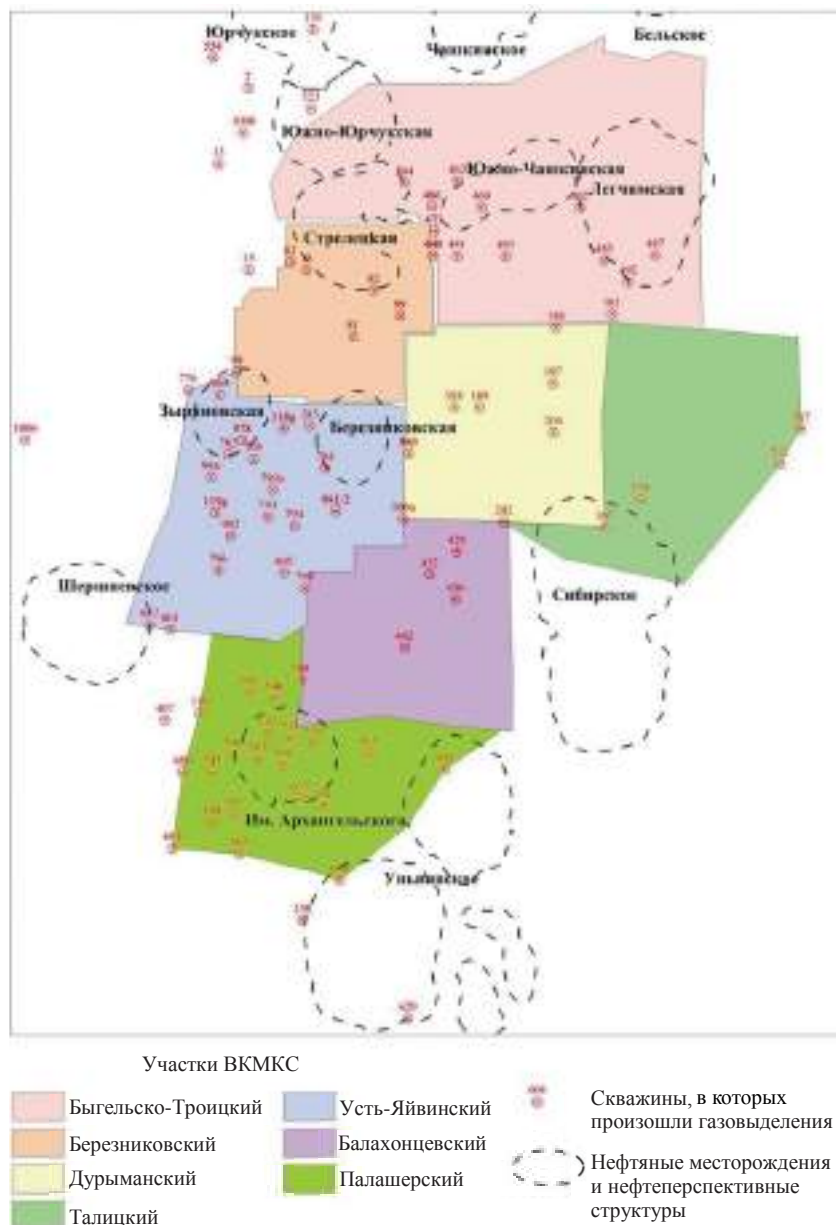


Рис. 1. Газовыделения при бурении геологоразведочных скважин в южной части Верхнекамского месторождения

выбросами раствора и шлама из скважин на высоту до нескольких метров, может привести к пожару в буровом помещении и сгоранию вышки. Особо бурные выбросы газов имеют место при проходке сильвинито-карналлитовой зоны от пласта Е до пласта В и чаще всего наблюдаются в скважинах, расположенных в при-

сводовых частях и на крыльях антиклинальных структур. Продолжительность газовых выбросов (с учетом пауз) может колебаться от долей часа до нескольких суток и даже недель.

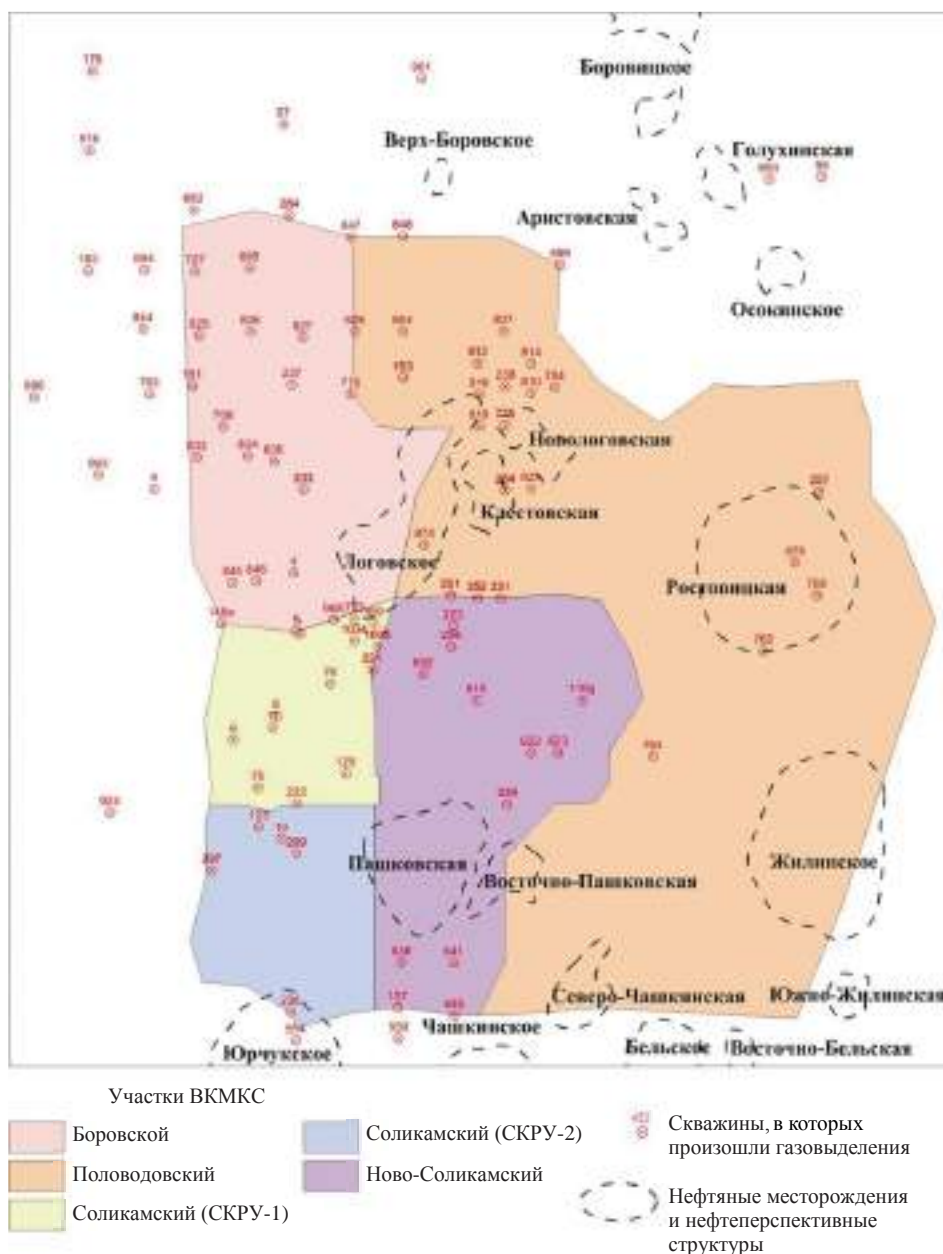


Рис. 2. Газовыделения при бурении геологоразведочных скважин в центральной части Верхнекамского месторождения

Сведения о газовыделениях, зафиксированных при бурении скважин на территории Верхнекамского месторождения калийных солей, приведенные в литературных источниках и отчетах о поисково-оценочных работах, были затабулированы и проанализированы. Общее количество скважин, в которых наблюдались газовыделения на Верхнекамском месторождении калийных солей, составило 189.

Наибольшее количество газовыделений наблюдалось при проходке пластов сильвинито-карналлитовой зоны [10]. Так, при проходке пласта Е наблюдалось 90 случаев выделений газа, Д – 88, Г – 85, В – 75. Наименьшее количество газовыделений наблюдалось при проходке каменной соли на интервалах от пласта покровной каменной соли (ПКС) до пласта З и от пласта А до пласта подстилающей каменной соли (ПдКС).

Наряду с соляными породами в пределах территории ВКМКС в подсолевых отложениях нижнего и среднего карбона и верхнего девона на глубинах 1600–2300 м открыто 12 месторождений нефти и 15 нефтеперспективных структур [11]. На сегодняшний день их влияние на появление газовыделений и ГДЯ в соляной толще не изучено. Без этих данных достоверность прогноза газодинамической опасности и профилактические мероприятия по предотвращению газовыделений и газодинамических явлений при подземной разработке калийных пластов будут недостаточно эффективными. Таким образом, необходимо изучить и учесть влияние эффекта территориальной совмещенности и закономерности влияния нефтегазоносности нижележащих отложений на механизм образования скопленных свободных газов и очагов ГДЯ в соляном породном массиве.

Плотность газовыделений из скважин на участках Верхнекамского месторождения

Участок ВКМКС	Площадь участка, км ²	Количество газовыделений, N	Плотность газовыделений, N/км ²
Боровской	95,00	23	0,24
Половодовский	220,00	27	0,12
Соликамский (СКРУ-1)	45,00	17	0,38
Соликамский (СКРУ-2)	50,38	6	0,12
Ново-Соликамский	110,30	17	0,15
Быгельско-Троицкий	154,00	14	0,09
Березниковский	49,80	8	0,16
Дурьманский	66,20	10	0,15
Талицкий	69,56	6	0,09
Усть-Яйвинский	83,30	23	0,28
Балахонцевский	74,40	8	0,11
Палашерский	58,49	21	0,36

Первоначально были построены карты распределения газовыделений относительно участков ВКМКС, нефтяных месторождений и нефтеперспективных структур для южной (рис. 1) и центральной частей месторождения (рис. 2). Анализ карты южной части месторождения показывает, что наибольшее количество газовыделений наблюдалось при бурении скважин Усть-Яйвинского и Палашерского участков, на территории залегания Зырянновской и Березниковской структур и месторождения им. Архангельского, а также в непосредственной близости от них. Скважины с газовыделениями локализуются вокруг и внутри Легчимской, Южно-Чашкинской, Стрелецкой, Южно-Юрчукской структур и Юрчукского месторождения.

Анализ карты центральной части месторождения показывает, что наибольшее количество газовыделений наблюдалось при бурении скважин Боровского и северо-западной части Половодовского участков на территории залегания Логовского месторождения, Клестовской и Новологовской структур и в непосредственной близости от них. Также выделяется локализация скважин с газовыделениями вокруг и внутри Ростовицкой, Пашковской и Восточно-Пашковской структур.

Ранее установлено, что количество газовыделений и их местоположение зависят от местоположения относительно контуров нефтяных залежей [12]. Количество скважин с выделениями газа равномерно убывает в зависимости от расстояния до нефтяного месторождения (структуры). Так, на контуре и внутри нефтяных залежей зафиксированы газовыделения из 33 скважин – 36 % от общего числа скважин. На расстоянии от 0 до 1100 м, от 1100 до 2200 м и от 2200 до 3300 м газовыделения наблюдались из 26 (30 %), 22 (24 %) и 9 (10 %) скважин соответственно.

Также производилась оценка количества газовыделений, приходящегося на квадратный километр участка (таблица), по результатам которой самая большая плотность газовыделений наблюдается на Соликамском и Палашерском участках – 0,38 и 0,36 соответственно. Далее следуют Усть-Яйвинский и Боровской участки – 0,28 и 0,24 соответственно.

Результаты анализа использовались на стадии проектирования и вовлечения в разработку новых участков шахтных полей и при строительстве калийных рудников в методике регионального прогнозирования зон, опасных по ГДЯ. Составлены региональные карты зон, опасных по ГДЯ, для вводимых в эксплуатацию новых участков шахтных полей ВМКМС Усть-Яйвинского и Половодовского, полученные с учетом данных анализа газовыделений при бурении геологоразведочных скважин с поверхности.

Дальнейшее изучение эффекта территориальной совмещенности и закономерностей влияния нефтегазоносности нижележащих отложений Соликамской впадины на продуктивную толщу Верхнекамского месторождения калийных солей позволит разработать технологию локализации участков газодинамической опасности на Верхнекамском месторождении калийных солей и более целенаправленно и эффективно проводить профилактические мероприятия по предотвращению интенсивных газовыделений и газодинамических явлений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых: приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11 декабря 2013 г. № 599. Доступ из справ.-правовой системы «КонсультантПлюс».
2. Проскуряков Н. М. Управление газодинамическими процессами в пластах калийных руд. М.: Недра, 1988. 239 с.
3. Кудряшов А. И., Андрейко С. С. О природе очагов внезапных выбросов соли и газа // Изв. вузов. Горный журнал. 1986. № 2. С. 10–11.
4. Андрейко С. С. Статистические критерии и результаты оценки закономерностей распределения газодинамических явлений на калийных месторождениях // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2003. № 4. С. 45–55.
5. Андрейко С. С., Иванов О. В., Харинцев А. В., Чистяков А. Н. Прогнозирование выбросоопасных зон пластов при разведке и разработке Верхнекамского месторождения калийных солей // Горный журнал. 2008. № 10. С. 34–36.
6. Лялина Т. А., Литвиновская Н. А., Андрейко С. С. Управление газодинамическими процессами в породах почвы выработок при разработке сильвинитового пласта АБ Верхнекамского месторождения калийных солей // Горный журнал. 2015. № 4. С. 89–92.
7. Андрейко С. С., Береснев С. П., Сенюк В. В., Гончар В. И., Литвиновская Н. А. Исследование механизма формирования опасных по газодинамическим явлениям зон в породах калийного горизонта // Горный журнал. 2010. № 8. С. 31–33.
8. Андрейко С. С., Иванов О. В., Литвиновская Н. А. Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений из почвы при проходке подготовительных выработок в подработанном массиве соляных пород. Пермь: Изд-во ПНИПУ, 2015. 159 с.
9. Андрейко С. С. Газовыделения при бурении геологоразведочных скважин на Верхнекамском месторождении // Вентиляция шахт и рудников. Аэропылегазодинамика горных выработок: сб. науч. тр. Л.: Изд-во ЛГИ, 1987. С. 16–20.
10. Андрейко С. С., Лялина Т. А. Закономерности газовыделений из геологоразведочных скважин на Верхнекамском месторождении // Геология в развивающемся мире: сб. науч. тр. по матер. IX междунар. науч.-практ. конф. студ., асп. и молодых ученых / отв. ред. Р. Р. Гильмутдинов. Пермь, Изд-во ПГНИУ, 2016. Т. 1. С. 437–440.
11. Галкин В. И. Анализ геологического строения и оценка возможности разработки нефтяных месторождений, расположенных под толщей калийно-магниевого солей Верхнекамского месторождения Пермской области. Пермь: Изд-во ПГТУ, 2005. С. 41–52.

12. Андрейко С. С., Лялина Т. А. Анализ газовыделений из геологоразведочных скважин для безопасного строительства и эксплуатации горных выработок калийных рудников Верхнекамского месторождения калийных солей // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: матер. V Междунар. конф. (7–8 окт. 2016 г.) / отв. ред. М. В. Корнилков. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. С. 193–197.

Поступила в редакцию 7 ноября 2016 года

THE ANALYSIS OF GAS EMISSION OUT OF GEOLOGIC PROSPECTING WELLS AT VERKHNEKAMSKOYE DEPOSIT OF POTASSIUM SALTS

Andreyko S. S., Lialina T. A. – Mining Institute of the Ural Branch of RAS, Perm, the Russian Federation. E-mail: ssa@mi-perm.ru

Allocation maps of gas emission at the territory of Verkhnekamskoye deposit of potassium salts are built and analyzed in relation to the deposit's separate sections, oil fields, and oil promising structures. Maps analysis shows the confinedness of gas emission out of geologic prospecting wells to oil fields and oil promising structures. Gas emission density at the sections of the deposit is calculated; maximum density is detected at Solikamsk (SKRU-1) and Palashersky sections. Further examination of the effect of territorial co-occurrence and influence patterns of oil-and-gas content of underlying deposits of Solikamsk basin will allow investigating and developing the localization technology for gas dynamic hazard sections of Verkhnekamskoye deposit of potassium salts and purposefully use the preventive measures for intensive gas emission and gas dynamic events.

Key words: gas emission; geologic prospecting wells; oil fields; oil promising structures; gas dynamic events.

REFERENCES

1. Safety instructions on mining operations and hard minerals processing: the order of the Federal Service for Environmental, Technological and Nuclear Supervision, dated 11th December, 2013, no. 599. Access from the legal reference system "Consultant Plus". (In Russ.)
2. Proskuriakov N. M. *Upravlenie gazodinamicheskimi protsessami v plastakh kaliinykh rud* [Control over gas dynamic processes in potassium ores beds]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 239 p.
3. Kudriashov A. I., Andreyko S. S. [Regarding the nature of sudden outbursts of salt and gas focuses] *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1986, no. 2, pp. 10–11. (In Russ.)
4. Andreyko S. S. [Statistic criteria and the estimation results of gas dynamic events distribution regularities in potassium deposits]. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Issues of Mineral Development*, 2003, no. 4, pp. 45–55. (In Russ.)
5. Andreyko S. S., Ivanov O. V., Kharintsev A. V., Chistiakov A. N. [Forecasting outburst-prone zones of beds when prospecting and developing potassium salts deposits]. *Gornyi Zhurnal – Mining Journal*, 2008, no. 10, pp. 34–36. (In Russ.)
6. Lialina T. A., Litvinovskaia N. A., Andreyko S. S. [Control over gas dynamic processes in the rocks of the mine's soil when developing sylvinitic layer AB of Verkhnekamskoye deposit of potassium salts]. *Gornyi Zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 4, pp. 89–92. (In Russ.)
7. Andreyko S. S., Beresnev S. P., Seniuk V. V., Gonchar V. I., Litvinovskaia N. A. [Examination of the formation mechanism of gas dynamic hazardous zones in the rocks of potassium horizon]. *Gornyi Zhurnal – Mining Journal*, 2010, no. 8, pp. 31–33. (In Russ.)
8. Andreyko S. S., Ivanov O. V., Litvinovskaia N. A. *Prognozirovaniye i predotvrashcheniye gazodinamicheskikh iavlenii iz pochvy pri prokhodke podgotovitel'nykh vyrabotok v podrobotannom massive solianyykh porod* [Forecasting and preventing gas dynamic events at soil when fulfilling prospecting works in underworked seam of saliferous rocks]. Perm, Izd-vo PNIPU Publ., 2015. 159 p.
9. Andreyko S. S. [Gas emission when drilling geologic prospecting wells at Verkhnekamskoye deposit]. *Ventiliatsiya shakht i rudnikov. Aeropylegazodinamika gornykh vyrabotok: sb. nauch. tr.* [Collective works "Shaft and mines ventilation. Aerodust gas dynamics of mine works"]. Leningrad, Izd-vo LSI Publ., 1987, pp. 16–20. (In Russ.)
10. Andreyko S. S., Lialina T. A. [Gas emission regularities out of geologic prospecting wells at Verkhnekamskoye deposit]. *Geologiya v razvivaiushchemsia mire: sb. nauch. tr. po materialam IX mezhdunar. nauch.-prakt. konf. stud., asp. i molodykh uchenykh. Otv. red. R. R. Gil'mutdinov* [Collective works on the proc. of 9th Int. Sci.-to-Pract. Conf. of students, candidates, and young scientists "Geology in the developing world". Edited by R. R. Gil'mutdinov]. Perm, Izd-vo PGNIU Publ., 2016, vol. 1., pp. 437–440. (In Russ.)
11. Galkin V. I. *Analiz geologicheskogo stroeniya i otsenka vozmozhnosti razrabotki nefiannykh mestorozhdenii, raspolozhennykh pod tolshechei kaliino-magnievykh solei Verkhnekamskogo mestorozhdeniya Permskoi oblasti* [The analysis of geological structure and capability assessment of oil fields exploitation under the mass of potassium-magnesium salts of Verkhnekamskoye deposit in Perm region]. Perm, Izd-vo PGU Publ., 2005, pp. 41–52.
12. Andreyko S. S., Lialina T. A. [The analysis of gas emission out of geological prospecting wells for safe construction and exploitation of potassium mine workings at Verkhnekamskoye deposit of potassium salts]. *Proektirovaniye, stroitel'stvo i ekspluatatsiya kompleksov podzemnykh sooruzhenii: mater. V Mezhdunar. konf. (7–8 okt. 2016 g.). Otv. red. M. V. Kornilkov* [Proc. 5th Int. Conf. "Design, construction and exploitation of underground installations". Edited by M. V. Kornilkov (7th–8th October 2016)]. Ekaterinburg, Izd-vo UrSMU Publ., 2016, pp. 193–197. (In Russ.)

УДК 622.235

УМЕНЬШЕНИЕ ПЫЛЕГАЗОВОГО ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ

МИСЛИБАЕВ И. Т., ЗАИРОВ Ш. Ш., ТУХТАШЕВ А. Б., НОРМАТОВА М. Ж.

Разработан способ улучшения пылеподавления и повышения эффективности взрывчатых веществ при массовых взрывах на карьерах с использованием в забоечной части скважины герметичной оболочки, заполненной соапстоком (отход масложирового комбината) и водой в соотношении 50 : 50. Интенсификация процесса осаждения пыли над местом взрыва позволяет уменьшить загрязнение окружающей карьер территории, что благоприятно отражается на экологической обстановке в районе производства горных работ. Произведен расчет параметров пылегазового загрязнения атмосферы при ведении буровзрывных работ на карьерах с учетом физико-механических свойств горных пород и их обводненности, способов бурения взрывных скважин, ассортимента применяемых взрывчатых веществ, типа используемых забоечных материалов, методов взрывания, времени производства массового взрыва, метеословий на момент массового взрыва и др. Установлено, что при прохождении взрывных газов через оболочку с соапстоком и водой в забоечной части скважины происходит конвективная теплоотдача от газа оболочке и потеря доли парциального давления на стенки скважины в месте расположения оболочки. За счет потери тепла пылегазовое облако теряет часть своей энергии, что ведет к снижению высоты его подъема и предотвращению выноса за пределы карьерного пространства.

Ключевые слова: буровзрывные работы; выделение пыли и газов; пылеподавление; массовый взрыв; соапсток; экологическая обстановка; параметры пылегазового загрязнения; взрывные газы; тепловые потери; давление газов взрыва; плотность заряжения ВВ; масса пыли.

Основными источниками вредных выбросов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых являются буровзрывные работы, на долю которых приходится до 40 % общей массы загрязняющих веществ, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду. Пылевое облако при массовом взрыве выбрасывается на высоту 150–300 м, может достигать 16 км и распространяться по направлению ветра на значительные расстояния (10–14 км) [1].

В процессе взрывного превращения взрывчатых веществ (ВВ) с выделением огромного количества тепла образуются ядовитые газообразные продукты. При взрыве 1 кг ВВ в среднем образуется 850–900 л газообразных продуктов, 5–10 % из них являются ядовитыми. Исследования показывают, что в результате взрывных работ на карьере Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан) в атмосферу выбрасывается до 913 т ядовитых газов в год: окись углерода, окислы азота, сернистый ангидрид, сероводород, пары ртути, углекислый газ и др.

Мислибаев Илхом Туйчибаевич – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: i.mislibaev@nsmi.uz

Заиров Шерзод Шарипович – доктор технических наук, доцент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sher-z@mail.ru.

Тухташев Алишер Баходирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: a.tukhtashev@nsmi.uz

Норматова Муборак Жабборовна – старший преподаватель кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: m_normatova@mail.ru

Предельно допустимое содержание окиси углерода в рудничной атмосфере при длительном пребывании людей не должно превышать 0,02 мг/л (0,0016 %). Содержание в атмосфере 0,13 % окиси углерода оказывает опасное влияние на организм человека при вдыхании ее в течение 0,5–1 ч, а содержание 0,42 % смертельно даже при очень непродолжительном вдыхании.

Окислы азота – газы еще более опасные, чем окись углерода. Содержание всего 0,02 % окислов азота в атмосфере смертельно для человека даже при кратковременном вдыхании. Предельно допустимая концентрация окислов азота – 0,005 мг/л или 0,0001 %.

Содержание в атмосфере 0,03 % сернистого ангидрида и 0,05 % сероводорода опасно для жизни. Предельно допустимая концентрация сернистого ангидрида в атмосфере – 0,0007 %, а сероводорода – 0,00066 %. Предельно допустимая концентрация паров ртути в атмосфере – 0,00001 мг/л.

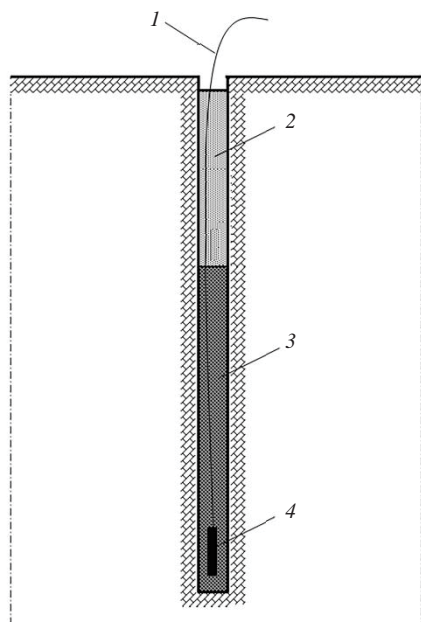


Рис. 1. Способ повышения эффективности пылеподавления при массовых взрывах на карьерах:

1 – скважинная ударно-волновая трубка неэлектрической системы инициирования; 2 – герметичная оболочка с соапстоком и водой; 3 – взрывчатое вещество; 4 – промежуточный детонатор

В настоящее время постоянно проводится мониторинг загрязнения атмосферного воздуха на границе санитарно-защитной зоны после проведения каждого массового взрыва в карьерах Навоийского горно-металлургического комбината. Также ведутся исследования по определению удельных выбросов пыли и вредных газов после взрывов, расчет параметров пылегазового загрязнения атмосферы и разработка методов снижения концентрации пылегазовых выбросов.

Ранее на карьерах Кызылкумского региона проводились исследования [1–3], которые сейчас теряют актуальность, поскольку карьеры значительно углубились, в результате чего изменились состав горных пород, геологические и гидрогеологические характеристики месторождений. Кроме того, появились новые типы эмульсионных ВВ, характеризующиеся разными удельными расходами, разработаны новые системы инициирования зарядов. Все это изменяет параметры пылегазового облака.

В результате проведенных исследований разработан способ повышения эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах. Интенсификация процесса осаждения пыли над местом взрыва позволяет уменьшить загрязнение окружающей карьер территории, что благоприятно отражается на экологической обстановке в районе производства горных работ. Это достигается за счет того, что в разработанном способе пылеподавления предусматривается размещение в забоечной части каждой скважины герметичной оболочки, заполненной соапстоком (отходом масложирового комбината) и водой в соотношении 50 : 50 (рис. 1).

Соапсток выделяется при рафинировании растительных масел, представляет собой коричневое мазеобразное вещество. Его состав непостоянен и зависит от качества исходного сырья. Содержание жиров и омыленных жирных кислот в соапстоках составляет 50–70 %. Эти кислоты являются более слабыми собирателя-

ми по сравнению с олеиновой кислотой, но значительно селективнее и обладают хорошими пенообразующими свойствами.

Характеристики соапстока

Жирность (общий жир).....	40–61 %
в том числе нейтральный жир.....	23–28 %
Нежировые вещества (госсипол).....	3–12,5 %
Неомыляемые вещества.....	2–2,7 %
Фосфорсодержащие вещества.....	0,8–1,0 %
Кислотное число.....	71–100 кг/КОН
Растворимость в ацетоне.....	80 %

Продукты детонации ВВ разрушают породный массив, при этом в ближней от заряда зоне образуется сильно измельченная порода, которая в дальнейшем выносится газообразными продуктами детонации из скважины и составляет основу пылевого облака. Под давлением продуктов детонации ВВ в скважине происходит мгновенное сжатие и соответствующее этому процессу повышение температуры соапстока и воды, находящихся в герметичной оболочке. В результате данного процесса соапсток с водой передает в качестве рабочего тела свою долю парциального давления на стенки скважины в месте расположения оболочки. За счет этого усиливается запирающий эффект на пути вылета продуктов детонации ВВ из скважины и, следовательно, на полезную работу разрушения породного массива расходуется большая доля энергии взрыва. В результате коагуляции из пылевого облака происходит выпадение укрупненных частиц пыли, получившихся в результате смачивания соапстоком и водой. Одновременно с осаждением пыли достигается дополнительный эффект нейтрализации ядовитых газов, образующихся при взрыве. Ядовитые газы типа оксидов азота NO_x и окиси углерода CO вступают в химическую реакцию с соапстоком и водой с образованием жидкой фазы кислоты, которая также осаждается в месте взрыва. За счет этого предотвращается попадание ядовитых газов в окружающую атмосферу и исключаются кислотные дожди.

Объем газов, $\text{м}^3/\text{кг}$, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, рекомендуется определять по формуле [2]:

$$V_0 = \frac{22,42(n_1 + n_2 + \dots + n_k)}{m_1M_1 + m_2M_2 + \dots + m_nM_n},$$

где n – число молей газообразных продуктов взрыва; m – число молей составных частей ВВ; M – относительная молекулярная масса составных частей ВВ.

При постоянном давлении и любой температуре газов

$$V_1 = v_0 \left(1 + \frac{T_r}{273} \right),$$

где V_1 – объем образующихся газов, $\text{м}^3/\text{кг}$; v_0 – начальная скорость газов взрыва, $\text{м}/\text{с}$; T_r – температура газов взрыва, $^{\circ}\text{C}$.

Давление газов взрыва в скважине, МПа, определяют по выражению:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273V}, \quad (1)$$

где p_0 и V_0 – атмосферное давление, $p_0 = 0,1$ МПа, и объем газов ВВ, м^3 , при этом давлении (при нулевой температуре); T – температура взрыва, считая от абсолютного нуля, К; V – объем скважины, м^3 .

При плотности заряжения ВВ, равной 0,5–1,0 т/м³, большую роль играет коволюм α , учитывающий собственный объем молекул. В связи с этим формула (1) примет следующий вид:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273(V - \alpha)}$$

Если объем зарядной камеры заменить плотностью заряжения ВВ ($\Delta = M/V$), то при единичной массе $M = 1$ получим уравнение для расчета давления газов взрыва:

$$p = \frac{p_0 V_0 T}{273(1/\Delta - \alpha)} = \frac{p_0 V_0 T \Delta}{273(V - \alpha \Delta)}$$

Температура газов, К, после прохождения через оболочку с соапстоком и водой определяется по формуле [4]:

$$T_r = T_{r,ф} - (T_{r,ф} - T_0) \exp\left(-\frac{3K_\alpha t}{r_0 \rho_0 C_0}\right),$$

где $T_{r,ф}$ – температура газовой фазы после взрыва, К; T_0 – температура твердой фазы, К; K_α – коэффициент теплоотдачи, Вт/(м² · К); t – время контакта газа с забойкой, с; r_0 – радиус оболочки с соапстоком и водой, м; ρ_0 – плотность раствора соапстока с водой в оболочке, кг/м³; C_0 – теплоемкость соапстока с водой в оболочке, Дж/(кг · К).

Тепловые потери, Дж, а это тепло, затраченное на нагрев забоечной части скважины, определяются по формуле:

$$Q_{т.п} = m_0 C_0 (T_r - T_0),$$

где m_0 – масса оболочки с соапстоком и водой, кг.

Массу пыли, кг, выделяемую из блока при взрыве одной скважины, можно рассчитать по формуле:

$$m_n = \rho_{г.п.} V_6 \left(1 - \frac{1}{k_p^2}\right) d_{cp},$$

где $\rho_{г.п.}$ – плотность горных пород, кг/м³; V_6 – объем взрывающегося блока, м³; k_p – коэффициент разрыхления горных пород; d_n – средний размер пылинок, м; d_{cp} – средний размер кусков горных пород во взрывном блоке, м.

Таким образом, установлено, что при прохождении взрывных газов через оболочку с соапстоком и водой в забоечной части скважины происходит конвективная теплоотдача от газа оболочке и потеря доли парциального давления на стенки скважины в месте расположения оболочки. За счет потери тепла пылегазовое облако теряет часть своей энергии, что ведет к снижению высоты его подъема и предотвращает его вынос за пределы карьерного пространства.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сытенков В. Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. М.: Геоинформцентр, 2003. 288 с.
2. Шеметов П. А., Норов Ю. Д. Буровзрывные работы: учеб. пособие. Навои, 2005. 207 с.

3. Мальгин О. Н., Рубцов С. К., Шеметов П. А. и др. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. Ташкент: Фан, 2003. 199 с.

4. Тыщук В. Ю. Аналитическое определение параметров и исследование способа и средства пылегазоподавления при массовых взрывах в карьерах // Вісник КДПУ. 2007. Вип. 1. Ч. 1. С. 98–101.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

REDUCTION OF DUST AND GAS POLLUTION OF THE ATMOSPHERE UNDER THE PRODUCTION OF BULK EXPLOSIONS AT OPEN PITS

Mislibaev I. T., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B., Normatova M. Zh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan. E-mail: i.mislibaev@nsmi.uz

The technique of dust reduction and explosives efficiency improvement is developed under bulk explosions at open pits with the use of vacuum envelope filled with soap stock (wastes of oil-fat plant) and water at the ration 50:50 at the face part of a well. Dust sedimentation intensification over the explosion site allows reducing the pollution of the territory enclosing the open pit, which affects favorably the ecological situation in the region of mining operations. Atmosphere dust and gas pollution parameters calculation has been fulfilled under the conduct of drilling and blasting operations at open pits with the account of physical and mechanical properties of rocks and their water content, blastholes drilling techniques, the range of the explosives applied, the type of stemming material applied, blasting methods, bulk explosion firing time, weather conditions at the process of explosion, etc. It is stated that when explosive gas passes through the envelope with soap stock and water in the face part of the well there is the convection heat transfer from gas to the envelope together with the loss of the part of partial pressure on the walls of the well in the place of the envelope location. Due to the loss of heat, dust and gas cloud loses a part of its energy, which leads to the reduction of its rise height and prevention from its relocation beyond the limits of the open pit space.

Key words: drilling and blasting operations; dust and gas emission; dust reduction; bulk explosion; soap stock; ecological situation; parameters of dust and gas pollution; explosive gas; heat loss; explosion gas pressure; explosives charging density.

REFERENCES

1. Sytenkov V. N. *Upravlenie pylegazovym rezhimom glubokikh kar'erov* [Control over dust and gas conditions of deep open pits]. Moscow, Geoinformtsentr Publ., 2003. 288 p.
2. Shemetov P. A., Norov Iu. D. *Burovzryvnye raboty: ucheb. posobie* [School book “Drilling and blasting operation”]. Navoiy, 2005. 207 p.
3. Mal'gin O. N., Rubtsov S. K., Shemetov P. A. and others. *Sovershenstvovanie tekhnologicheskikh protsessov burovzryvnykh работ na otkrytykh gornyykh rabotakh* [The development of technological processes of drilling and blasting operations at opencast mining]. Tashkent, Fan Publ., 2003. 199 p.
4. Tyshchuk V. Iu. [Analytical parameters determination and ways and means of dust and gas reduction examination under bulk explosions at open pits]. *Visnik KDPU – The Bulletin of Kryvyi Rih State Pedagogical University*, 2007, issue 1, pt. 1, pp. 98–101.

УДК 55; 550.4; 551.247

ГЕНЕЗИС И ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ РАССОЛОВ АСТРАХАНСКОГО ГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ, ФАКТОРЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ И МЕТОДЫ БОРЬБЫ С РАПОПРОЯВЛЕНИЕМ

СКОКОВ В. В.

Осложнения в процессе строительства скважин на Астраханском газоконденсатном месторождении (ГКМ), вызванные рапопроявлением, являются наиболее труднопреодолимыми. Большая часть (до 70 %) осложнений, вызванных рапопроявлением, зафиксирована в интервале 2800–3800 м в скважинах, расположенных на склонах соляных куполов, меньшая часть – в скважинах, заложенных на сводах и в мульдовых частях. Факторами, определяющими выбор стратегии борьбы с рапопроявлениями при строительстве газовых скважин, являются генезис рассолов и литологическая приуроченность их залегания в толще хемогенного комплекса пород разреза. В статье приведены условия образования рассолов, их химический состав (в условиях Астраханского ГКМ), а также факторы, способствующие перераспределению растворов внутри межсолевых пластов. С учетом опыта строительства скважин на Астраханском ГКМ в условиях рапопроявления рассмотрены варианты ликвидации данного осложнения.

Ключевые слова: свабирование скважины; седиментационный рассол; рассол выщелачивания; минерализация; аномально высокое пластовое давление; межкристаллические газово-жидкие включения; соляно-купольная структура.

По условиям образования (М. Г. Валяшко) принято выделять два основных генетических типа рассолов [1, 2]:

- седиментационные рассолы, образование которых обусловлено сохранением или накоплением маточных растворов;
- рассолы выщелачивания, образующиеся за счет растворения и выщелачивания соляных и соленосных отложений в проникающих «чужих» водах и растворах.

Выделенные генетические типы рассолов отличаются наличием в химическом составе брома, иода, кальция и(или) магния, калия, бора и других микроэлементов, а также растворенного и свободного газа, представленного преимущественно метаном и сероводородом.

Седиментационные рассолы (Л. З. Садыков) отличает высокая минерализация (более 300 г/л) и повышенное содержание газов и ионов перечисленных ранее элементов [3].

Рассолы выщелачивания обычно на 95–100 % представлены хлористым натрием с минерализацией в пределах растворимости каменной соли с низкими значениями бром-хлорных и магний-хлорных ионных отношений.

Важную роль в формировании химического состава седиментационных рассолов могли сыграть поровые растворы внутрисолевых отложений как активные участники геохимических процессов первичной аккумуляции и перераспределения химических элементов при развитии солеродного бассейна.

Седиментационные рассолы приурочены к трещинным, трещинно-кавернозным и брекчированным породам-коллекторам в несолевых прослоях внутри соленосной толщи, обычно имеют аномальное пластовое давление.

В пределах Астраханского ГКМ в химическом составе рассолов основными являются анионы хлора и катионы натрия. Однако в отдельных скважинах могут преобладать другие катионы [4, 5]:

– кальция (до 265,95 г/л) – скв. 3, 10, 431д, 902, 923 Астраханские, скв. 4 Еленовская, скв. 2 Цвелевская;

– магния (до 130,2 г/л) – скв. 3 Аксарайская, скв. 1, 6, 436 Астраханские;

– калия (до 170,23 г/л) – скв. 86, 110, 228, 602 Астраханские, скв. 1 Кордонная (таблица, [4]).

Рассолы нередко обогащены микроэлементами (мг/л): Br – 1438; Sr – 818; I – 126,9; В – 82,6; Со – 1,9; Zn – 0,7; Li – 0,6; Cd – 0,5; Pb – 0,5; Mn – 0,35.

Исследованиями Л. А. Анисимова и Г. А. Московского (1990) подмечено, что высокие концентрации иода характерны для хлоридно-кальциевых рассолов, а брома – для хлоридно-магниевых. Проведенный анализ показал, что рассолы, выделенные из межсолевых сульфатно-терригенных пород кунгурского яруса, содержат водорастворенные газы преимущественно метанового типа: CH_4 – 75–78 %, тяжелые УВ – 4–7 %, CO_2 – 0,5–2,2 %. Газонасыщенность составляет 115–167 $\text{см}^3/\text{м}^3$.

Анализируя характер и условия возникновения рапопроявлений, можно выделить следующие факторы [6–8]: геологический, тектонический, технологический.

Характеристика подземных вод соленосного комплекса Астраханского свода (Л. Ф. Ушивцева)

Номер скважины	Глубина отбора, м	Компоненты, г/л						Минерализация, г/л	Плотность воды, $\text{г}/\text{см}^3$	Коэффициент Na/Cl	Геоструктурная принадлежность
		Na + K	Ca	Mg	Cl	SO_4	HCO_3				
116	Н. д.	108,90	2,24	1,33	169,4	1,44	1,83	284,2	1,209	0,99	Ахтубинский купол
253	3320	119,6+3,43	4,40	0,0	191,7	0,99	1,45	321,6	1,208	0,96	Айдикский купол
85д	3196–3440	98,5+3,12	20,0	29,2	198,6	0,36	0,07	349,9	1,213	0,77	Сарысорский купол
10А	3302–3296	106,90	20,8	1,46	205,6	0,32	0,097	335,2	1,222	0,80	Сарысорский купол
923	Н. д.	93,50	25,7	3,40	201,4	0,37	0,27	324,6	1,215	0,72	Аксарайский купол
602	Н. д.	94,30	22,0	5,35	201,4	0,47	0,24	323,8	1,214	0,72	Сеитовский купол
902	3520–3682	96,96	36	–	213,0	0,63	1,146	346,6	1,228	0,70	Сеитовский купол

Н. д. – нет данных.

Геологический фактор обусловлен наличием мощной галогенной толщи кунгурского яруса в разрезе Астраханского свода, содержащей межсолевые сульфатно-терригенные, терригенные и сульфатно-карбонатно-терригенные пласты. В процессе гравитационного уплотнения соли происходят процессы перекристаллизации, гидратации и дегидратации минералов с активным участием захо-

роненной рапы при изменении гидродинамических и гидрохимических условий и заполнения межсолевых прослоев. Захороненные первичные рассолы пополняются водами, выделяющимися при дегидратации гипсов; возрожденные воды способствуют растворению калиево-магниевых солей, диффузионному выщелачиванию солей, присутствующих в глинистых породах, и диспергированию последних.

Перераспределению растворов внутри межсолевых пластов способствовал *тектонический фактор*.

В каменной соли выделяют два типа газовой-жидких включений: внутрикристаллический и межкристаллический, различающихся по морфологии и происхождению.

На Астраханском ГКМ преобладают межкристаллические газовой-жидкие включения, которые характеризуются взаимосвязанной объемно-пространственной системой капилляров и микрополостей неправильной формы. Данная система приурочена к границе раздела кристаллов галита в каменной соли (рис. 1).



Рис. 1. Форма межкристаллических жидких включений. Сеитовская солянокупольная структура, Астраханская область

Межкристаллические включения стали интересны при поисках углеводородного сырья как наиболее возможные миграционные каналы [9].

В общепринятой научной терминологии они обозначаются как «граничные» или «расшнурованные» и представлены в виде включений-вакуолей сложной формы с разным процентным содержанием жидкой и газовой фаз и низкой изоляцией одной вакуоли от другой. Формируются на границах соседних кристаллов или по частично залеченным трещинам. Одной из главных причин образования подобного вида включений являются тектонические проявления. Стоит предполагать, что тектонические ослабленные зоны в каменной соли представляют районы раскрытия граничных (межкристаллических) включений с дальнейшим формированием соляных сыпучек (соляных россыпей) и возможных каналов миграции углеводородов [9].

В Радиевом институте в 1970–1980 гг. были исследованы микроструктурные характеристики каменной соли следующих солянокупольных структур: Большой Азгир, Сеитовская (восточная часть Прикаспийской низменности), Иркутский амфитеатр, Аванское месторождение (Армения) и др. [10–12].

В ходе исследований выявлено следующее:

– количество включений разного типа может резко отличаться даже для отдельных участков единой солянокупольной структуры;

– замкнутые внутрикристаллические включения, перемещаясь к источнику тепла, в определенных условиях «разгружаются» в крупные межкристаллические включения-вакуоли;

– при одностороннем термическом воздействии до 200 °С (в лабораторных условиях) на пластинку каменной соли (15–20 мм) на ее непрогрываемой поверхности происходит выход межкристаллических рассолов, продукты испарения которых скапливаются по границам кристаллов галита [13];

– ограничения на пути миграции растворов по межкристаллическим каналам являются включения глинистых, глинисто-карбонатных, сульфатных пород.

Фактически мономинеральные галитовые породы сформированы из неделимых структурно-морфологических составных частей: твердых кристаллов каменной соли, содержащих внутрикристаллические газово-жидкие включения, и объемной системы вакуолей и капилляров межкристаллических включений, разделяющих кристаллы галита.

Данная объемная вакуольно-капиллярная система является главным путем миграции растворов в соляных породах. Пути миграции имеют сложную форму с противотоками и застойными участками. Направление миграции может измениться при наличии в породе прослоев или линз глинисто-карбонатных или сульфатных пород.

При соляном тектогенезе при неравномерном сжатии соленосных пород в процессе дисгармоничной складчатости происходит разуплотнение межсолевых образований, увеличиваются их пористость и проницаемость за счет появления новых и раскрытия старых трещин. При движении солей в результате действия тектонических сил создается высокое избыточное давление, способствующее интенсивной внутренней соляной тектонике, о чем свидетельствуют зеркала скольжения, перемятость, наличие трещин, залеченных солью. Максимальная тектоническая трещиноватость наблюдается на участках, претерпевших наибольшие тектонические напряжения (узкая сводовая часть структуры, крутые крылья и периклинальное замыкание).

Технологический фактор – интенсивность рапопроявлений – зависит в определенной мере от характера возмущающего действия бурового раствора на межсолевой пласт, а также от передачи бокового горного давления на флюидосодержащий пласт.

Также рапопроявление связывают со свабированием, проявляющимся при спуско-подъемных операциях в зоне высокого пластового давления, а также с гидроразрывом пласта [14, 15]. Данные свидетельствуют, что рапопроявление происходит по двум основным причинам:

– уменьшение гидростатического давления на пласт в процессе бурения с известным пластовым давлением вследствие подъема колонны буровых труб (поршневого эффект);

– высокая эквивалентная плотность циркуляции при промывке или спуске буровой колонны, способствующая одновременному поглощению бурового раствора и проявлениям [14, 15].

Учитывая опыт строительства скважин на Астраханском ГКМ, можно выделить два основных способа ликвидации рапопроявления: увеличение плотности глинистого раствора; разрядка рапоносного пласта.

Применение того или иного способа зависит от многих факторов и дает разные результаты. Так, бурение скважин на Астраханском ГКМ с рапопроявляющими пластами в разрезе при увеличении плотности раствора до 1,95–2,18 г/см³ позволяет довести скважины до проектного забоя. В этих же условиях увеличение в ряде случаев плотности раствора до 2,20–2,24 г/см³ не привело к ликвида-

ции рапопроявления, что объясняется следующим. Рапа является многофазной системой, состоящей из межкристаллического порового раствора, растворимых солей галита, сульфата кальция, хлоридов магния и кальция, высокодиспергированных глинистых частиц с минерализацией 320–430 г/л и плотностью 1,2–1,3 г/см³, температурой 100–101 °С. При подъеме рапы на устье по стволу скважины происходит кристаллизация солей, осаждение их на стенках, постепенное сужение ствола, образование соляно-шламовой пробки и, следовательно, самозакупорка пласта. В процессе повторного вскрытия пласта (раскольматации) дебиты скважины значительно увеличиваются, и последующее повышение плотности раствора не только не дает результатов, но и приводит к новому осложнению – поглощению. Технологические операции, проводимые во время осложнения (спуско-подъемные операции, промывки с утяжелением плотности раствора, проработки ствола) способствуют прихвату инструмента, и, как правило, данная скважина ликвидируется.

Ликвидация рапопроявления путем разрядки рапоносного пласта не всегда дает положительный результат. Так, разрядка ряда скважин на Астраханском ГКМ в течение почти 45 сут даже при снижении дебита рапы не позволила продолжить бурение, и скважины были ликвидированы. Важным показателем является отсутствие полного истощения залежей рапы, что указывает на гидродинамическую сообщаемость рапоносных пластов (о чем свидетельствуют вновь увеличивающиеся дебиты). Главным свойством залежей рапы является то, что даже после продолжительного излива рапы давление в пласте остается выше, чем в подстилающем горизонте.

Положительный результат при разрядке рапоносного пласта может быть получен в случае локального линзовидного скопления рапы с малой энергией и запасом рапы, в случае площадного развития рапонасыщенных пластов это не приносит успеха.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Валяшко М. Г. Геохимические закономерности формирования месторождений калийных солей. М.: Изд-во МГУ, 1962. 398 с.
2. Валяшко М. Г. Основные вопросы геохимии природных вод и работы лаборатории экспериментальной геохимии МГУ // Закономерности формирования химического состава природных вод. М.: Изд-во МГУ, 1981. С. 4–31.
3. Валяшко М. Г., Жеребцова И. К., Садыков Л. З. Геохимические методы поисков месторождений калийных солей. М.: Изд-во МГУ, 1966. 73 с.
4. Ушивцева Л. Ф. Химический состав и физико-механические свойства пород кунгурской соленосной формации Астраханского свода // Южно-Российский вестник геологии, географии и глобальной энергии. 2003. № 4–5. С. 17–22.
5. Ушивцева Л. Ф. Рассолы кунгурской соленосной толщи // Тр. СевКавНИИгаз. Геология, бурение и разработка газовых и газоконденсатных месторождений. 2003. Вып. 38. С. 13–15.
6. Ошакпаев Т. А. Внутренняя тектоника соли и физические основы соляной тектоники // Тектоника и нефтегазоносность соляно-купольных областей СССР. Алма-Ата, 1973. С. 75–77.
7. Свинцицкий С. Б., Чернухин В. И., Солнышкин Д. Г., Сухарев Г. П. Учет структурно-тектонического фактора и прочности соленосных пород при оценке состояния ствола скважины // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2004. № 4. С. 5–9.
8. Хаин В. Е., Ломизе М. Т. Геотектоника с основами геодинамики. М.: Изд-во МГУ, 1995. 480 с.
9. Московский Г. А., Головин Б. А., Горяинов В. А. Опыт изучения включений в минералах солей по керну и шламу // Новые данные по геологии, геохимии, подземным водам и полезным ископаемым соленосных бассейнов. Новосибирск: Наука, 1982. С. 115–119.
10. Кривохатский А. С., Савоненков В. Г., Рогозин Ю. М. Геохимические аспекты использования залежей каменной соли для захоронения радиоактивных отходов. Киев: Изд-во Ин-та геологич. наук, 1991. С. 13.
11. Савоненков В. Г., Кривохатский А. С. Локализация радиоактивных продуктов (отходов) в соляном куполе Азгир. М.: ЦНИИатоминформ, 1993. 48 с.
12. Свидзинский С. А. Закономерности строения и методика изучения галогенных комплексов солянокупольных регионов: дисс. ... д-ра геол.-минер. наук. Волгоград, 2001. 287 с.
13. Гегузин Я. Е., Дзюба А. С., Кружанов В. С. Исследования поведения жидких включений в кристалле в поле температурного градиента // Кристаллография. 1975. Т. 20, № 2. С. 383–391.

14. Озеренко А. Ф., Куксов А. К., Булатов А. И. и др. Предупреждение и ликвидация газонефтепроявлений при бурении скважин. М.: Недра, 1978. 279 с.

15. Скалле П., Подио А. Л. Тенденции, выявленные при анализе 1200 открытых выбросов, произошедших в регионе Мексиканского залива в течение 1960–1996 гг. // Нефтегазовые технологии. 1998. № 5/6. С. 55–61.

Поступила в редакцию 1 ноября 2016 года

GENESIS AND CHEMICAL COMPOSITION OF BRINES AT ASTRAKHAN GCF, ORIGIN FACTORS, AND METHODS OF CONTROLLING BRINE MANIFESTATION

Skokov V. V. – Gazprom dobycha Astrakhan LLC, Astrakhan, the Russian Federation. E-mail: vvskokov@yandex.ru

Problems which arise in the process of wells construction at Astrakhan gas condensate field (GCF) caused by brine manifestation are the most intractable. The majority of the problems (up to 70%), caused by brine manifestation is detected within the interval of 2800–3800 m in wells situated at the slopes of salt domes, the minority is detected in the wells staked at the vaults and troughs. Factors which define the choice of strategy against brine manifestation at gas wells construction are the genesis of brines and lithological confinedness of their bedding in the depth of chemogenic rock assemblage of a mine. The article introduces the conditions of brines formation, their chemical composition (in conditions of Astrakhan GCF) along with the factors which contribute to brines redistribution within inter-salt beds. With the account of the experience of wells construction at Astrakhan GCF in conditions of brine manifestation the variants of the said problem elimination are examined.

Key words: wells swabbing; sediment brine; leaching brine; mineralization; abnormally high formation pressure; intercrystalline gas-liquid impurities; salt dome structure.

REFERENCES

1. Valiashko M. G. *Geokhimicheskie zakonomernosti formirovaniia mestorozhdenii kaliinykh solei* [Geochemical regularities of potassium salt deposits formation]. Moscow, Izd-vo MSU Publ., 1962. 398 p.
2. Valiashko M. G. [Main problems of geochemistry of natural waters and works of MSU laboratory of experimental geochemistry]. *Zakonomernosti formirovaniia khimicheskogo sostava prirodnykh vod* [Regularities of natural waters chemical composition formation]. Moscow, Izd-vo MSU Publ., 1981, pp. 4–31.
3. Valiashko M. G., Zherebtsova I. K., Sadykov L. Z. *Geokhimicheskie metody poiskov mestorozhdenii kaliinykh solei* [Geochemical methods of potassium salts deposits prospecting]. Moscow, Izd-vo MSU Publ., 1966. 73 p.
4. Ushivtseva L. F. [Chemical composition and physical and mechanical properties of Kungur saline formation rocks of Astrakhan uplift]. *Iuzhno-Rossiiskii vestnik geologii, geografii i global'noi energii – South Russian Bulletin of Geology, Geography, and Global Energy*, 2003, no. 4–5, pp. 17–22. (In Russ.)
5. Ushivtseva L. F. [Brines of Kungur salt-bearing section]. *Tr. SevKavNIgaz. Geologiya, burenie i razrabotka gazovykh i gazokondensatnykh mestorozhdenii – Proceedings of SevEKvNIPIGas. Geology, Drilling and Gas and Gas Condensate Fields Exploitation*, 2003, issue 38, pp. 13–15.
6. Oshakpaev T. A. [Internal salt tectonics and physical foundations of salt tectonics]. *Tektonika i neftegazonosnost' soliano-kupol'nykh oblastei SSSR* [Tectonics and oil and gas content of salt dome regions of the USSR]. Alma-Ata, 1973, pp. 75–77.
7. Svintsitskii S. B., Chernukhin V. I., Solnyshkin D. G., Sukharev G. P. [Registration of structural and tectonic factor and saline rocks density when estimating the condition of a well's shaft]. *Stroitel'stvo neftiannykh i gazovykh skvazhin na sushe i na more – The Construction of Oil and Gas Wells by Land and by Sea*, 2004, no. 4, pp. 5–9. (In Russ.)
8. Khain V. E., Lomize M. T. *Geotektonika s osnovami geodinamiki* [Geotectonics with the elements of geodynamics]. Moscow, Izd-vo MSU Publ., 1995. 480 p.
9. Moskovskii G. A., Golovin B. A., Goriainov V. A. [Experience of observing impurities in salt minerals by drill core and slime]. *Novye dannye po geologii, geokhimii, podzemnym vodam i poleznym iskopaemym solenosnykh basseinov* [New data on geology, geochemistry, underground waters, and minerals from saline basins]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1982, pp. 115–119.
10. Krivokhatskii A. S., Savonenkov V. G., Rogozin Iu. M. *Geokhimicheskie aspekty ispol'zovaniia zalezhei kamnoi soli dlia zakhroneniia radioaktivnykh otkhodov* [Geochemical aspects of rock-salt deposits use for geological disposal of radioactive waste]. Kiev, In-t geologich. nauk Publ., 1991, pp. 13.
11. Savonenkov V. G., Krivokhatskii A. S. *Lokalizatsiia radioaktivnykh produktov (otkhodov) v solianom kupole Azgir* [Radioactive products (waste) localization in salt dome of Azgir]. Moscow, TsNIIatominform Publ., 1993. 48 p.
12. Svidzinskii S. A. *Zakonomernosti stroeniia i metodika izucheniia galogennykh kompleksov solianokupol'nykh regionov: dis. ... d-ra geol.-mineral. nauk* [Structural relationships and methodology for the study of halogen complexes of salt dome regions. Dr. geol.-min. sci. diss.]. Volgograd, 2001. 287 p.
13. Geguzin Ia. E., Dziuba A. S., Kruzhanov V. S. [Observation of liquid impurities behavior in a crystal in the field of thermal gradient]. *Kristallografiia – Crystallography*, 1975, vol. 20, no. 2, pp. 383–391. (In Russ.)
14. Ozerenko A. F., Kuskov A. K., Bulatov A. I. and others. *Preduprezhdenie i likvidatsiia gazonefteproiavlennii pri burenii skvazhin* [Prevention and oil and gas shows response when drilling wells]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 279 p.
15. Skalle P., Podio A. L. [Some tendencies, detected under the analysis of 1200 uncontrolled blowouts, which happened near the Gulf of Mexico in the period from 1960 to 1996]. *Neftgazovyie tekhnologii – Oil and Gas Technologies*, 1998, no. 5/6, pp. 55–61.

УДК 622.278

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ПРОГНОЗ ПРОЧНОСТИ ПРИ СДВИГЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПО ТРЕЩИНЕ

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

Разрушение горных пород в выработке при наличии развитой системы трещин происходит, как правило, за счет сдвига по плоскости ослабления. Экспериментальное исследование данного процесса осложняется большой трудоемкостью натуральных испытаний и невозможностью многократного сдвига по одной и той же трещине. В этих условиях эффективным средством исследования является имитационное моделирование процесса методом Монте-Карло. Для его реализации необходимо установление количественных соотношений, определяющих характер деформации горной породы до и после достижения предельных касательных напряжений при сдвиге. В работе на основе экспериментальных исследований установлены уравнения восходящей и нисходящей ветвей деформационной кривой. Получено уравнение сдвиговой жесткости трещин на основе фрактальной размерности ее траектории. Обоснована процедура оценки остаточной прочности при сдвиге горной породы по трещине. Проверка адекватности модели путем сопоставления результатов ее реализации с экспериментальными данными показала их статистически надежное соответствие в пределах точности измерений. Использование разработанной модели позволяет изучать закономерности процесса сдвига по трещине для разных пород и условий. Усреднение множественных реализаций модели повышает достоверность получаемых данных.

Ключевые слова: горные породы; сдвиг по трещине; моделирование; фрактальный анализ.

Реальный породный массив имеет блочное строение, определяемое системой трещин отрыва или сдвига. Эти трещины могут образовывать плоскости ослабления. Тогда разрушение массива будет определяться сдвигом породы по трещине за счет касательных напряжений. В общем случае паспорт прочности такого массива (паспорт трещины) определится выражением: $\tau = C + f\sigma$, где C – сцепление в плоскости контакта; f – коэффициент трения, обычно принимается $f = \operatorname{tg} \varphi^*$, φ^* – угол трения, зависящий от материала, шероховатости поверхности трещин и степени их заполнения. Однако процесс разрушения по трещине не одномоментный. Он связан со сложным скольжением берегов трещины. В общем случае этот процесс можно представить графиком (рис. 1).

В начальной части графика деформации наблюдается монотонный рост величины сдвига δ по мере увеличения сдвигающего усилия. Нелинейный характер графика на этом участке свидетельствует о наличии пластической деформации, обусловленной прижатием выступающих частей (зубцов) берегов трещины, уплотнением их контактов с микроразрушением неровностей. При некоторой пороговой величине сдвигающих напряжений τ_c происходит страгивание. Затем на-

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 – аспирант кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Franc_vv@mail.ru

Прищепа Дмитрий Вячеславович – аспирант кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

грузка резко падает до достижения нового положения равновесия по трещине (участок AB). По мере дальнейшего сдвига происходит дискретное снижение τ от τ_f до $\tau_{\text{ост}}$. Это связано со срезом выступов шероховатости, попаданием продуктов разрушения на контакты берегов трещины (образованием третьего промежуточного тела). Снижение по линии BC носит экспоненциальный характер и имеет асимптоту $\tau_{\text{ост}}$. Именно она представляет интерес как предельная несущая способность породы при сдвиге по трещине.

Экспериментальное определение указанного на рис. 1 графика деформации осложняется следующими обстоятельствами. Натурные испытания весьма трудоемки, особенно если учесть необходимые для построения паспорта прочности 5–6 опытов при разной пригрузке массива. Переход к лабораторным исследованиям затруднен невозможностью сохранить реальную трещину в образце. Кроме того, нельзя многократно исследовать одну и ту же трещину (в ходе испытаний ее геометрия меняется). В этих условиях наиболее эффективным средством изучения процесса является имитационное моделирование сдвига, основанное на методе Монте-Карло [1]. Для этого требуется задать уравнения, соответствующие участкам OA и AC на основе установленных закономерностей процесса сдвига горных пород по трещине.

Анализ экспериментальных данных показывает, что предельное касательное напряжение сдвига при данном уровне сжимающих напряжений σ адекватно описывается уравнениями Бартона [2]. Им рассматривается паспорт прочности, где огибающая предельных кругов напряжений описывается ломаной линией, участки которой соответствуют разным уровням нормальных напряжений. Причем пороговое значение напряжений σ^* зависит от геометрии (морфологии) трещин. В принятой в отечественной литературе системе обозначений это значение определится выражением [3]:

$$\sigma^* = \sigma_{\text{тр}} / 10^{(\alpha_B / K_{\text{ш}})}, \quad (1)$$

где $\sigma_{\text{тр}}$ – прочность при сжатии материала стенок трещины; α_B – угол волнистости, град.; $K_{\text{ш}}$ – коэффициент шероховатости.

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

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} [\varphi_{\text{ост}} + K_{\text{ш}} \lg (\sigma_{\text{тр}} / \sigma)] + C. \quad (2)$$

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

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} [\varphi_{\text{ост}} + \alpha_B] + C. \quad (3)$$

Величина сцепления C и угол внутреннего трения $\varphi_{\text{ост}}$ находятся опытным путем. Параметры α_B и $K_{\text{ш}}$ определяются геометрией трещин. Исследованиями авторов [4] обоснована методика определения данных характеристик путем фрактального анализа траектории трещин. Экспериментально прочность материала стенок рекомендуется [3] определять по величине отскока молотка Шмидта или молотка Кошкарова. Однако выполненное авторами сопоставление данного показателя с прочностью горных пород при сжатии для широкой гаммы пород Урала показало слабую взаимосвязь данных показателей – коэффициент достоверности аппроксимации $R^2 = 0,32$. Столь малая теснота связи обусловлена тем, что прочность пород определялась путем статических испытаний горных пород, в то время как молоток Шмидта используется в динамическом режиме. В связи с этим

предлагается вместо динамических испытаний с помощью молотка Шмидта определять контактную прочность горных пород P_k путем внедрения в поверхность трещины цилиндрического штампа с плоским основанием и диаметром от 2 до 5 мм в зависимости от степени шероховатости поверхности. Для обоснования предлагаемой методики испытано более 60 литотипов эффузивных пород Урала. Зависимость прочности при сжатии от величины P_k описывается линейным уравнением:

$$\sigma_{сж} = 0,068P_k$$

с коэффициентом корреляции $r = 0,88$.

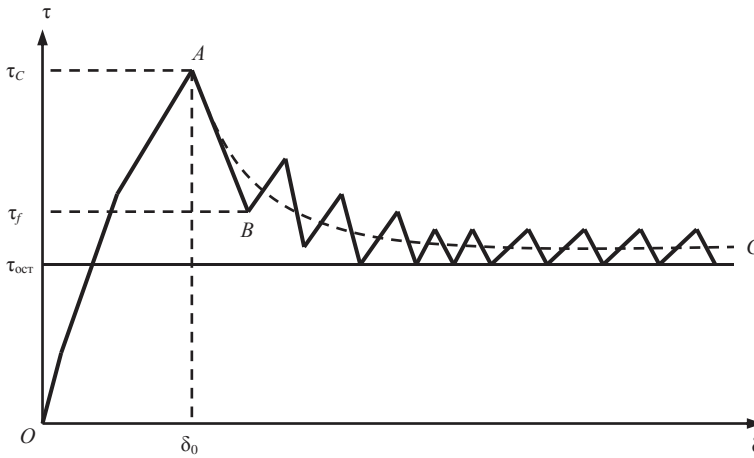


Рис. 1. Сдвиговая деформация породы по трещине

В случае невозможности проведения таких испытаний (например, для реальной трещины массива) в качестве оценки следует принимать:

$$\sigma_{тр} = k_{\sigma} \xi \sigma_{сж},$$

где $k_{\sigma} = \sigma_{сж}/\sigma_p$ – коэффициент приведения по прочности.

Здесь относительная площадь контактов берегов трещины ξ определяется фрактальной размерностью ее траектории d_f и вычисляется по уравнению [5]:

$$\xi = 1,2 \cdot 10^{-3} \exp(-0,13 \Delta d_f), \quad (4)$$

где $\Delta d_f = (|d_{f1} - d_{f2}|/d_{f0}) \cdot 100\%$, d_{f1} и d_{f2} – фрактальные размерности противоположных берегов трещины, d_{f0} – фрактальная размерность средней линии трещины.

В идеальной модели участок OA (рис. 1) определяется чисто упругой деформацией. Тогда соответствующему значению $\tau_c = \tau_{max}$ будет соответствовать деформация:

$$\delta_0 = \tau_{max}/K_{C0},$$

где K_{C0} – сдвиговая жесткость трещины.

Определение сдвиговой жесткости трещин K_{C0} производилось по экспериментальным данным продольной деформации при сдвиге пород по трещинам с различной фрактальной размерностью. Установлено, что жесткость трещин экспо-

ненициально возрастает с ростом прижимающей нагрузки σ . В общем виде уравнение связи записывается как:

$$K_{C0} = kd_f \exp(0,025\sigma),$$

где k – коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств материала берегов трещины. Для исследованных трещин коэффициент пропорциональности $k = 6,1$.

Путем обобщения экспериментальных данных получено:

$$\delta_0 = \frac{k_L \tau_{\max}}{K_{C0}} \sqrt[3]{\frac{L^2}{K_{Ш}}},$$

где k_L – масштабный множитель, зависящий от единицы измерения трещины. Анализ экспериментальных данных показывает, что его величина может быть принята кратной размеру трещины в метрах.

С учетом установленных закономерностей в модели линия OA (см. рис. 1) может быть описана функцией:

$$\delta_i = \delta_0 \Delta_\delta \exp(\tau_i / \tau_{\max} - 1),$$

где Δ_δ – шаг изменения сдвига.

Следующая задача – составить модель нисходящей части графика (рис. 1). Для этого нужно найти значение τ_0 и подобрать математическую функцию линии графика AC . Величина несущей способности трещины (как асимптоты графика) τ_0 определяется коэффициентом трения сглаженных плоскостей трещины при полностью разрушенных зубцах. При этом следует учитывать, что скольжение берегов трещины происходит по слою разрушенных пород и имевшемуся исходному материалу заполнителя трещины. Строго аналитического решения данная задача не имеет, но можно выделить основные факторы, влияющие на величину τ_0 .

Прежде всего, спад напряжений начинается от прочности трещины (страгивающего напряжения) τ_{\max} . Коэффициент трения берегов будет зависеть от нормального усилия прижатия σ , количества и качества продуктов разрушения между плоскостями трещины. Последнее, т. е. разрушающиеся зубцы, можно оценить коэффициентом шероховатости трещины $K_{Ш}$. В пределе можно считать, что все зубцы, учтенные коэффициентом шероховатости, срезаны, и весь материал разрушения находится между берегами сглаженной трещины. В общем виде:

$$\tau_{ост} = k_0 \tau_{\max} = f(\tau_{\max}; \sigma; K_{Ш}).$$

Учитывая сложность и неоднозначность указанных процессов, наиболее достоверные данные для конкретной трещины можно получить в эксперименте. Серия графиков, полученная при разных уровнях прижимающих усилий σ , позволяет получить зависимость прочности страгивания и остаточной прочности трещины в зависимости от нормальных напряжений. В общем виде характер таких зависимостей показан на рис. 2.

В данном случае задачей анализа является определение уравнений этих двух прямых в общем виде. Параметрами функций должны быть прочностные и геометрические характеристики трещин, определяющие φ_C и φ_f . Общим уравнением прямых на рис. 2 будет функция: $\tau_i = C_{0i} + \sigma \operatorname{tg}(\varphi_i)$. Величины сцепления C_i опре-

делятся экспериментально при отсутствии сжимающих усилий ($\sigma = 0$). Углы наклона φ_i можно получить путем осуществления сдвига при заданной нагрузке σ . Однако непреодолимая сложность состоит в том, что мы не можем дважды испытать одну и ту же трещину. Кроме того, для исследования в этом качестве реальной трещины массива вообще не существует достаточно надежной методики. Поэтому для реализации данных исследований в имитационной модели предлагается следующий подход [6].

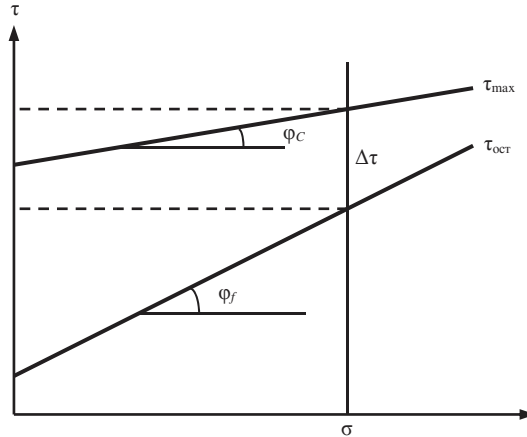


Рис. 2. Зависимость критических напряжений сдвига от нормальных усилий

При построении паспорта прочности горных пород огибающая предельных кругов напряжений описывается нелинейным уравнением $\tau = \sqrt{K(\sigma_p + \sigma)}$. Параметр $K = [2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{сж})} + \sigma_{сж}]$ описывает кривизну огибающей, обусловленную смыканием трещин и пор в горной породе по мере увеличения нормальных напряжений σ . Для скальных пород при $\sigma > 0,5-0,7 \sigma_{сж}$ нелинейная огибающая переходит в прямую, что свидетельствует о полностью сомкнутых трещинах. Тогда асимптота огибающей будет описывать изменение истинной прочности породы на сдвиг при росте нормальных напряжений. При $\sigma = 0$ эта величина определится формулой:

$$\tau_0 = \sqrt{K(\sigma_p + 0,7\sigma_{сж})} \left[1 - \frac{0,7\sigma_{сж}}{2(\sigma_p + 0,7\sigma_{сж})} \right].$$

Отсюда величина сцепления $C_1 = \xi\tau_0$, где ξ — относительная площадь контакта берегов трещины, определяемая уравнением (4). Углы φ_c и φ_f будут соответствовать углам наклона асимптоты и касательной к огибающей в точке $\sigma = 0$ и определяться уравнением: $\varphi_i = \text{arctg}(K/2\tau_i)$. Величину $\tau_{ост}$ можно определить как

$$\tau_{ост} = C_1 + C_1(\text{tg}\varphi_c - \text{tg}\varphi_f).$$

При установленных значениях τ_{max} и $\tau_{ост}$ требуется задать в модели связывающую их линию ABC , т. е. функцию спада сдвигающих напряжений. Обычно для описания этой функции используют экспоненту [7]. С учетом изложенного функция примет вид:

$$\tau = (\tau_{max} - \tau_{ост}) \exp[-q(\delta - \delta_{max})] + \tau_{ост},$$

для изученных трещин в среднем $q = 0,5$.

При сдвиге реальной трещины функция спада не будет гладкой. Каждое падение сдвигающих напряжений будет обусловлено срезом какого-то зубца трещины. Затем будет наблюдаться некоторый рост τ , пока напряжения не достигнут величины среза другого, более мелкого зубца. В последующем картина будет повторяться (см. рис. 1). Этот процесс определяется распределением высоты зубьев и их прочностью и множеством других случайных факторов. Аналитически в детерминированной модели это учесть невозможно. Предлагается вероятностный подход, основанный на установленных закономерностях изменения геометрии трещины как фрактального объекта [4].

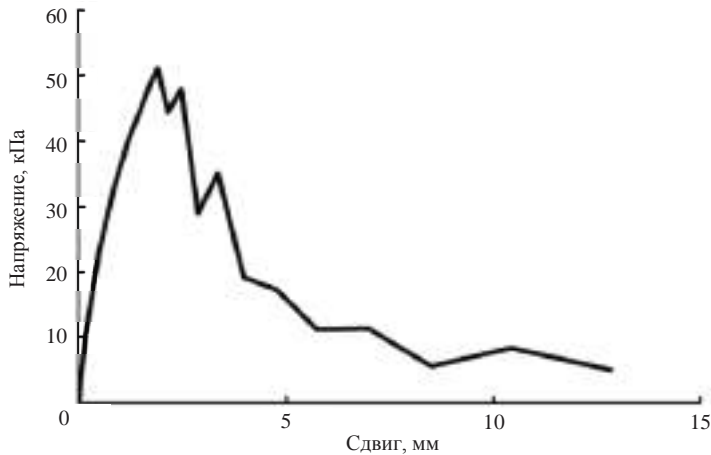


Рис. 3. Реализация имитационной модели сдвига

Приведенные соотношения служат базой имитационной модели сдвига горных пород по трещине. Одна из компьютерных реализаций данной модели показана на рис. 3.

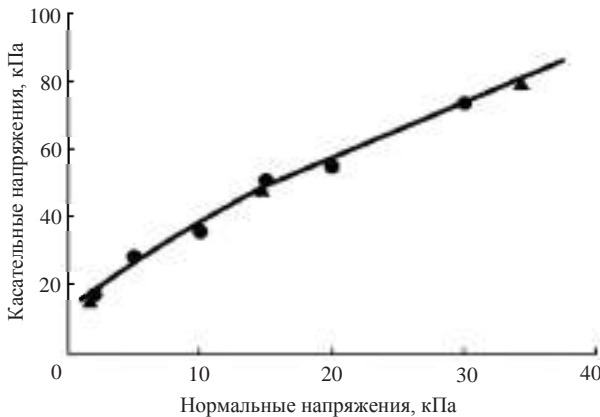


Рис. 4. Паспорт прочности гранита (модельное представление)

Для проверки адекватности модели проведены лабораторные эксперименты по сдвигу граната Шарташского месторождения по трещине. Построение паспорта прочности произведено по уравнениям (1)–(3). Сопоставление результатов эксперимента и реализации модели представлено на рис. 4. Треугольными маркерами отмечены опытные точки. На графике видно хорошее совпадение

опытных данных с результатами моделирования, что подтверждает адекватность разработанной модели.

Таким образом, представленные результаты являются базой статистической (имитационной) модели сдвига горных пород по трещине. Возможность множественной реализации модели позволяет повышать достоверность получаемых данных и изучать закономерности процесса для различных пород и условий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соболев И. М. Метод Монте-Карло. М.: Наука, 1978. 64 с.
2. 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.
3. Речицкий В. И., Эрлихман С. А. Современные методы определения прочности на сдвиг по трещине // Геозкология. 1997. № 5. С. 102–114.
4. Латышев О. Г., Франц В. В., Прищепа Д. В. Фрактальная размерность трещины как мера ее шероховатости // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 55–60.
5. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Прогнозирование деформационных характеристик трещиноватого породного массива // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 1. С. 80–85.
6. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. М.: Теплотехник, 2007. 672 с.
7. Речицкий В. И. Результаты экспериментальных исследований жесткости трещин в скальных породах // Геозкология. 1998. № 2. С. 88–99.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

MODELING AND THE FORECAST OF ROCK STRENGTH AT THE SHIFT OF ROCKS ALONG THE FISSURE

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

Rock breaking in a mine working in the presence of developed fissure system happens, as a rule, due to the shift along the surface of weakness. Experimental investigation of the given process is complicated by a high labor intensity of full-scale experiments and impossibility of multiple shears along one and the same fissure. In this conditions imitational modeling of the process with the method of Monte-Carlo is an efficient means of investigation. For its realization the establishment of quantitative relations is required, which define the character of rock deformation before and after the achievement of ultimate shearing stress at the shear. On the basis of experimental investigations the present work determines the equations of ascending and descending branches of stress-strain curve. The equation of shear rigidity of fissures on the basis of the fractal dimension of its trajectory is obtained. Estimation procedure of remaining strength at rock shear along the fissure is substantiated. Model validity check by way of comparing the results of its realization with experimental data has shown their statistically reliable correspondence within the accuracy of observations. The application of the developed model allows investigating regularities of shear along the fissure process for various rocks and conditions. Averaging of multiple realizations of a model increases the reliability of received date.

Key words: rocks; shear along the fissure; modeling; fractal analysis.

REFERENCES

1. Sobol' I. M. *Metod Monte-Karlo* [Monte-Carlo method]. Moscow, Nauka Publ., 1978. 64 p.
2. 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.
3. Rechitskii V. I., Erlichman S. A. [Modern methods of shearing strength along the fissure determination]. *Geokologiya – Geoecology*, 1997, no. 5, pp. 102–114. (In Russ.)
4. Latyshev O. G., Frants V. V., Prishchepa D. V. [Fractal dimension of a fissure as a measure of roughness]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 8, pp. 55–60. (In Russ.)
5. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [The forecast of deformational characteristics of jointed rock massif]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 1, pp. 80–85. (In Russ.)
6. Latyshev O. G. *Razrushenie gornykh porod* [Rock break up]. Moscow, Teplotekhnik Publ., 2007. 672 p.
7. Rechitskii V. I. [Results of experimental investigations of fissure rigidity in hard rocks]. *Geokologiya – Geoecology*, 1998, no. 2, pp. 88–99. (In Russ.)

УДК 622.261:622.363

ОХРАНА КРЕПИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ В ПОРОДАХ КАРНАЛЛИТОВОЙ ТОЛЩИ

СОЛОВЬЕВ В. А., АПТУКОВ В. Н., КОТЛЯР Е. К.

На Верхнекамском калийном месторождении эксплуатируется 16 шахтных стволов и 9 стволов находится в стадии проектирования и строительства. В соляной части вертикального разреза эксплуатируемые шахтные стволы закреплены чугунными тубингами или монолитным бетоном. Ни один вид крепи не обеспечивает эксплуатационное состояние выработки, и при возникновении определенных неблагоприятных условий крепь разрушается и возникает необходимость проведения сложных ремонтных работ. В качестве защитных мер при строительстве шахтных стволов на калийных рудниках начали применять податливые слои, располагаемые между породным массивом и крепью. По результатам испытаний пяти типов пенополистиролов в качестве защитного податливого слоя стали использовать пенополистирол марки «Пеноплэкс-кровля» («Пеноплэкс-35»). При расчетах с использованием лицензионного программного комплекса ANSYS 17.0 определены поля горизонтальных перемещений и окружных напряжений в бетонной крепи и величин сжатия податливого слоя толщиной 0,3 и 0,4 м. Выполнена проверка адекватности расчетной модели посредством сравнения с результатами натурного эксперимента по деформированию во времени ствола № 3 рудника Третьего Соликамского калийного рудоуправления.

Ключевые слова: солевые породы; карналлитовые породы; шахтные стволы; бетонная крепь с податливым слоем; пенополистиролы; адекватность модели.

На Верхнекамском калийном месторождении эксплуатируется 16 шахтных стволов и 9 стволов находится в стадиях проектирования и строительства. В соляной части вертикального разреза шахтные стволы закреплены чугунными тубингами или монолитным бетоном. Ни один вид крепи не обеспечивает гарантированную сохранность выработки, и при возникновении определенных неблагоприятных условий крепь разрушается и требуется проведение сложных ремонтных работ.

В качестве защитных мер при строительстве новых шахтных стволов на калийных рудниках начали применять податливые слои, располагаемые между породным массивом и крепью. В качестве защитного материала в податливых слоях стали использовать пенополистирол марки «Пеноплэкс-кровля» («Пеноплэкс-35») [1].

При выборе материала для создания податливого слоя проведены сравнительные испытания образцов пенополистиролов марок «ПСБ-С-15Т»; «ПСБ-С-25»;

Соловьев Вячеслав Алексеевич – доктор технических наук, главный научный сотрудник лаборатории геодинамической безопасности, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых. 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94, АО «ВНИИ Галургии»; Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: Solovyev@gallurgy.ru

Аптуков Валерий Нагимович – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник лаборатории геодинамической безопасности, заведующий кафедрой фундаментальной математики. 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94, АО «ВНИИ Галургии»; Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: aptukov@psu.ru

Котляр Евгений Константинович – технический директор. 618426, г. Березники Пермского края, ул. Пятилетки, 63, ПАО «Уралкалий». E-mail: Evgeniy.Kotlyar@uralkali.com

«Пеноплэкс-кровля»; «Пеноплэкс-35»; «Пеноплэкс-45» размерами 100 × 100 × 100 мм. Исследования механических свойств пенополистиролов производились на испытательной машине Zwick Z-250. Результаты испытаний приведены на рис. 1.

По геомеханической оценке наиболее приемлемым материалом для создания податливого слоя является пенополистирол марки «Пеноплэкс-кровля» («Пеноплэкс-35»).

Исследования эффективности применения комбинированной крепи проводились для горнотехнических и горно-геологических условий ствола № 1 «Южного рудника» Второго Соликамского калийного рудоуправления ПАО «Уралкалий» для соляной толщи в диапазоне глубин от 185,0 до 405,0 м.

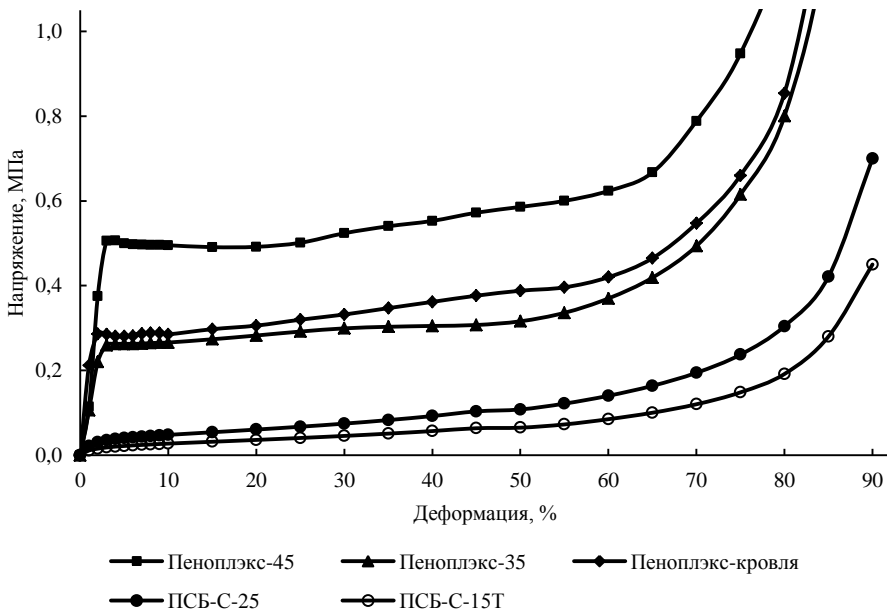


Рис. 1. Зависимости *напряжение–деформация* при сжатии образцов пенополистиролов

Расчеты осуществлялись в пакете программ ANSYS 17.0. Полная расчетная область имеет размеры: 50 м по горизонтали и 220 м по вертикали. На верхней горизонтальной границе задано горное давление, соответствующее глубине 185 м, $q = 4,07$ МПа; на нижней границе – отсутствие вертикального перемещения; на правой вертикальной границе – отсутствие горизонтального перемещения. Начало координат соответствует отметке $H = 385,0$ м.

Модели материалов породных слоев учитывают упругие и пластические деформации, а также деформации ползучести в соответствии с физико-механическими характеристиками пород соляной части разреза.

Бетон марки В45 моделировался упруго-пластическим материалом с упругим модулем, принятым для длительных нагрузок при уровне относительной влажности воздуха $40\% < W < 75\%$ (СП 63.13330.2012. *Бетонные и железобетонные конструкции. Основные положения. Актуализированная редакция СНиП 52-01-2003. М., 2012*).

Податливый слой из «Пеноплэкс-кровля» моделировался на основе проведенных экспериментов по статическому сжатию согласно методикам, изложенным в работе [2] и отчете о НИР (*Оценка устойчивого состояния сопряжений ствола*

№1 Усть-Яйвинского рудника с рекомендациями для безремонтной эксплуатации сопряжений: отчет о НИР / рук. В. А. Соловьев. Пермь: ОАО «Галургия», 2013. 41 с.).

Максимальное сжатие податливого слоя достигается в средней части карналлитового пласта В. Податливый слой толщиной 0,3 м практически полностью сжимается: деформация $U_x = 25,2$ см. Максимальное напряжение, достигаемое в бетонной крепи, расположено в середине пласта В и равно 20,5 МПа, а в пластах Г, Д, Е – 18,4 МПа.

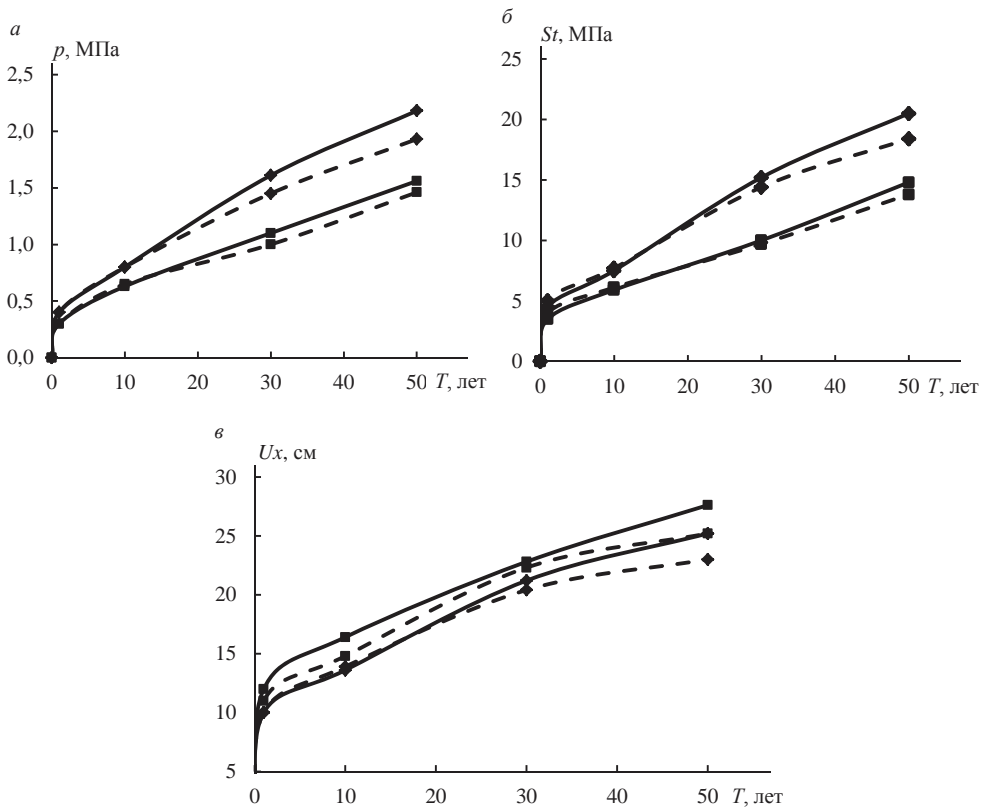


Рис. 2. Зависимость от времени:
а – давления на бетонную крепь; б – окружного напряжения в бетонной крепи; в – величины сжатия податливого слоя

Высокие окружные напряжения в бетонной крепи в некоторых карналлитовых пластах обусловлены значительным давлением, передаваемым почти полностью сжатым податливым слоем от породного массива на бетонную крепь ствола. Для сравнения, в пластах каменной соли и других пластах давление не превышает 0,5–0,8 МПа.

Очевидно, что в карналлитовых пластах В, Г, Д, Е при толщине податливого слоя $h_p = 0,3$ м возникают проблемы сохранности бетонной крепи в течение установленного расчетного срока 50 лет.

Для бетонной крепи на уровне карналлитовых пластов Ж, З, И, К толщина податливого слоя, равная 0,3 м, полностью обеспечивает сохранность крепи в течение расчетного срока 50 лет.

Проведены расчеты с увеличенной толщиной податливого слоя $h_p = 0,4$ м. При этом установлено, что применение податливого слоя толщиной 0,4 м снижает

уровень окружных напряжений, уменьшающихся к 50 годам с 20,5 МПа до 14,8 МПа (пласт В) и с 18,4 МПа до 13,8 МПа (пласты Г, Д, Е).

Временные зависимости давления на бетонную крепь, передаваемого через податливый слой со стороны породного массива, показаны на рис. 2, а, зависимости окружных напряжений в бетонной крепи – на рис. 2, б. Временные зависимости величины сжатия податливого слоя показаны на рис. 2, в. Символ «ромб» соответствует толщине податливого слоя $h_p = 0,3$ м, «квадрат» – $h_p = 0,4$ м. Сплошной линией показаны данные для пласта В, пунктирной – для пласта Е.

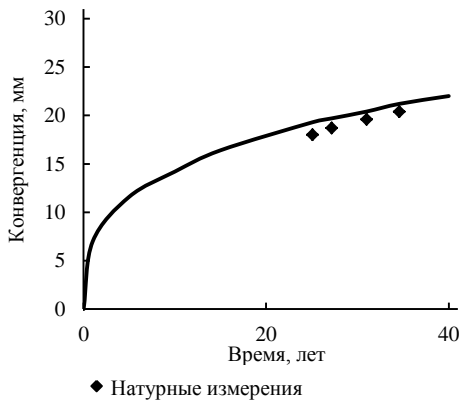


Рис. 3. Временная зависимость конвергенции в ствoле № 3 рудника Третьего Соликамского калийного рудоуправления на уровне ярусов 93–94

Для обеспечения безремонтного расчетного срока эксплуатации цилиндрической части бетонной крепи ствoла № 1 в районе карналлитовых пластов В, Г, Д, Е необходимо применение податливого слоя марки «Пеноплэкс-кровля» толщиной $h_p = 0,4$ м.

На уровне карналлитовых пластов Ж, З, И, К и других пластов (междупластовая каменная соль, слой маркирующей глины) податливый слой марки «Пеноплэкс-кровля» толщиной $h_p = 0,3$ м обеспечивает расчетную безремонтную эксплуатацию цилиндрической части бетонной крепи ствoла № 1 в течение 50 лет.

В качестве обоснования адекватности расчетной модели и результатов численного моделирования по крепи цилиндрической части ствoлов и различных сопряжений в 2D- и 3D-постановках (в частности, ствoла № 4 СКРУ-3) проведены натурные испытания ствoла № 3 рудника Третьего Соликамского калийного рудоуправления (*Заключение о состоянии бетонной крепи в интервале «тюбинговая крепь–транспортный горизонт–зумпф» в шахтном ствoле № 3 СКРУ-3 с рекомендациями по поддержанию ее в зонах нарушений: отчет о НИР / рук. А. Д. Ярушин. Пермь: ОАО «Галургия», 2013. (дог. № 017У-2013-Этап 4)*).

Конвергенция бетонной крепи шахтного ствoла № 3 рудника Третьего Соликамского калийного рудоуправления

Номер яруса	Величина конвергенции крепи, мм			
	5513 сут	6261 сут	7653 сут	8985 сут
93–94	3,8	4,5	5,4	6,2

В течение 1987–1988 гг. были оборудованы долговременные наблюдательные (замерные) станции для периодических инструментальных наблюдений по измерению горизонтальных базовых линий в районе ярусов 93–94, 100–101, 103–104, 115, 117 (деформации бетонной крепи по диаметру ствoла).

В таблице представлены данные измерений величины горизонтальной конвергенции бетонной крепи на уровне ярусов 93–94, $H = 284$ м по данным натурных наблюдений с начальным отсчетом от 10.10.1988 (*Оценка устойчивого состояния сопряжений ствoла..., табл. 3*).

Поскольку измерительные станции оборудованы через 10 лет после строительства ствoла, то данные измерений суммированы с уже полученной конвер-

генцией (расчетным путем) на 10 лет эксплуатации. Результаты расчетов и данные натурных измерений представлены на рис. 3.

Расчетная величина конвергенции при $T = 10$ лет равна 14,2 мм – это значение суммировалось с данными измерений из таблицы с начальным отсчетом от 1988 г.

Таким образом, получено удовлетворительное соответствие расчетных и натурных данных.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соловьев В. А., Аптуков В. Н. Оценка влияния компрессионных свойств деформационных слоев и параметров комбинированной крепи на устойчивость шахтных стволов в солевых породах // Изв. вузов. Горный журнал. 2014. № 7. С. 43–47.

2. Соловьев В. А., Аптуков В. Н., Котляр Е. К. Геомеханические и технологические аспекты совершенствования конструкции шахтных стволов в соляных породах // Горный журнал. 2015. № 11. С. 24–28.

Поступила в редакцию 6 декабря 2016 года

PROTECTION OF SHAFT SUPPORTS IN THE ROCKS OF CARNALLITE ROCK MASS

Solov'ev V. A., Aptukov V. N. – Ural Research and Design Institute for Mineral Salt Production JSC, Perm, the Russian Federation. E-mail: Solovyev@gallurgy.ru

Kotliar E. K. – Uralkali PJSC, Berezniki, the Russian Federation. E-mail: Evgeniy.Kotlyar@uralkali.com

At Verkhnekamskoye deposit of potassium salts 16 shafts are exploited and 9 shafts are on the level of design and construction. In the salt part of a vertical section exploited shafts are strengthened with cast iron liners or site concrete. Not a single type of support can provide guaranteed safety of a mine working; if challenging conditions arise the support crashes and a need arises to carry out complex repair works. Pliant layers, situated between rock mass and support have come into operation as prevention measures under the construction of shafts at potassium deposits. According to the results of testing five types of polystyrene foam, "Penopleks-krovliya" ("Penopleks-35") polystyrene foam has come to be used as a protective layer. At calculation with the use of the licensed software complex ANSYS 17.0 the fields of horizontal displacement and circular stress have been detected. Time dependencies of pressure on concrete support have been detected, together with circular stresses within concrete support, and degrees of shrinkage of pliable layer 0.3 and 0.4 m deep. Validity check has been performed of calculation model and the results of full-scale experiment on straining in the course of time for the shaft no. 3 of a mine of the Third Solikamsk Potassium Mine Group.

Key words: salt rocks; carnallite rocks; shafts; concrete support with pliable layer; polystyrene foam; model validity.

REFERENCES

1. Soloviev V. A., Aptukov V. N. [Assessment of the effect of compression properties of deformation layers and parameters of combined support on the stability of shafts in salt rocks]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2014, no. 7, pp. 43–47. (In Russ.)

2. Solov'ev V. A., Aptukov V. N., Kotliar E. K. [Geomechanical and technological aspects of developing shaft constructions in salt rocks]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 11, pp. 24–28. (In Russ.)

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

УДК 622.026.3/.5

ВЗАИМОСВЯЗЬ ПРОЦЕССОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ И ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

ЖАРИКОВ С. Н.

В статье представлены результаты исследования взаимосвязей между энергетическими характеристиками процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения горных пород. Показано, что учет параметров процесса бурения технологических скважин позволяет моделировать изменение прочностных характеристик горных пород в выемочных блоках и уточнять параметры скважинных зарядов взрывчатых веществ. Приведенные результаты исследования взаимосвязей между процессами шарошечного бурения и взрывного разрушения горных пород являются подтверждением того, что уточнение свойств горных пород при производстве буровзрывных работ имеет большую научно-практическую значимость.

Ключевые слова: физико-механические свойства горных пород; шарошечное бурение; буровзрывные работы; взрыв; параметры буровзрывных работ.

При проектировании технологических взрывов на крупных карьерах закладывается значительный резерв затрат на бурение и взрывание горного массива, что с точки зрения энергетической эффективности не всегда оправданно, так как долгосрочное развитие горнодобывающих комплексов должно предполагать снижение энергоемкости горного производства [1–3]. Это связано с тем, что при определении буримости и взрываемости пород в границах выемочного блока используются в основном только данные детальной разведки. Ввиду значительной анизотропии свойств горного массива указанные данные в большинстве случаев не позволяют объективно оценить фактическое состояние пород в блоке, поэтому определение параметров буровзрывных работ (БВР) главным образом зависит от опыта и квалификации специалиста, проектирующего взрыв.

Повышения эффективности буровзрывных работ можно добиться путем снижения закладываемых при проектировании взрывов резервов. При этом информация о свойствах горных пород в границах выемочного блока должна быть достоверной.

Наиболее точно свойства горных пород характеризуются трудностью и энергоемкостью бурения технологических скважин. Однако если буримость и крепость пород по хронометражу бурения могут быть определены достаточно точно, то взрываемость так не определяется. А если по данным бурения нельзя установить, какое количество ВВ необходимо заложить в скважины, то такая информация в значительной мере теряет свою ценность, так как расход ВВ не может быть изменен. Этим и обусловлено то, что при производстве БВР параметры процесса бурения скважин не измеряются и не учитываются при корректировочных расчетах.

С другой стороны, затраты на БВР на крупных карьерах доходят до 30 % от общих затрат на добычу, при этом ожидается увеличение показателя с понижением горных работ, поэтому требования к БВР неуклонно растут в части сокращения затрат. Следовательно, закладываемые резервы должны снижаться, а для этого буримость и взрываемость пород необходимо как-то связывать между собой [4, 5].

Согласно теоретическому описанию взрывных процессов [6, 7], разрушающее действие обусловлено взаимодействием энергии взрыва и окружающей среды, поэтому взрываемость горных пород целесообразно рассматривать с энергетической точки зрения. В настоящее время взрываемость пород характеризуется величиной удельного расхода ВВ. Она также может характеризоваться удельной энергией взрыва, которая тесно связана с удельным расходом ВВ:

$$A = q_{\text{пр}} Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V},$$

где $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м³; $Q_{\text{уд}}$ – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, МДж/кг; $m_{\text{ВВ}}$ – масса ВВ, кг; V – объем взрывааемой горной массы, м³.

На рис. 1, 2 представлено сопоставление удельного расхода и удельной энергии разных ВВ в породах разной крепости. Из графиков следует, что, несмотря на отличающийся удельный расход ВВ, удельная энергия взрыва граммамита 79/21, ифзанита Т-80 и алюмотола практически одинакова. Максимальный удельный расход зафиксирован у гранэмита И-30, при этом энергоемкость взрывного разрушения у него самая низкая.

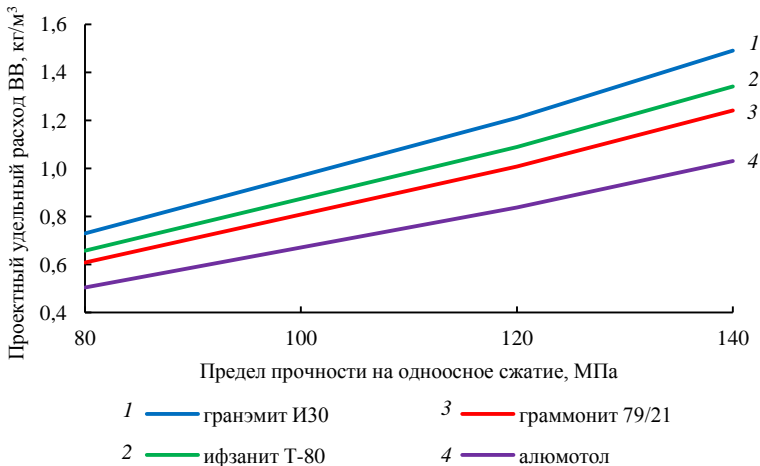


Рис. 1. Изменение удельного расхода разных ВВ в зависимости от предела прочности на одноосное сжатие диаллагитового пироксенита Гусевгорского месторождения

Таким образом, удельная энергия взрыва является достаточно универсальным показателем процесса, который не только характеризует взрываемость массива, но и позволяет установить связь с энергозатратами в смежном процессе, например бурении скважин, так как при бурении тоже тратится энергия на разрушение пород. При установлении такой связи появляется возможность по энергозатратам бурения определять удельный расход ВВ. В этом направлении следует отметить результаты, полученные И. А. Тангаевым [8, 9]. Он предложил для определения удельного расхода ВВ по данным бурения исследовать взаимосвязь с удельной энергией взрыва следующего энергетического показателя:

$$e = \frac{N}{v},$$

где e – энергоемкость шарошечного бурения 1 м скважины, Дж/м; N – мощность вращателя, кВт; v – скорость бурения, м/ч.

При сопоставлении указанных энергетических характеристик процессов в диаллаговых пироксенитах Гусевогорского месторождения установлено [10], что связь между ними достаточно устойчивая, при этом тип ВВ и диаметр бурового инструмента не влияют на общий характер зависимости. С увеличением коэффициента крепости горной породы по М. М. Протодяконову более 12 энергоемкость бурения 1 м скважины не дает четкого представления о необходимом удельном расходе ВВ, поэтому для проектирования взрывов в более крепких породах энергетический показатель процесса шарошечного бурения необходимо уточнять.

Указанная задача решена в работе [11] следующим образом. Зависимость между удельными энергетическими показателями бурения и взрывного разрушения пород должна находиться в соответствии с параметрами этих процессов, взаимосвязь между которыми следующая:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} V,$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ – расход ВВ на блок, кг; $V = q_{\text{Г.М}} L$ – выход горной массы с 1 м скважины, м³; L – количество пробуренных метров для взрывания заданного объема горной массы, м.

Следовательно, расход ВВ на блок можно определить как

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} q_{\text{Г.М}} L.$$

Отсюда

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{q_{\text{Г.М}} L}.$$

Таким образом, удельный расход ВВ и выход горной массы с 1 м скважины обратно пропорциональны:

$$q_{\text{ВВ}} \sim \frac{1}{q_{\text{Г.М}}}.$$

Анализ фактических показателей БВР на двух крупных карьерах (Главный карьер Качканарского ГОКа и Центральный карьер ОАО «Ураласбест») подтвердил справедливость выражения (1). Поскольку параметры процессов находятся в пропорции, энергетические характеристики процессов разрушения горных пород при бурении и взрывании тоже должны быть пропорциональны.

Удельный расход ВВ отражает энергию взрывного разрушения:

$$q_{\text{пр}} = \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right] \rightarrow \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right].$$

Выход горной массы с 1 м скважины косвенно отражает энергию бурения:

$$\frac{1}{q_{\text{Г.М}}} = \left[\frac{\text{м}}{\text{м}^3} \right] \rightarrow \text{энергия бурения} \left[\frac{\text{Дж}}{?} \right].$$

Таким образом, выход горной массы в минус первой степени, м/м³, отражает «расход бурения» на тот же объем, что и расход ВВ. Поэтому удельным расходом ВВ

определяются расстояния между скважинами. Следовательно, уточнение удельного расхода ВВ по данным бурения должно производиться с учетом этих расстояний. Тогда удельная энергия бурения должна определяться в Дж/м³.

Учитывая результаты ранее проведенных исследований в данном направлении, предложено в качестве энергетической характеристики процесса шарошечного бурения использовать новый показатель, который назван «удельная энергия обруивания 1 м³ массива горных пород»:

$$E = \frac{Nt}{q_{г.м}},$$

где N – мощность, потребляемая двигателем вращателя, кВт; t – среднее время бурения 1 м, ч.

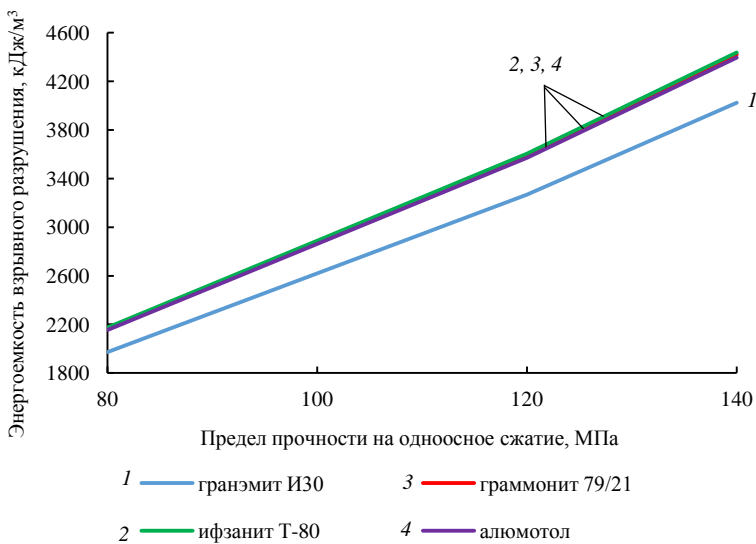


Рис. 2. Изменение энергоемкости взрывного разрушения для разных ВВ в зависимости от предела прочности на одноосное сжатие диаллагового пироксенита Гусевогорского месторождения

При этом удельные энергии бурения и взрывного разрушения имеют одинаковую размерность: $A = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right] \leftrightarrow E = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right]$. Отсюда следует, что $A \sim E$.

Таким образом, удельные энергии обруивания и взрывного разрушения 1 м³ массива горных пород прямо пропорциональны. Тогда их отношение в конкретной горной породе показывает, насколько больше работа взрыва при разрушении, чем работа при бурении 1 м³ горного массива. Для отдельного типа породы это выражается следующим образом:

$$\frac{A_i}{E_i} = \Pi_i, \quad (2)$$

где A_i – энергоемкость взрывного разрушения i -й породы; E_i – удельная энергия обруивания i -й породы; Π_i – показатель, учитывающий отношение удель-

ных энергий взрывания и обруивания для i -й породы (коэффициент пропорциональности).

Если для конкретной породы определить Π , то по измеряемой в дальнейшем удельной энергии обруивания можно вычислять удельный расход ВВ. При этом возможно моделировать крепость пород по высоте уступа [11].

Адекватность выражения (2) была подтверждена в результате исследований на Главном карьере Качканарского ГОКа. Коэффициент корреляции между указанными показателями в прямой пропорции составляет 0,81. Средний коэффициент пропорциональности для пород карьера $\Pi = 6,23$.

На основании полученных результатов разработана методика определения величины удельного расхода ВВ по данным бурения технологических скважин, которая позволяет строить модели изменения крепости пород по высоте уступа, определять коэффициент пропорциональности Π между A и E для отдельных горных пород, а также уточнять массу зарядов ВВ по результатам бурения скважин выемочного блока.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Захаров В. Н., Викторов С. Д., Жариков И. Ф., Закалинский В. М. Взрывное разрушение массивов горных пород при освоении недр // Проблемы недропользования. 2014. № 3. С. 80–95.
2. Трубецкой К. Н., Корнилов С. В., Яковлев В. Л. О новых подходах к обеспечению устойчивого развития горного производства // Горный журнал. 2012. № 1. С. 15–19.
3. Трубецкой К. Н., Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Проблемы и перспективы развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения недр Земли // ФТПРПИ. 2012. № 4. С. 116–124.
4. Тангаев И. А. Энергетика процессов и систем открытых горных работ и рудоподготовки: учеб.-метод. пособие. Бишкек, Москва: Изд-во Кыргызско-Российского славянского университета. 2002. 52 с.
5. Жариков С. Н., Шеменин В. Г. Методология оценки энергоемкости технологических процессов в цикле «буровзрывное дробление–механическое дробление–измельчение» при открытой разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2013. № 10. С. 83–85.
6. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. В 2 т. М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004. Т. 1. 832 с. Т. 2. 656 с.
7. Кук М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах: пер. с англ. / под ред. Г. П. Демидюка и Н. С. Бахаревич. М.: Недра, 1980. 453 с.
8. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. 184 с.
9. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.
10. Жариков С. Н. Энергии разрушения горных пород при шарошечном бурении и взрывании на карьерах // Научно-техническое обеспечение горного производства: тр. ИГД им. Д. А. Кунаева. Алматы, Т. 77. 2009. С. 91–96.
11. Жариков С. Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011. 139 с.

Поступила в редакцию 29 сентября 2016 года

THE INTERRELATION OF ROLLER-BIT DRILLING AND BLASTING DESTRUCTION OF A ROCK MASSIF

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

The article introduces results of interrelations investigation of energy characteristics of roller-bit drilling and blasting destruction of rocks. It is shown that the account of production wells drilling process parameters makes it possible to simulate changes in strength characteristics of rocks in mine blocks and refine the parameters of blasthole charges of explosives. The introduced results of interrelations investigation of roller-bit drilling and blasting destruction of rocks prove that rocks properties refinement at drilling and blasting operations has high scientific and practical significance.

Key words: physical and mechanical properties of rocks; roller-bit drilling; drilling and blasting operations; blast; drilling and blasting parameters.

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Zakharov V. N., Viktorov S. D., Zharikov I. F., Zakalinskii V. M. [Blasting destruction of rock massifs at bowels exploitation]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 3, pp. 80–95. (In Russ.)
2. Trubetskoi K. N., Kornilkov S. V., Iakovlev V. L. [Regarding the new approaches to mining stable development support]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2012, no. 1, pp. 15–19. (In Russ.)
3. Trubetskoi K. N., Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V. [Problems and further development of resource-saving and resource-reproducing geotechnologies of complex bowels development]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2012, no. 4, pp. 116–124. (In Russ.)
4. Tangaev I. A. *Energetika protsessov i sistem otkrytykh gornykh rabot i rudopodgotovki: ucheb.-metod. posobie* [School book “Energetics of processes and systems of opencast mining and ore processing”]. Bishkek, Moscow, Izd-vo Kyrgyz Russian Slavic University Publ., 2002. 52 p.
5. Zharikov S. N., Shemenev V. G. [Methodology of estimating output ratio of workflows in “drilling and blasting crushing–mechanical crushing–grinding” cycle at opencast mining of ore deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 10, pp. 83–85. (In Russ.)
6. *Fizika vzryva. Pod red. L. P. Orlenko. V 2 t.* [Explosion physics. Edited by L. P. Orlenko. In 2 vol.]. Moscow, FIZMATLIT Publ., 2004. Vol. 1. 832 p. Vol. 2. 656 p.
7. Kuk M. A. *Nauka o promyshlennykh vzryvchatykh veshchestvakh: per. s angl. Pod red. G. P. Demidiuka i N. S. Bakharevich* [Science of industrial explosives: transl. from English. Edited by G. P. Demidiuk and N. S. Bakharevich]. Moscow, Nedra Publ., 1980. 453 p.
8. Tangaev I. A. *Burimost' i vzryvaemost' gornykh porod* [Drilling capacity and blastability of rocks]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 184 p.
9. Tangaev I. A. *Energoemkost' protsessov dobychi i pererabotki poleznykh iskopaemykh* [Energy content of production processes and processing of minerals]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 231 p.
10. Zharikov S. N. [Energies of rock destruction at roller-bit drilling and blasting at open pits]. *Nauchno-tekhnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva: tr. IGD im. D. A. Kunaeva*. [Collected works of IM named after D. A. Kunaev “Scientific and engineering support of mining industry”]. Almaty, 2009, vol. 77. pp. 91–96. (In Russ.)
11. Zharikov S. N. *Vzaimosviaz' udel'nykh energeticheskikh kharakteristik protsessov sharoshechnogo bureniia i vzryvnogo razrusheniia massiva gornykh porod: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Interrelation of specific energetic characteristics of roller-bit drilling processes and blasting destruction of rocks. Cand. eng. sci. diss.]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 2011. 139 p.

УДК 622.235

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ И ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ УСТУПОВ

ЗАИРОВ Ш. Ш., НОРМАТОВА М. Ж.

Разработана и испытана на производстве конструкция скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволившая получить устойчивые откосы двадцатиметровых уступов с углом откоса 60°. Это исключает необходимость дополнительной разnosки бортов, повышает безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах. Разработанные эффективные параметры контурного взрывания обеспечили создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива. Для повышения устойчивости откосов уступов при контурном взрывании целесообразно оценивать относительное снижение мощности зоны с нарушенными межблочными связями в приоткосной части уступа. На основании данных положений найден коэффициент эффективности применения контурного взрывания на открытых горных работах. Исследованиями установлено, что эффективность применения контурного взрывания возрастает с уменьшением ослабления массива с естественной и искусственной трещиноватостью.

Ключевые слова: буровзрывные работы; конструкция заряда; контурное взрывание; устойчивость откосов уступов; разnosка бортов; экранирующая щель; блочность; трещиноватость.

Стремление получить устойчивые борта карьера и максимально исключить влияние взрыва на остальной массив привело к применению контурного взрывания. Сущность метода заключается в том, что по контуру выемки предварительно формируется щель, которая гасит ударную волну взрыва зарядов рыхления, и массив за щелью не разрушается.

Разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов [1]. Бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками СБШ-250МН по рабочей сетке параметров буровзрывных работ (БВР), определяемой паспортом данного предприятия. Бурение оконтуривающих скважин производится станками марки Driltech-D25KS или УРБ-2А-2Б.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещаются три промежуточные детонатора из взрывчатого вещества нобелит-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг, на правой стенке помещают аналогичные заряды в шахматном порядке, каждый с радиальным зазором (рис. 1).

В соответствии с методикой исследования действия взрыва [2] на карьере Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан) проведены опытно-промышленные испытания разработанной конструкции и эффективных параметров контурного взрывания.

Заиров Шерзод Шарипович – доктор технических наук, доцент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sher-z@mail.ru

Норматова Муборак Жабборовна – старший преподаватель кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: m_normatova@mail.ru

Результаты исследований показали, что породы карьера Мурунтау можно отнести, согласно классификации Межведомственной комиссии по взрывному делу (МВК), к четырем категориям горных пород по блочности и степени трещиноватости: мелкоблочные, среднеблочные, крупноблочные, весьма крупноблочные породы, совпадающие с категориями по взрываемости. С учетом изложенных результатов исследований физико-механических свойств пород как объекта воздействия БВР разработана классификация пород по трещиноватости и взрываемости (табл. 1, рис. 2, 3), которая используется при проектировании взрывных работ на карьере Мурунтау.

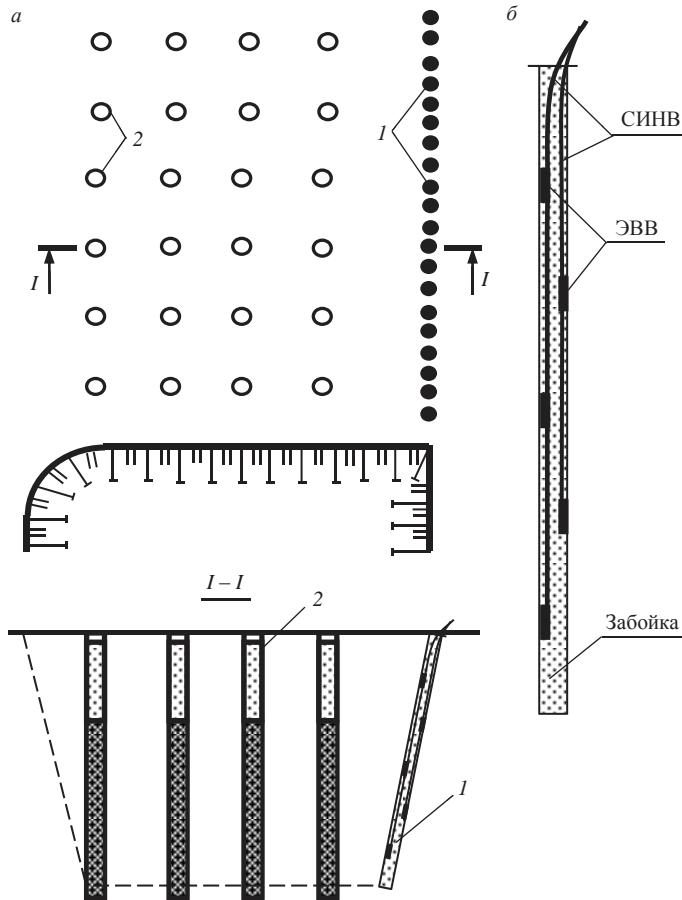


Рис. 1. Схема расположения скважин – *a* и конструкция заряда – *б* при контурном взрывании:

I – скважина отрезной щели; *2* – скважина дробления; СИНВ – система инициирования неэлектрического взрывания; ЭВВ – эмульсионное взрывчатое вещество

Экспериментальные исследования и их статистическая обработка позволили дать количественную оценку распределения отдельностей в массиве по категориям пород по трещиноватости. При этом в мелкоблочных породах (I категория) доминируют отдельности размером до 400 мм и практически отсутствуют отдельности, превышающие 600 мм. Средний размер отдельности в мелкоблочных породах равен 155 мм.

В среднеблочных породах (II категория) отдельности размером 600–800 мм и более составляют 8 %. Наибольших энергетических затрат на дробление требуют

Таблица 1

Физико-механические свойства и классификация пород месторождения Мурунтау по грешиноватости и взрываемости

Литологические разновидности пород	ρ , т/м ³	Прочность, МПа			f	Скорость волн, км/с		$E \cdot 10^4$, МПа	Трешиноватость, блочность	Категория пород по взрываемости	$d_{ср}$, мм
		сжатие	растяжение	сдвиг		продольных	поперечных				
Сланцы углисто-слоистые, сланцы кварц-слоистые с прослойками углистых сланцев	2,60–2,70	70–90	5,5–7,2	11,3–12,4	6–8	2,8–4,7	1,7–2,8	2,3	Весьма сильно-нотрещиноватые (мелкоблочные)	Легковзрываемые I	155
Сланцы кварц-слоистые метасоматически измененные, алевролиты	2,65–2,70	90–110	6,8–7,8	12,3–13,2	8–10	3,7–5,4	2,2–3,1	3,2	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	Средневзрываемые II	300
Сланцы кварц-слоистые метасоматически измененные до кварцитов, алевролиты углеродистые	2,65–2,70	110–130	7,5–9,2	13,0–16,2	10–12	4,7–5,8	2,65–3,20	4,6	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	Трудновзрываемые III	500
Кварциты, роговики, алевролиты окварцованные, переслаивание алевролитов, углисто-слоистых и слоисто-кварцевых сланцев	2,65–2,75	> 130	8,4–10,6	15,2–17,0	> 12	5,1–5,9	3,1–3,45	4,65	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	Весьма трудновзрываемые IV	825

ρ – плотность породы; f – коэффициент крепости; μ – коэффициент Пуассона; E – модуль Юнга; $d_{ср}$ – средний размер отдельностей в массиве.

крупноблочные (III категория) и весьма крупноблочные (IV категория), где преобладают отдельные значительных размеров.

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части охраняемого массива.

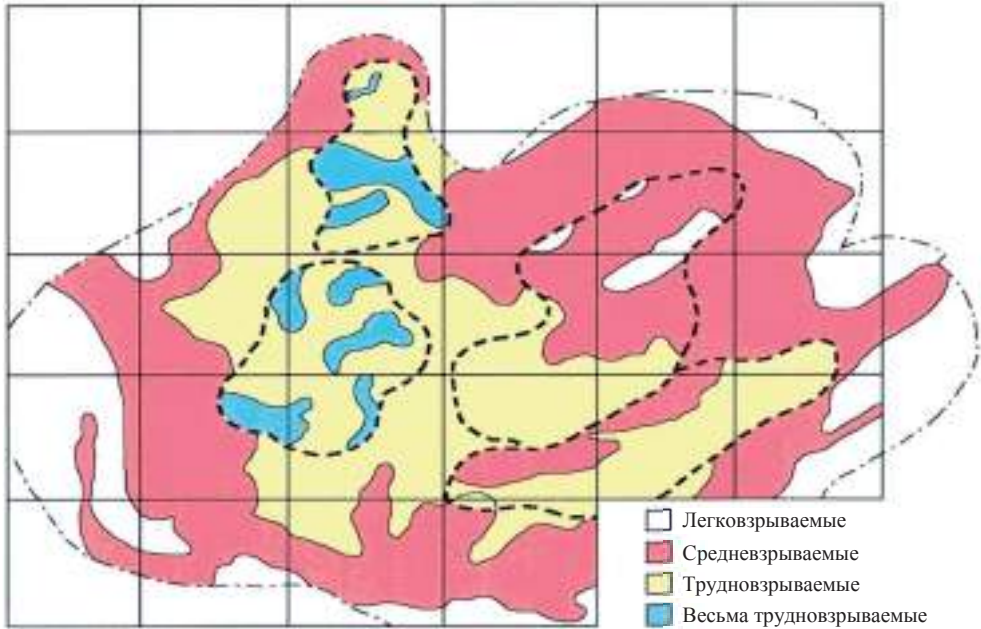


Рис. 2. Районирование пород карьера Мурунтау по взрываемости

Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле [3]:

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_n^2}{(n-1)P_{но}^2},$$

где $[\varepsilon]$ – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны нарушения межблочных связей, при деформациях сжатия (растяжения) $[\varepsilon] = 0,002$; R – допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части уступа, задаваемая из соображений устойчивости для произвольной точки по высоте уступа, но за пределами сильно нарушенной зоны в верхней части уступа, м; n – показатель степени затухания остаточных деформаций с увеличением расстояния, определяется экспериментальным путем или принимается $n \approx 2,0$; P_n – акустический показатель трещинной нарушенности массива на глубине, для которой задается ограничение по ширине зоны нарушений; $P_{но}$ – акустический показатель трещинной нарушенности массива в условиях естественного залегания, характеризует влияние природной трещиноватости на прочностные и деформационные характеристики скального массива в сравнении с образцом породы.

Допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей за пределами зоны влияния предыдущих взрывов $R = 1,5-3,0$ м. Для наиболее ответственных участ-

ков, где не допускается увеличение трещинной пустотности массива в приоткосной части, следует принимать $R = 1,0-2,0$ м. Меньшие значения относятся к мелкоблочному массиву и неблагоприятной ориентации систем трещин относительно откоса. Большие значения относятся к крупноблочному массиву при отсутствии опасных систем трещин.

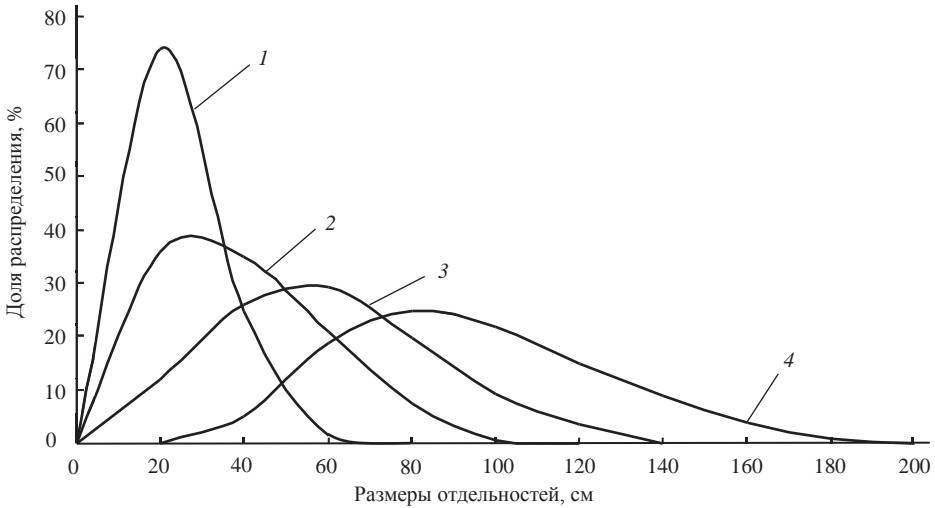


Рис. 3. Распределение отдельностей в массиве по категориям пород по трещиноватости: 1 – мелкоблочные породы; 2 – среднеблочные породы; 3 – крупноблочные породы; 4 – весьма крупноблочные породы

Ширина зоны нарушений при выбранных параметрах контурного взрывания определяется по формуле [4]:

$$qw = 4AB^{-2}\eta^{-1}\eta_{др}^{-1}(n-1)^{-2}[\varepsilon]^2(R+1)^{2n}a + 0,5\pi B^{-1}\eta^{-1}\eta_{др}^{-1}(n-1)^{-1}d_c^2[\varepsilon](R+1)^n,$$

где η – коэффициент, учитывающий потери энергии; $\eta_{др}$ – коэффициент, учитывающий потери энергии в щели, заполненной дробленой породой; a – расстояние между скважинами, м; A и B – коэффициенты, учитывающие деформационные характеристики трещиноватого скального массива и их изменение по высоте уступа вследствие нарушения массива предыдущими взрывами,

$$A = \frac{1}{K_0(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[(h_2 - h_1) \frac{P_{но}}{P_{nh_1}} - 1 \right] \right\}; \quad B = \frac{1}{K_0(n-1)} \left(\frac{P_{но}}{P_{nh_1}} \right)^2,$$

где K_0 – коэффициент, характеризующий сопротивляемость уплотнению не нарушенного предыдущими взрывами трещиноватого скального массива за счет схлопывания трещин при динамическом нагружении, Па, для ориентировочных расчетов можно принять $K_0\eta^{-1}\eta_{др}^{-1} = (0,002...0,003)E$, E – модуль упругости горной породы (отдельности) при динамическом нагружении, Па; h_1 – мощность верхнего разрушенного слоя пород, м, $h_1 = l_{пер} + (6...7)d_c$, $l_{пер}$ – длина перебура, м; h_2 – глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта, м, $h_2 = (30...40)d_c + h_1$; L_3 – длина заряда в оконтуривающих скважинах, м; α_y – угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, принимается равным проектному углу откоса уступа,

град.; P_{nh1} – акустический показатель трещинной нарушенности массива на границе градиентной зоны и верхней сильно нарушенной зоны (на глубине h_1), с учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса уступа следует принимать $P_{nh1} = 0,2$.

Если рассчитанная ширина зоны нарушений превосходит допустимую на значение, превышающее точность эксперимента (20 %), то следует принять меньший диаметр скважин.

Промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинного заряда ВВ при контурном взрывании проводилось в соответствии с приведенной методикой.

Полускальные уступы восточного борта карьера имеют весьма близкие свойства. В то же время трещиноватость массива существенно изменяется. Для северной части борта характерно весьма крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ при массовых взрывах составляет 0,70–0,75 кг/м³. Заоткоска уступов производится параллельно основной системе трещин. Для южной половины восточного борта и восточной части южного борта характерно крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ составляет 0,55–0,60 кг/м³. Заоткоска уступов производится с подсечением трещин, связанных со сланцеватостью массива. На отдельных участках борта – в зонах тектонических разломов – массив имеет среднеблочное строение. Удельный расход ВВ на таких участках составляет 0,50–0,55 кг/м³. Наиболее крупные участки со среднеблочным строением массива отмечаются в центральной и юго-восточной частях карьера Мурунтау. Заоткоска уступов производится с подрезкой сланцеватости.

Ориентация трещин при разных условиях оформления откосов приведена в табл. 2, а эффективные параметры контурного взрывания, определенные в соответствии с методикой [2], – в табл. 3.

Диаметр оконтуривающих скважин рассчитывался при допустимой мощности зоны с нарушенными межблочными связями в нижней части откоса 2,5 м для пород II и III категории по трещиноватости и 3,0 м для пород IV категории.

Таблица 2

Ориентация трещин при различных условиях оформления откосов

Ориентация наиболее опасных трещин	Условия оформления откосов		
	Пологопадающие, подрезаемые откосом		Параллельно откосу
Категория по трещиноватости	II	III	IV
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,50–0,55	0,55–0,60	0,70–0,75
Мощность зоны нарушений в нижней части откоса, м:			
при массовых взрывах	до 10	до 10	7,5
допустимая по устойчивости откоса	2,5	2,5	3,0

Для участков, сложенных породами II и III категорий по трещиноватости, рациональный диаметр оконтуривающих скважин составляет 160–180 мм, рассматривались варианты применения скважин 243 и 180 мм.

При расчете расстояния между оконтуривающими зарядами коэффициент поглощения энергии волн напряжений средой для пород карьера II, III и IV категории по трещиноватости принят 0,06, 0,05 и 0,04 соответственно.

При расчете линейной массы оконтуривающих зарядов использовано установленное на основании экспериментальных исследований значение $[\sigma_p] \psi k_{тр} \eta^{-1} = 10,7$ МПа, где ψ – коэффициент предварительного ослабления породы динамической составляющей волны напряжений; $k_{тр}$ – коэффициент влияния трещиноватости массива; η – коэффициент потерь давления. Тип взрывчатого вещества выбран с учетом ассортимента ВВ, используемого на карьере.

Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производилось отдельно. Оконтуривающие заряды взрывались с замедлением с применением пиротехнических реле, интервал замедления 35–50 мс.

При массовой отбойке использовались скважины диаметром 245 мм. Перебур составлял 2,5–3,0 м. В результате массив в верхней части уступа сильно нарушен на глубину до 4 м. Поэтому при угле наклона оконтуривающих скважин 60° верхнюю часть скважин длиной 4,5 м следует оставить свободной.

С целью предотвращения разрушения массива вследствие огибания экрана волной напряжений, перебур оконтуривающих скважин принят 3,0 м, а перебур скважин последнего ряда в приконтурной зоне – 1,0 м. На флангах создание экраняющей щели следует производить с опережением взрыва в приконтурной зоне не менее чем на 15–20 м. Взрыв оконтуривающих зарядов следует осуществлять до начала бурения в приконтурной зоне. Допускается в отдельных случаях совмещать взрыв оконтуривающих зарядов и зарядов в приконтурной зоне, при этом взрыв оконтуривающих зарядов должен производиться с опережением не менее 50 мс. Ширина приконтурной зоны определена из условия недопущения деформаций сдвига в охраняемом массиве под действием массовых взрывов. При высоте уступов 20 м ширина приконтурной зоны должна быть не менее 30 м.

При расчете мощности зоны с нарушенными межблочными связями от взрыва оконтуривающих зарядов использованы полученные при экспериментальных исследованиях значения $K_0 \eta^{-1} \eta_{др}^{-1} = 150$ МПа; $n = 1,9$; $h_1 = 3,5$ м; $h_2 = 12,0$ м.

Таблица 3

Эффективные параметры контурного взрывания

Параметры контурного взрывания	Вариант				
	А	Б	В	Г	Д
Диаметр скважины, мм	180	180	243	243	243
Расстояние между скважинами, м	1,5	1,8	2,5	2,0	3,0
Линейная масса заряда ВВ, кг/м	1,5	1,7	2,8	2,6	3,3
Глубина скважины, м	23	23	23	23	23
Перебур, м	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
<i>Ожидаемые результаты от применения контурного взрывания</i>					
Мощность зоны нарушений от взрыва оконтуривающего заряда, м	2,6	2,3	2,6	3,0	2,3
Амплитудный коэффициент экранирования	1,7	1,7	2,2	2,2	2,2
Относительное снижение мощности зоны нарушений от взрыва в приконтурной зоне, м	2,0	2,0	3,7	3,7	3,6
Результирующая мощность зоны нарушений в приоткосной части уступа, м	5,0	5,0	2,6	3,0	2,8

Для расчета защитной способности экраняющей щели использованы усредненные значения плотности породы ρ , кг/м³, и скорости распространения продольных волн в массиве v , м/с. Скорость распространения продольных волн

в заполнителе экранирующей щели принята равной экспериментально измеренному значению, для сильнонарушенного массива в верхней части уступа $v_3 = 450$ м/с. Плотность заполнителя экранирующей щели принята $\rho_3 = (1 - \eta_3)\rho$, где η_3 – трещинная пустотность заполнителя, $\eta_3 = 0,6$. Частота нагружений принималась обратно пропорциональной времени замедления из расчета применения в приконтурной зоне принятой на карьере диагональной схемы взрывания с замедлением между ступенями 20 мс. При расчете относительного снижения мощности зоны нарушений в нижней части откоса от взрыва в приконтурной зоне при наличии экранирующей щели сделано допущение, что массовая скорость смещения на уровне экранирующей щели определяется прочностью породы на разрыв.

Для наиболее трудновзрываемых пород IV категории трещиноватости массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, приходящей к экрану, $U_n = 160$ см/с. Учитывая благоприятную ориентацию естественных трещин относительно откоса, критическое значение массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений принято $[U] = 45$ см/с, а мощность зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята равной $30d_3$.

Для пород II и III категорий трещиноватости $U_n = 110$ см/с, $[U] = 30$ см/с, а мощность зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята $40d_3$.

Таким образом, разработана и испытана на производстве конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволившая получить устойчивые откосы двадцатиметровых уступов с углом откоса 60° . Это исключило необходимость дополнительной разности бортов, одновременно повысило безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах. Разработанные эффективные параметры контурного взрывания обеспечили создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива. Экономический эффект при внедрении разработанной конструкции и эффективных параметров составил 63 644,8 у. е. на 1 млн м³ взорванной горной массы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Нутфуллаев Г. С. Совершенствование взрывных работ при контурном взрывании в обводненных породах на карьерах // Инновационные технологии горно-металлургической отрасли: матер. науч.-практ. конф. (21 октября 2011 г.). Навои, 2011. С. 59–61.
2. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш. Методика исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера. Навои: НГГИ, 2015. 50 с.
3. Бибик И. П., Рубцов С. К., Сытенков Д. В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. Ташкент: Фан, 2008. 399 с.
4. Граур М. И. Управление процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах: дис. ... канд. техн. наук. Москва, 1981. 153 с.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

THE DEVELOPMENT OF CONSTRUCTIONS AND PARAMETERS OF BLASTHOLE CHARGES OF EXPLOSIVES UNDER SMOOTHWALL BLASTING TO GET STABLE BENCHES SLOPES

Zairov Sh. Sh., Normatova M. Zh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan.
E-mail: sher-z@mail.ru

Construction of blasthole charges of explosives under smoothwall blasting is developed and tested; it allows getting stable slopes of 20 m long benches with slope angle 60° . It avoids the need for additional walls cutback and increases the security of works at underlying levels. The efficient parameters of contour blasting which have been developed provided the creation of the widest screening crack under the given limit of interblock connections ruptured zone power in a near-slope part of a massif. In order to increase the stability of benches slopes at smoothwall blasting it is necessary

to estimate relative power reduction of a zone with ruptured interblock connection in a near-slope part of a massif. On the basis of the given statements the coefficient of smoothwall blasting efficiency is found for opencast mining. The investigations have determined that the efficiency of smoothwall blasting increases with the reduction of the massif with natural and artificial rock jointing weakening.

Key words: drilling and blasting operations; charge construction; smoothwall blasting; benches slopes stability; walls cutback; screening crack; blockiness; rock jointing.

REFERENCES

1. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh., Nutfullaev G. S. [Blasting operations development at smoothwall blasting in flooded rocks at open pits]. *Innovatsionnye tekhnologii gorno-metallurgicheskoi otrasli: mater. nauch.-prakt. konf. (21 oktiabria 2011 g.)* [Proc. Sci.-to-Pract. Conf. "Innovative technologies of mining-metallurgical branch" (21st October 2011)]. Navoiy, 2011, pp. 59–61. (In Russ.)
 2. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh. *Metodika issledovaniia deistviia vzryva okonturivaiushchikh skvazhinnykh zariadov vzrychatykh veshchestv v prikonturnoi zone kar'era* [The methodology of studying the action of explosion of delineating blasthole charges at the marginal zone of an open pit]. Navoiy, NSMI Publ., 2015. 50 p.
 3. Bibik I. P., Rubtsov S. K., Sytenkov D. V. *Upravlenie vzryvnoi podgotovkoi porod v tekhnologicheskikh potokakh kar'erov* [Control over rock blasting development at workflows of open pits]. Tashkent, Fan Publ., 2008. 399 p.
 4. Graur M. I. *Upravlenie protsessom razrusheniia porod pri konturnom vzryvanii s tsel'iu polucheniia ustoiichivyykh otkosov ustupov na kar'erakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Control over the process of rock breaking at smoothwall blasting with the purpose of getting benches slopes at open pits. Cand. eng. sci. diss.]. Moscow, 1981. 153 p.
-

УДК 622.678.53

СКИПОВАЯ ПНЕВМОПОДЪЕМНАЯ УСТАНОВКА ПОВЫШЕННОЙ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ

ТАУГЕР В. М., ВОЛКОВ Е. Б., ХОЛОДНИКОВ Ю. В.

Рассмотрена возможность повышения энергоэффективности установок скипового пневмоподъема. Показано, что снижение потребления электроэнергии достигается в двухскиповой установке с подъемным и спускным трубопроводами за счет соединения спускного трубопровода с входным патрубком воздухонагнетательного агрегата (воздуходувки). Теоретически получены соотношения диаметров входного и выходного трубопроводов, обеспечивающие равенство средних скоростей подъема и спуска скипов и оптимальные с точки зрения потребления энергии воздуходувкой. Выполнение скиповой пневмоподъемной установки в соответствии с представленными рекомендациями даст возможность существенно повысить ее энергоэффективность, упростить конструкцию и снизить затраты на монтаж и обслуживание. Получены формулы, позволяющие вычислить диаметры трубопроводов энергосберегающей скиповой пневмоподъемной установки в зависимости от масс грузевого и порожнего скипов, их средней скорости, температуры воздуха на входе и выходе воздуходувки и величины утечек через зазоры в пневмосистеме.

Ключевые слова: скип; скиповая пневмоподъемная установка; спускной трубопровод; воздуходувка; экономия электроэнергии.

С увеличением глубины месторождений и повышением производительности проходческих и очистных комбайнов требуются все большие емкости скипов и скорости подъема. Возникает необходимость в создании более мощных и массивных подъемных машин, скипы превращаются в весьма громоздкие сооружения, увеличиваются количество и диаметр канатов, размеры загрузочных и разгрузочных бункеров, высота копра, диаметр шахтного ствола [1]. Указанные факторы приводят к выводу о необходимости поиска альтернативных способов шахтного подъема, обладающих более высокой удельной производительностью. Анализ разных видов транспорта, выполненный в [2], однозначно указывает на перспективность перехода к специфической разновидности контейнерного пневмотранспорта – скиповым пневмоподъемным установкам (СППУ).

К основным достоинствам СППУ относятся:

- отсутствие электромеханического привода с канатной тягой, т. е. редуктора, барабана, копровых шкивов, собственно копра и канатов;
- трансформация сложных сосудов в простейшие контейнеры в виде цилиндрических капсул;
- простота реализации высоких скоростей перемещения (20 м/с и более).

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

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

Холодников Юрий Васильевич – кандидат технических наук, генеральный директор. 620076, г. Екатеринбург, пл. Жуковского, 1в, ООО «СКБ «Мысль». E-mail: sdo_mysl@mail.ru

В целом конструкции СППУ значительно проще установок для канатного подъема. Их использование позволит снизить капитальные затраты на строительство шахты, в частности за счет уменьшения диаметра ствола.

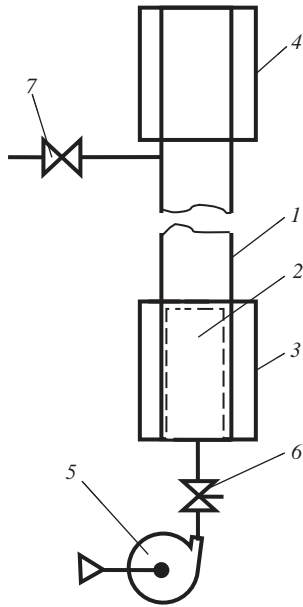


Рис. 1. Схема скиповой пневмоподъемной установки

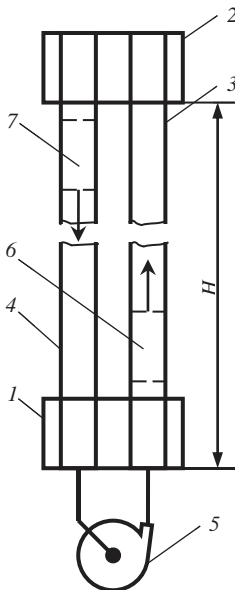


Рис. 2. Схема СППУ с повышенной энергоэффективностью

Разработка СППУ ведется с конца прошлого века, сгенерированы различные принципиальные схемы [3–6], по этой теме защищена докторская диссертация. Среди предложенных конструктивных решений есть, по мнению авторов, достаточно необычные [6].

Новейший известный вариант СППУ представлен в статье [8] и схематично показан на рис. 1.

Установка содержит ствол 1 с направляющими и уплотняющими устройствами (на рис. 1 не изображены), сип 2, загрузочную 3 и разгрузочную 4 станции, воздуходувку 5, а также нижний 6 и верхний 7 воздушные затворы. Сип имеет гладкую цилиндрическую часть. Направляющие и уплотняющие устройства смонтированы в стволе с шагом, равным половине ее высоты.

В начале рабочего цикла сип 2 загружен ископаемым и находится на нижнем горизонте шахты в загрузочной станции 3, воздуходувка 5 нижним воздушным затвором 6 отключена от ствола 1, верхний воздушный затвор 7 открыт. Затем выходной патрубок воздуходувки через нижний воздушный затвор соединяется со стволом ниже сипа, и осуществляется подъем груженого сипа под действием избыточного давления воздушного потока. На расчетном расстоянии от разгрузочной станции 4 верхний воздушный затвор частично перекрывается, и начинается торможение сипа. По прибытии на разгрузочную станцию сип опорожняется, после чего начинается его спуск со скоростью, регулируемой воздушными затворами. Порожний сип возвращается на загрузочную станцию, и на этом рабочий цикл завершается.

Наряду с указанными достоинствами описанная установка обладает и существенными недостатками:

- непроизводительные затраты электроэнергии, обусловленные, во-первых, подъемом не только ископаемого, но и сипа, во-вторых, работой воздуходувки «вхолостую» в период опускания порожнего сипа;
- сложность конструкции, заключающаяся в многочисленных направляющих и уплотняющих устройствах.

При канатном подъеме вес сосуда уравновешен либо противовесом в однососудной схеме, либо таким же сосудом в двухсосудной, вследствие чего на подъем самого сипа энергия не затрачивается. Данная СППУ лишена возможности компенсации собственного веса сипа, в связи с чем доля непроизводительных затрат энергии в период подъема может достигать, по предварительным оценкам, 15–100 % полезных затрат (в зависимости от емкости сипа и материала, из которого он изготовлен).

В целом конструкции СППУ значительно проще установок для канатного подъема. Их использование позволит снизить капитальные затраты на строительство шахты, в частности за счет уменьшения диаметра ствола.

Во избежание переходных режимов в работе двигателя воздуходувка постоянно включена в сеть. В период опускания скипа она выбрасывает воздух через воздушный затвор 7 в атмосферу, причем потребляемая двигателем энергия расходуется впустую.

Количество направляющих и управляющих устройств зависит от высоты скипа и глубины шахты и исчисляется сотнями. Очевидно, что их наличие не только усложняет конструкцию установки, но и повышает стоимость ее изготовления, монтажа и обслуживания.

Повысить энергоэффективность СППУ и существенно упростить ее конструкцию представляется возможным путем преобразования схемы установки в вид, показанный на рис. 2 (1, 2 – загрузочная и разгрузочная станции; 3, 4 – подъемный и спускной трубопроводы; 5 – воздуходувка; 6, 7 – груженный и порожний скипы). В предложенной установке скипы перемещаются не непосредственно по стволу, а по размещенным в стволе трубопроводам. Каждый скип снабжен бесконтактными уплотнениями, расположенными на его боковой поверхности.

Концевое сечение спускного трубопровода 4 соединено воздухопроводом с входным патрубком воздуходувки 5, а ее выходной патрубок сообщается с начальным сечением подъемного трубопровода 3.

В период равномерного подъема скипа 6 со скоростью v_n в трубе диаметром d_n статическое давление воздуха под скипом

$$p_n = p_0 + \frac{4(m_n + m_c)g}{\pi d_n^2}, \quad (1)$$

где p_0 – нормальное атмосферное давление; m_n , m_c – массы ископаемого и скипа соответственно; g – ускорение свободного падения.

Статическое давление воздуха под скипом 7, спускающимся с постоянной скоростью v_c в трубе диаметром d_c

$$p_c = p_0 + \frac{4m_c g}{\pi d_c^2}. \quad (2)$$

Значения средней плотности воздуха в трубопроводах под скипами 6 и 7 соответственно определим по формулам:

$$\rho_n = \rho_r \frac{p_n}{p_0}; \quad \rho_c = \rho_0 \frac{p_c}{p_0},$$

где ρ_r , ρ_0 – плотность воздуха при атмосферном давлении и температуре на выходе из воздуходувки и на входе в нее соответственно.

Следует иметь в виду, что прохождение воздуха через воздуходувку сопровождается существенным повышением его температуры.

Для дальнейших рассуждений примем допущения:

- длительность периодов неустановившегося движения скипов много меньше длительности подъема;
- средняя скорость подъема v_n равна средней скорости спуска v_c , или $v_n = v_c = v$;
- температура воздуха под груженным скипом за время подъема изменяется незначительно (изотермический процесс);
- аэродинамическое сопротивление трубопроводов отсутствует.

Время подъема скипа при $v = 20$ м/с и перепаде высот $H = 1000$ м составит 50 с. Несложно обеспечить ускорение и замедление, близкие к 10 м/с², и суммарную длительность периодов разгона и замедления около 4 с. Таким образом, первое допущение корректно.

При выполнении условия равенства средних скоростей груженого и порожнего скипов воздуходувка работает в режиме энергосбережения в течение всего времени подъема груженого скипа при минимальной длительности рабочего цикла установки.

Охлаждение воздуха в подъемном трубопроводе осуществляется путем теплопередачи через стенку трубы. Интенсивность теплопередачи связана с теплопроводностью материала, из которого труба изготовлена. В настоящее время представляется целесообразным выполнить трубопроводы из полимерного композиционного материала [9], обладающего весьма низкой по сравнению с металлами теплопроводностью. Существенного изменения температуры воздуха примерно за 1 мин не произойдет, а потому третье допущение вполне оправданно.

Массовый расход воздуха в подъемном трубопроводе

$$Q_{\text{м.п}} = \rho_t \frac{p_{\text{п}}}{p_0} \cdot \frac{\pi d_{\text{п}}^2}{4} \cdot v + \Delta Q_{\text{м.п}},$$

где $\Delta Q_{\text{м.п}}$ – потеря массового расхода вследствие перетечки воздуха через бесконтактные уплотнения.

После подстановки (1) и преобразований

$$Q_{\text{м.п}} = \rho_t \frac{\pi d_{\text{п}}^2}{4} \left[1 + \frac{4g(m_{\text{н}} + m_{\text{с}})}{\pi d_{\text{п}}^2 p_0} \right] \cdot v + \Delta Q_{\text{м.п}}. \quad (3)$$

Массовый расход на входе в воздуходувку

$$Q_{\text{м.с}} = \rho_0 \frac{p_{\text{с}}}{p_0} \cdot \frac{\pi d_{\text{с}}^2}{4} \cdot v - \Delta Q_{\text{м.с}},$$

где $\Delta Q_{\text{м.с}}$ – потеря массового расхода, аналогичная $\Delta Q_{\text{м.п}}$.

После подстановки (2) и преобразований:

$$Q_{\text{м.с}} = \rho_0 \frac{\pi d_{\text{с}}^2}{4} \left(1 + \frac{4gm_{\text{с}}}{\pi d_{\text{с}}^2 p_0} \right) \cdot v - \Delta Q_{\text{м.с}}. \quad (4)$$

Для синхронного прибытия груженого скипа к верхней отметке трассы, а порожнего скипа к нижней отметке необходимо равенство массовых расходов на входе и выходе воздуходувки:

$$Q_{\text{м.с}} = Q_{\text{м.п}}. \quad (5)$$

Подставив в (5) выражения массовых расходов (3) и (4), после алгебраических преобразований получим уравнение, отражающее взаимосвязь диаметров подъемного и спускного трубопроводов:

$$d_{\text{с}} = \sqrt{\frac{\rho_t d_{\text{п}}^2}{\rho_0} + \frac{4g}{\pi p_0} \left[\frac{\rho_t}{\rho_0} (m_{\text{н}} + m_{\text{с}}) - m_{\text{с}} \right] + \frac{4(\Delta Q_{\text{м.п}} + \Delta Q_{\text{м.с}})}{\pi \cdot \rho_0}}. \quad (6)$$

Выполнение диаметра спускного трубопровода в соответствии с (6) позволяет подавать на вход воздуходувки воздух с избыточным статическим давлением,

равным второму слагаемому правой части формулы (2). В результате потребление воздухоудвкой электроэнергии определяется разностью между энергией потока на выходе и энергией поступающего в нее потока, причем экономию можно приблизительно определить как отношение собственной массы скипа к массе груженого скипа.

Описанный способ повышения энергоэффективности СППУ не свободен от недостатков:

- изготовление трассы существенно усложняется из-за необходимости выполнения трубопроводов из труб разных диаметров;
- конструкция скипа должна предусматривать периодическое изменение диаметра трубопровода.

Указанные недостатки не являются критическими. Так, предложены варианты скипа с бесконтактными уплотнениями переменного диаметра, позволяющими достичь выполнения неравенств $\Delta Q_{\text{м.п}} \ll Q_{\text{м.п}}$; $\Delta Q_{\text{м.с}} \ll Q_{\text{м.с}}$. Подробное рассмотрение конструктивных исполнений компонентов СППУ выходит за рамки данной статьи.

Покажем, что существует возможность создания энергосберегающей установки, в которой подъемный и спускной трубопроводы выполнены из одной и той же трубы.

Преобразуем выражение (6):

$$d_c^2 - \frac{\rho_t}{\rho_0} d_n^2 = \frac{4g}{\pi \rho_0} \left[\frac{\rho_t}{\rho_0} (m_n + m_c) - m_c \right] + \frac{4(\Delta Q_{\text{м.п}} + \Delta Q_{\text{м.с}})}{\pi \cdot \rho_0}.$$

Примем, что $d_n = d_c = d$ и решим полученное уравнение относительно диаметра d :

$$d = \sqrt{\frac{4g}{\pi(1 - \rho_t/\rho_0)\rho_0} \left[\frac{\rho_t}{\rho_0} (m_n + m_c) - m_c \right] + \frac{4(\Delta Q_{\text{м.п}} + \Delta Q_{\text{м.с}})}{\pi \rho_0 \cdot (1 - \rho_t/\rho_0)}}. \quad (7)$$

Выражения (6) и (7) содержат ряд переменных, влияние которых еще предстоит исследовать. Например, существует зависимость температуры и, следовательно, плотности воздуха на выходе воздухоудвки от давления в подъемном трубопроводе. Для внесения соответствующих поправок в значения диаметров нужно выявить функцию $\rho_t(p_n)$.

К настоящему моменту выполнены приближенные расчеты для оценки принципиальной возможности воплощения в жизнь предложенной установки. Результаты расчетов иллюстрируются графиком (рис. 3). Приняты следующие исходные данные: $m_n = 5000\text{--}8200$ кг, $m_c = 0,2(m_n + m_c)$, температура воздуха на входе и на выходе воздухоудвки 20 и 180 °С соответственно, потери расхода отсутствуют. Статические давления: $p_n = 1,80$ бар, $p_c = 1,16$ бар. В период установившегося движения перепад статического давления на выходе и входе воздухоудвки $\Delta p = 0,64$ бар, объемный расход воздуха в подъемном трубопроводе (скорость скипа 20 м/с) $Q = 15,4\text{--}25,3$ м³/с. Современные воздухоудвки способны с запасом обеспечить такие параметры потока [10].

Следует подчеркнуть, что соотношение масс порожнего и груженого скипов принято в предположении об изготовлении скипа из многослойного композита. Подобные материалы по прочностным показателям сравнимы с низкоуглеродистыми, а в специальном исполнении – и с легированными сталями и имеют плотность в 4,4–5,6 раза меньше [9].

Ориентировочная производительность установки с $m_{н} = 8200$ кг при глубине шахты 1000 м составляет 1,5–1,6 млн т в год. Необходимый диаметр трубопроводов равен 1,27 м, что позволяет разместить их в стволе диаметром не более 3,5 м. Главный канатный подъем требует диаметра ствола в свету 6 или 6,5 м [11].

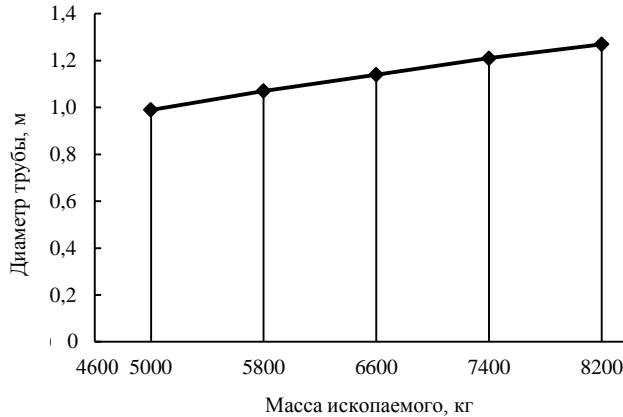


Рис. 3. Расчетные значения диаметра трубопроводов

Итак, выполнение скиповой пневмоподъемной установки в соответствии с предложенной схемой дает возможность существенно повысить ее энергоэффективность, упростить конструкцию и уменьшить затраты на монтаж и обслуживание. Потребление электроэнергии установкой, содержащей подъемный и спускной трубопроводы, может быть снижено путем подачи воздуха, который вытесняется скипом из спускного трубопровода, во входной патрубок воздухоудвки. Диаметры трубопроводов следует определять по условию равенства средних скоростей груженого и порожнего скипов с учетом нагрева воздуха в роторе воздухоудвки. Получены формулы, позволяющие вычислить диаметры трубопроводов энергосберегающей скиповой пневмоподъемной установки в зависимости от масс груженого и порожнего скипов, их средней скорости, температуры воздуха на входе и выходе из воздухоудвки и величины утечек через зазоры в пневмосистеме.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дроздова Л. Г. Стационарные машины: учеб. пособие. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007. 157 с.
2. Литвинский Г. Г. Сущность научной доктрины «Шахта XXI века» // Уголь. 2006. № 11. С. 44–46.
3. Николаев Ю. А. Горнодобывающим отраслям – новый вид транспорта // Изв. вузов. Горный журнал. 1999. № 3–4. С. 14–17.
4. Николаев Ю. А. Методика расчета скиповой пневмоподъемной установки // Горный журнал. 1990. № 9. С. 95–99.
5. Николаев Ю. А. Теория и методы расчета скиповой пневмоподъемной установки для шахт и карьеров: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Свердловск, 1991. 45 с.
6. Давыдов С. Я., Потапов В. Я., Костюк П. А. Элементы расчета контейнерного пневмотранспорта // Известия УГГУ. 2013. № 2. С. 43–49.
7. Инновации бизнесу. Пневмо-скиповая подъемная установка. URL: <http://www.ideasandmoney.ru>
8. Николаев Ю. А., Жаутиков Б. А. Методические основы расчета скипов шахтных и карьерных пневмоподъемных установок // Уголь. 2006. № 11. С. 32–33.
9. Батаев А. А., Батаев В. А. Композитные материалы: строение, получение, применение: учеб. пособие. М.: Логос, 2006. 400 с.
10. Промышленные воздухоудвки и турбовоздухоудвки SIEMENS. URL: <http://pump.ru>
11. Размеры поперечных сечений главных стволов. URL: <http://www.bibliotecar.ru>

SKIP PNEUMOWINDING PLANT WITH ADVANCED ENERGY EFFICIENCY

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

Kholodnikov Iu. V. – Special Design Bureau “Mysl” LLC, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: sdo_mysl@mail.ru

The present work studies the possibility to raise energy efficiency of skip pneumowinding plants. It is shown that the decrease of energy consumption is reached in double-skip plant with lift pipeline and drainage pipeline due to the connection of the drainage pipeline with inlet duct of an air pumping plant (compressor). Inlet and outlet pipelines diameters correlations are obtained theoretically, they provide the equality of average speed of ascending and descending skips; the correlations are optimal from the point of view of energy consumption by the compressor. The performance of a skip pneumowinding plant in accordance with the suggested recommendations will give the opportunity of significantly increase its energy efficiency, simplify the construction, and reduce costs for installation and maintenance. The formulae are deduced, which allow calculating the diameters of the pipelines of energy efficient skip pneumowinding plant depending on the masses of loaded and empty skips, their average speed, air temperature at the input and output of the compressor, and the values of leakage through the clearances in the pneumosystem.

Key words: skip; skip pneumowinding plant; drainage pipeline; compressor; electricity saving.

REFERENCES

1. Drozdova L. G. *Statsionarnye mashiny: ucheb. posobie* [School book “Fixed machines”]. Vladivostok, Izd-vo FESTU Publ., 2007. 157 p.
2. Litvinskii G. G. [The essence of the scientific doctrine “The shaft of the 21st century”]. *Ugol' – Coal*, 2006, no. 11, pp. 44–46. (In Russ.)
3. Nikolaev Iu. A. [New type of vehicle for mining industries]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1999, no. 3–4, pp. 14–17. (In Russ.)
4. Nikolaev Iu. A. [The methodology of a skip pneumowinding plant calculation]. *Gornyi Zhurnal - Mining Journal*, 1990, no. 9, pp. 95–99. (In Russ.)
5. Nikolaev Iu. A. *Teoriia i metody rascheta skipovoi pnevmopod'emnoi ustanovki dlia shakht i kar'erov: avtoref. dis. ... d-ra tekhn. nauk* [Theory and methods of skip pneumowinding plant calculation for shafts and open pits. Dr. eng. sci. abstract of diss.]. Sverdlovsk, 1991. 45 p.
6. Davydov S. Ia., Potapov V. Ia., Kostiuik P. A. [Container pneumotransport calculation elements]. *Izvestiia UGGU – The News of UrSMU*, 2013, no. 2, pp. 43–49. (In Russ.)
7. Innovations for business. Skip pneumowinding plant. Available at: www.ideasandmoney.ru (In Russ.)
8. Nikolaev Iu. A., Zhautikov B. A. [Methodological foundations for the calculation of skips for shaft and open pit pneumowinding plants]. *Ugol' – Coal*, 2006, no. 11, pp. 32–33. (In Russ.)
9. Bataev A. A., Bataev V. A. *Kompozitnye materialy: stroenie, poluchenie, primeneniye: ucheb. posobie* [School book “Composite materials: structure, receipt, and use”]. Moscow, Logos Publ., 2006. 400 p.
10. Industrial compressors and turbo compressors SIEMENS. Available at: <http://pump.ru> (In Russ.)
11. Main shafts cross sections sizes. Available at: <http://www.bibliotecar.ru> (In Russ.)

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.1:550.82

ОЦЕНКА ДЕФОРМИРУЕМОСТИ РАЗДРОБЛЕННЫХ СКАЛЬНЫХ ПОРОД СТРЕЛЬЦОВСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

ЛИЗУНКИН В. М., БАБЕЛЛО В. А., ЛИЗУНКИН М. В., БЕЙДИН А. В.

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых существуют технологии, когда в выработанном пространстве могут находиться обрушенные вмещающие породы или породная закладка либо отбитая руда (системы с магазинированием, блочное подземное выщелачивание). Поэтому важно знать особенности изменения деформационных свойств пород и их влияние на напряженно-деформированное состояние окружающего массива. При компьютерном моделировании напряженно-деформированного состояния массива горных пород в математических моделях используют различные характеристики механических свойств пород. В связи с этим возрастают требования к достоверности определения показателей, характеризующих эти свойства. Одной из важнейших деформационных характеристик горных пород является модуль деформации, определяющий сжимаемость среды, в частности раздробленной руды. Целью настоящей работы является определение модуля деформации раздробленных ураносодержащих скальных пород различного гранулометрического состава с помощью штамповых опытов. Приведены результаты экспериментальных исследований по определению модуля деформации для раздробленных скальных пород различного гранулометрического состава, которые необходимо учитывать при моделировании напряженно-деформированного состояния горного массива.

Ключевые слова: раздробленные скальные породы; гранулометрический состав; средне-взвешенный размер куска раздробленной породы; стенд; деформационные свойства; модуль деформации; штамп.

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых существуют технологии, когда в выработанном пространстве могут находиться обрушенные вмещающие породы или породная закладка, а также отбитая руда (системы с магазинированием, блочное подземное выщелачивание). Поэтому важно изучить особенности изменения деформационных свойств пород и их влияние на напряженно-деформированное состояние окружающего массива.

Известно, что показатели деформационных свойств неразрушенных горных пород, полученные в массиве и на образцах, существенно различаются. Особенно это различие проявляется при исследованиях деформируемости горных пород (руд).

Лизункин Владимир Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых. 672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30, Забайкальский государственный университет. E-mail: rmpri.zabgu@mail.ru

Бабелло Виктор Анатольевич – доктор технических наук, профессор кафедры гидрогеологии и инженерной геологии. 672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30, Забайкальский государственный университет. E-mail: Chita_bva@mail.ru

Лизункин Михаил Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых. 672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30, Забайкальский государственный университет. E-mail: LMV1972@mail.ru

Бейдин Алексей Владимирович – старший преподаватель кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых. 672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30, Забайкальский государственный университет. E-mail: beydin@mail.ru

Анализ литературных источников показал, что в основном опыты проводятся в лабораторных условиях (*ASTM D7012-10. Standard test method for compressive strength and elastic moduli of intact rock core specimens under varying states of stress and temperatures. West Conshohocken: ASTM International, 2010.*). Так, в работе [1] приведены показатели сжимаемости отдельных образцов раздробленных пород до и после прокаливания. Определению упругих параметров образцов горных пород, в частности модуля Юнга, посвящены отдельные разделы работ [2, 3]. Упругие параметры определялись статическими и динамическими методами на образцах, изготовленных из невыветрелых пород.

Целью настоящей работы является определение модулей деформации раздробленных скальных пород как параметров, характеризующих их упругие и остаточные деформации при статическом нагружении. Важнейшим фактором при изучении модуля деформации пород является принятая схема испытаний – в лабораторных, натурных или условиях большеразмерных стендов. Лабораторные опыты с образцами руд малого размера были исключены из рассмотрения ввиду несоответствия физических процессов деформирования отдельных образцов руд и массивов раздробленных скальных пород, в частности – влияния масштабного эффекта. Как справедливо отмечено, «экспериментально установлено, что геометрически подобные области одного и того же массива горных пород, исследуемые в одних и тех же условиях, имеют разные механические характеристики, являющиеся функцией размеров области» [4]. В этом же литературном источнике указано, что все методы определения показателей деформируемости массивов горных пород в полевых условиях разделены на две группы: опыты при статическом и динамическом приложении нагрузки. К первой группе отнесены штамповые опыты, проводимые в траншеях на открытой поверхности и в специальных опытных подземных камерах, где имеется естественный упор для домкратов в кровле или стенке. Нагрузка на массив при этом передается через жесткие или гибкие штампы.

Проведение опытов с рудой в подземных камерах было сопряжено со значительными трудностями организационно-технологического характера. Выполнение опытов по изучению деформируемости руд в траншеях затруднено ввиду необходимости изготовления анкерных устройств для восприятия многотонных реактивных усилий от гидродомкратов. Таким образом, было принято решение о проведении опытов в стендовых условиях.

Стенд представляет собой лоток для руды, расположенный внутри силовых рам, предназначенных для восприятия реактивной нагрузки. Конструктивно стенд состоит из стоек, продольных и поперечных балок, объединенных в замкнутые силовые рамы высотой 2,47 м. Стойки и балки имеют коробчатое сечение, выполненное из швеллера № 24. Центральная балка изготовлена из двух двутавров № 24, объединенных и сверху, и снизу при помощи стальных пластин толщиной 0,02 м. Такая конструкция центральной балки была выбрана исходя из ее функционального назначения – восприятия реактивной вертикальной нагрузки, передаваемой гидродомкратом. К стойкам силовых рам горизонтально приварены уголки № 100, служащие упором для боковых стенок лотка, выполненных из стального листа. Для предотвращения возможных деформаций боковых стенок лотка они соединялись между собой при помощи стальных тяжей. Размеры лотка в плане 2,52 × 2,52 м; высота емкости для загрузки руды – 1,67 м; высота силовых конструкций над емкостью – 0,90 м. Аналогичные размеры были приняты в опытах по сжимаемости крупнообломочных грунтов [5], когда котлован размерами 2,5 × 2,5 × 2,0 м заполнялся модельными слоями с различным содержанием крупных обломков.

Размеры штампа и рабочей емкости станда подбирались исходя из требований исключения влияния стенок на результаты эксперимента. В состав установки для испытания горных пород и грунтов штампом входили: устройство для создания и измерения нагрузки на штамп; анкерное устройство; устройство для измерения осадок штампа (ГОСТ 20276-2012. *Грунты. Методы полевого определения характеристик прочности и деформируемости*. М.: Стандартинформ, 2013. 45 с.).

В качестве штампа была выбрана конструкция из стального листа толщиной 0,02 м, диаметром 0,564 м (площадь штампа $F = 2500 \text{ см}^2$), с ребрами жесткости толщиной 0,01 м.

В качестве устройств для измерения нагрузки на штамп и регистрации его осадок были использованы переносный образцовый динамометр ДОСМ и прогибомеры марки 6ПАО-ЛИСИ с ценой деления 0,01 мм.

Принципиальная схема штамповых испытаний показана на рис. 1.

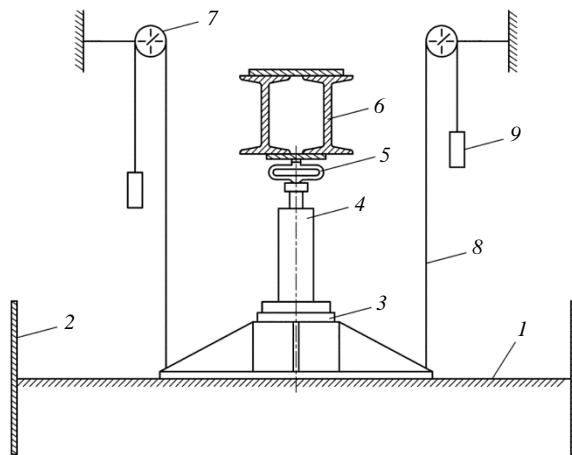


Рис. 1. Принципиальная схема штамповых испытаний:
1 – руда; 2 – стенки лотка; 3 – штамп; 4 – гидродомкрат;
5 – динамометр; 6 – упорные балки; 7 – прогибомеры;
8 – соединительные струны; 9 – противовесы

Методика проведения испытаний руд для определения параметров их деформируемости соответствовала изложенной в ГОСТ 20276-2012. Всего испытано шесть разновидностей по гранулометрическому составу ураносодержащих руд Стрельцовского рудного поля в двух сериях опытов.

Для проведения испытаний в I серии опытов были выбраны руды, полученные в результате сортировки забалансовых отвалов текущей добычи мелкой и средней фракций, а также комбинации крупной и средней фракций. Испытания проведены в декабре 2015 г. в помещении Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЦНИЛ) Приаргунского производственного горно-химического объединения (ПАО «ППГХО»).

Крупная фракция (класс +100 мм). Проба сложена материалом фракции от 100 мм и более. В преобладающем количестве (55–60 %) в пробе находятся породы трахидацитового состава (трахидациты, их туфы). В меньшем количестве в пробе присутствуют андезитово-базальты, базальты (30–35 %). Примерно 10 % пробы представлено сцементированными конгломератами и конглобрекциями трахидацитового и базальтового состава.

Средняя фракция (класс –100+30 мм). Материал пробы сложен средне- и крупнощебнистым материалом. По составу материала проба преимущественно

состоит из обломков пород трахидацитового состава (трахидациты, их туфы – около 75 %). Обломков базальтового и андезито-базальтового состава меньше, примерно 20 %. Щебня конгломератового состава – около 5 %.

Мелкая фракция (класс –30 мм). Представлена алевритом, песком, гравием (дресвой), щебнем. Проба состоит преимущественно из трахидацитов (60–70 %).

В табл. 1 приведены данные по гранулометрическому составу средней и мелкой фракций.

Таблица 1

**Гранулометрический состав отсортированной руды отвала «Северный»
(месторождение Октябрьское Стрельцовского рудного поля)**

Фракции, мм	Масса, кг	Выход, %
<i>Класс крупности –100+30 мм (средневзвешенный размер куска 42 мм)</i>		
–100+70	3,80	7,28
–70+60	2,60	4,98
–60+40	17,05	32,66
–40+30	14,90	28,54
–30+20	11,30	21,64
–20+0	2,55	4,90
<i>Итого</i>	52,20	100,00
<i>Класс крупности –30+0 мм (средневзвешенный размер куска 9 мм)</i>		
–60+30	0,590	1,71
–30+25	0,804	2,33
–25+20	1,714	4,96
–20+12,5	5,134	14,85
–12,5+5	11,550	33,41
–5+2,5	6,840	19,78
–2,5+1,25	3,462	10,01
–1,25+0	4,480	12,95
<i>Итого</i>	34,570	100,00

В соответствии с ГОСТ 25732-88 «Руды железные и марганцевые, концентраты, агломераты и окатыши. Методы определения истинной, объемной, насыпной плотности и пористости» определены основные характеристики физических свойств руд. Данные приведены в табл. 2

II серия опытов по определению параметров прочности руд различного гранулометрического состава проведена в мае 2016 г. на участке рудосортировки ЦНИЛ ПАО «ППГХО». Испытания проводили на том же устройстве, что и в I серии опытов. Отличие заключалось в том, что лоток был установлен в котловане и обвалован с наружной стороны породой. Такое решение было обосновано необходимостью передачи на руду более значительных по величине нагрузок по сравнению с опытами I серии, проведенными в здании ЦНИЛ ПАО «ППГХО».

Для проведения испытаний на деформируемость были выбраны руды, полученные в результате комбинации мелкой и средней фракций (I серия опытов), а также от скважинной и мелкошпуровой отбойки с текущей добычи.

Скважинная отбойка. Проба представлена преимущественно крупнокусковым материалом трахидацитов крупностью от 3–5 до 60 см.

Мелкошпуровая отбойка. Проба сложена раздробленной породой, состоящей из базальтов, андезито-базальтов, гравелитов, конгломератов, песчаников, трахидацитов.

Гранулометрический состав руды от скважинной отбойки (подземный урановый рудник № 1, месторождение Антей Стрельцовского рудного поля)

Фракции, мм.....	-500	-400	-300	-200	-150	-100	-50
	+400	+300	+200	+150	+100	+50	+0
Итоговое распределение гранулометрического состава f , %.....	2,49	2,70	11,62	8,70	8,70	31,92	33,87

Средневзвешенный размер куска 108 мм.

Гранулометрический состав руды от мелкошпуровой отбойки (подземный урановый рудник № 8, Мало-Тулукуевское месторождение Стрельцовского рудного поля)

Фракции, мм...	-200	-150	-100	-60	-50	-40	-35	-30	-25	-20	-15	-10	-5
	+150	+100	+60	+50	+40	+35	+30	+25	+20	+15	+10	+5	+0
f , %.....	0,95	2,24	2,99	1,46	2,65	3,22	8,6	9,64	14,3	15,33	12,47	14,26	11,9

Средневзвешенный размер куска 24 мм.

Гранулометрический состав отсортированной руды класса крупности -100+0 мм с отвала «Северный» (месторождение Октябрьское Стрельцовского рудного поля)

Фракции, мм.....	-100	-70	-60	-40	-30	-25	-20	-12,5	-5,0	-2,5	-1,25
	+70	+60	+40	+30	+25	+20	+12,5	+5,0	+2,5	+1,25	+0
f , %.....	3,64	2,49	16,33	10,27	6,33	4,96	10,05	25,53	8,25	5,36	6,79

Средневзвешенный размер куска 24 мм.

Влажность и насыпная плотность проб скважинной и шпуровой отбойки, а также отсортированной руды класса крупности -100+0 мм соответственно составила 2,75; 5,05; 4,1 % и 1,54 т/м³; 1,43; 1,47 т/м³.

Все испытания проводили с рудами в рыхлоотсыпанном состоянии.

Обработку полученных результатов опытов производили в соответствии с ГОСТ 20276-2012 по формуле:

$$E = (1 - \mu^2) K_p K_1 D \frac{\Delta P}{\Delta S},$$

где E – модуль деформации, МПа; μ – коэффициент Пуассона; K_p – коэффициент, зависящий от заглабления штампа; K_1 – коэффициент, принимаемый в зависимости от формы штампа; D – диаметр штампа, м; ΔP – приращение давления на штамп, МПа; ΔS – приращение осадки штампа, соответствующее ΔP , м.

В расчетах описываемых опытов были использованы значения коэффициентов Пуассона, предварительно полученные экспериментально в опытах с аналогичными рудами в стендовых условиях.

Результаты расчетов модуля деформации E и графическое изображение зависимостей *осадка штампа–давление на породу* приведены в табл. 3–5 и на рис. 2.

Сопоставление результатов опытов I и II серий соответственно с рудами крупной фракции (класс +100 мм) и рудами скважинной отбойки приведено в табл. 3. В обеих сериях опытов был произведен один цикл нагружения.

Приведенные результаты свидетельствуют о монотонном росте модуля деформации с увеличением давления на руду.

Сравнительные результаты опытов I и II серий соответственно с рудами мелкой фракции и рудами мелкошпуровой отбойки приведены в табл. 4.

Во II серии опытов было последовательно реализовано три цикла нагружения руды с разгрузкой после каждого цикла. Полученные данные свидетельствуют о сложном характере деформирования руды в I, II и III циклах. Так, в I серии опытов (I цикл) наблюдается рост значений модуля деформации руды с увеличением давления на нее. Во II серии опытов (III цикл) зафиксировано некоторое снижение значений модуля деформации, что, по-видимому, свидетельствует об окончании фазы уплотнения руды после I и II циклов и развитии сдвиговых деформаций отдельных кусков руды в массиве.

Таблица 2

Насыпная плотность, влажность и плотность образцов исходной руды

Крупность материала, мм	Насыпная плотность, т/м ³	Влажность, %	Плотность, г/см ³
–30	1,45	6,94	2,450
–100+30	1,50	1,38	2,367
+100	1,44	1,93	2,650

Результаты, которые были получены с рудами средней фракции (класс –100+30 мм) и комбинации мелкой и средней фракций (класс –100+0 мм), представлены в табл. 5.

Таким образом, показатели деформационных свойств исследованных урано-содержащих руд в целом имеют существенно низкие значения. По мнению авторов, это обусловлено следующим. Руды находились в рыхлоотсыпанном состоянии, т. е. обладали высокой сжимаемостью. Такое состояние наблюдается при подземной разработке месторождений, когда в выработанном пространстве находятся обрушенные вмещающие породы или породная закладка либо отбитая руда. Механические процессы сжимаемости исследованных руд являются значительно более сложными, чем, например, при компрессионном сжатии в кольце.

Таблица 3

Результаты расчетов штамповых опытов с крупной фракцией (класс крупности +100 мм и руда скважинной отбойки)

Диапазоны нагружения руды, МПа	II серия опытов (руда от скважинной отбойки) E, МПа	I серия опытов (руда класса крупности +100 мм) E, МПа
0,06–0,10	1,15	1,00
0,10–0,16	1,51	1,44
0,16–0,20	1,61	1,61
0,20–0,30	1,75	–

Характер деформирования руд различного гранулометрического состава имеет существенные отличия. Так, для руд крупной фракции в пределах использованного диапазона давлений на руду в обеих сериях опытов установлено монотонное увеличение модуля деформации, что свидетельствует о незавершенности фазы уплотнения для упомянутых руд. Аналогичные результаты получены для руд мелкой фракции в I серии опытов I цикла испытаний и во II серии опытов II цикла. Для III цикла нагружения руды мелкошпуровой отбойки II серии опытов установлено некоторое уменьшение модуля деформации руды с увеличением

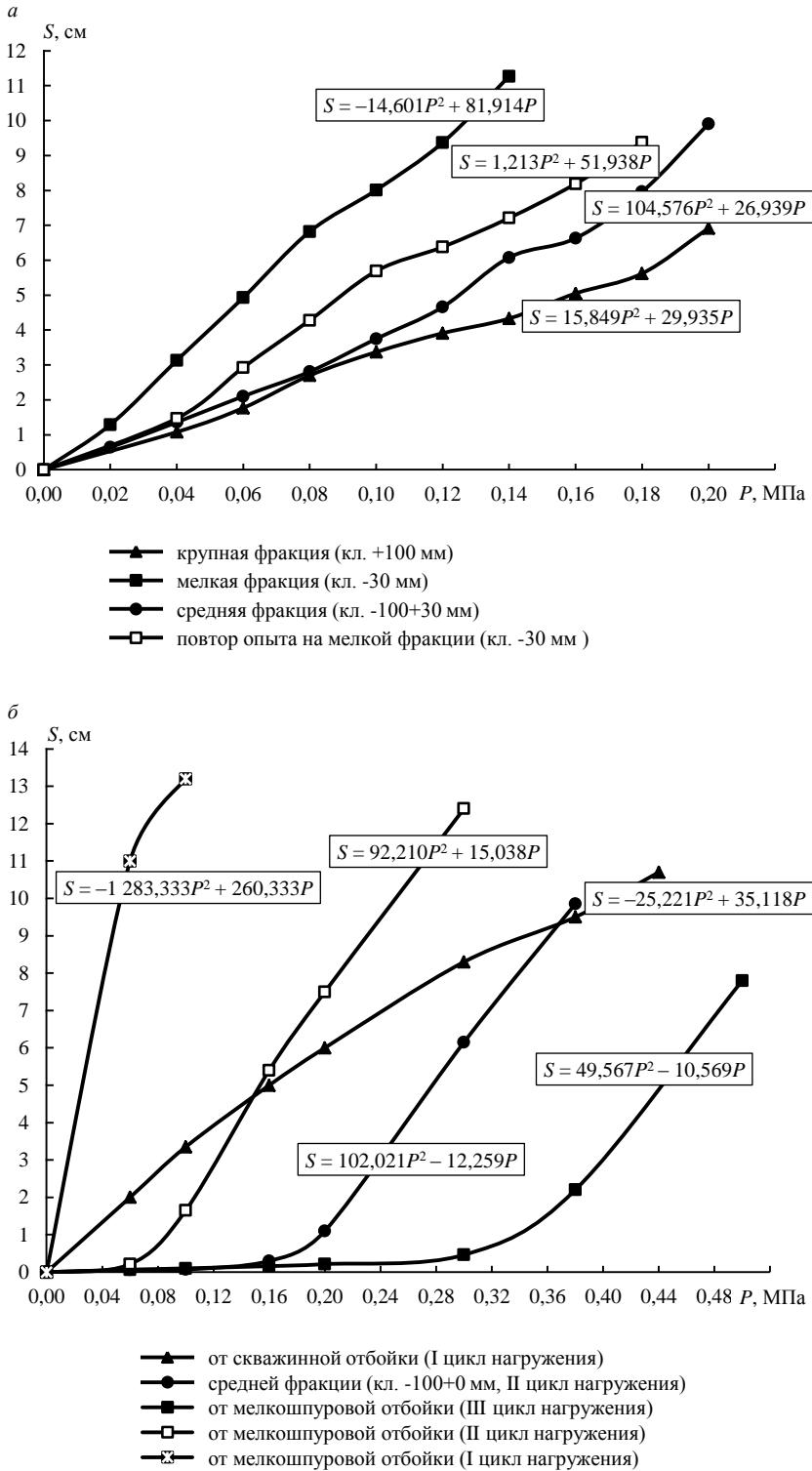


Рис. 2. Изменение деформируемости руд в зависимости от гранулометрического состава и величины нагрузки:
 а – I серия опытов, б – II серия опытов

давления на нее, что, вероятно, свидетельствует о наступлении фазы сдвигов. Подобные результаты получены для руд средней фракции во II серии опытов при II цикле нагружения руды.

Таблица 4

**Результаты расчетов штамповых опытов с мелкой фракцией
(класс крупности –30+0 мм и руда мелкошпуровой отбойки)**

Диапазоны нагружения руды, МПа	II серия опытов (руда от мелкошпуровой отбойки) <i>E</i> , МПа			I серия опытов (руда класса крупности –30+0 мм) <i>E</i> , МПа
	I цикл	II цикл	III цикл	I цикл
0,06–0,10	0,13	0,58	45,8	0,49
0,10–0,16	–	0,62	38,9	0,77
0,16–0,20	–	0,74	31,1	1,03
0,20–0,30	–	0,79	30,0	0,29

При проведении опытов с рудами, имеющими куски достаточно крупных размеров, необходима фиксация размеров этих кусков. Такая фиксация позволит объяснить различия в сжимаемости массивов руд, имеющих разные размеры и строение с точки зрения пространственной ориентации отдельных кусков.

Таблица 5

**Результаты расчетов штамповых опытов со средней фракцией
(классы крупности –100+30 мм и –100+0 мм)**

Диапазоны нагружения руды, МПа	II серия опытов (комбинация руд мелкой и средней фракций, класс крупности –100+0 мм) <i>E</i> , МПа	I серия (руда класса крупности –100+30 мм) <i>E</i> , МПа
	II цикл	I цикл
0,06–0,10	16,2	0,98
0,10–0,16	15,5	0,84
0,16–0,20	14,8	0,80

В результате проведенных исследований установлен сложный характер изменения модуля деформации исследованных руд. В связи с этим при использовании в геомеханических расчетах модуля деформации руд требуется обоснование его величины в разных диапазонах давлений.

Работа выполнена в ходе реализации комплексного проекта по созданию высокотехнологичного производства «Создание комплексной технологии отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами» при финансовой поддержке Правительства Российской Федерации (Минобрнауки России).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Любимов Н. И., Носенко Л. И. Справочник по физико-механическим параметрам горных пород рудных районов. М.: Недра, 1978. 285 с.
2. Протодьяконов М. М., Тедер Р. И., Ильницкая Е. И. и др. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород: справ. пособие. М.: Недра, 1981. 192 с.
3. Ильницкая Е. И., Тедер Р. И., Ватолин Е. С. и др. Свойства горных пород и методы их определения. М.: Недра, 1969. 392 с.
4. Зерцалов М. Г. Механика скальных грунтов и скальных массивов. М.: Изд. дом «Юриспруденция», 2003. 184 с.
5. Зянгириков Р. С., Кальбергенков Р. Г. Оценка деформируемости крупнообломочных грунтов // Инженерная геология. 1987. № 3. С. 107–118.

THE ESTIMATION OF DEFORMABILITY OF CRUSHED HARD ROCKS AT STRELTSOVSKY ORE FIELD

Lizunkin V. M., Babello V. A., Lizunkin M. V., Beidin A. V. – Transbaikal State University, Chita, the Russian Federation. E-mail: prmpi.zabgu@mail.ru

Under subsoil development of mineral deposits there are technologies, where caved enclosing rocks, and rock fill or broken ore may be within mined-out area (systems with shrinkage, block underground leaching). That is why it is important to know the peculiarities of rocks deformation properties changing and their influence on stress-strained state of enclosing massif. Under computer modeling of stress-strained state of rock massif, mathematical models use various characteristics of rock mechanical properties. In this regard, there are increased requirements to accurately determine the indices, which characterize these properties. One of the most important deformational characteristics of rocks is the stress-strain modulus, which characterizes medium contractibility of crushed ore in particular. The purpose of the present work is to determine the stress-strained modulus of uranium-bearing hard rock of various granulometric composition with the help of stamp tests. The results of experimental investigations are introduced over the determination of stress-strained modulus for crushed hard rock of various granulometric compositions, which should be considered when modeling stress-strained state of rock massif.

Key words: crushed hard rock; granulometric composition; weight-average lump size of crushed hard rock; desk; deformational properties; stress-strained modulus; stamp.

REFERENCES

1. Liubimov N. I., Nosenko L. I. *Spravochnik po fiziko-mekhanicheskim parametram gornyykh porod rudnykh raionov* [Reference book on physical and mechanical parameters of rocks in ore regions]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 285 p.
2. Protod'iakonov M. M., Teder R. I., Il'nitskaia E. I. and others. *Raspredelenie i korreliatsiia pokazatelei fizicheskikh svoistv gornyykh porod: sprav. posobie* [Reference book "Distribution and correlation of rock physical properties indices"]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 192 p.
3. Il'nitskaia E. I., Teder R. I., Vatolin E. S. and others. *Svoistva gornyykh porod i metody ikh opredeleniia* [Rock properties and ways of their determination]. Moscow, Nedra Publ., 1969. 392 p.
4. Zertsalov M. G. *Mekhanika skal'nykh gruntov i skal'nykh massivov* [Mechanics of rocky soils and rock massifs]. Moscow, Izd. dom Iurisprudentsiia Publ., 2003. 184 p.
5. Ziangirov R. S., Kal'bergenov R. G. [Coarse soils deformability estimation]. *Inzhenernaia geologiia – Engineering Geology*, 1987, no. 3, pp. 107–118. (In Russ.)

УДК 622.73:622.34

РОЛЬ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ В РАЗРУШЕНИИ РУД ПРИ ОБЪЕМНОМ ДЕФОРМИРОВАНИИ

ХОПУНОВ Э. А.

В процессах рудоподготовки по-прежнему весьма актуальной остается проблема высокого энергопотребления в технологиях дезинтеграции минерального и техногенного сырья. Исследования, выполненные на множестве руд, подтвердили, что работа внешних сил при дезинтеграции лишь в малой степени преобразуется во вновь образованную поверхность, т. е. собственно в раскрытие минералов. Одним из потенциальных инновационных направлений снижения энергозатрат на дезинтеграцию являются волновые технологии, в которых используется эффект, подобный «реологическому взрыву». В работе рассмотрены результаты исследования влияния поверхностно-активных веществ (ПАВ, выступающих в качестве понизителя поверхностной энергии) на процессы разрушения объемно деформированных образцов различных руд. В отличие от «реологического взрыва», в котором инициатором разрушения являются сдвиговые деформации объемно напряженного тела, в работе представлены доказательства возможности ПАВ вызвать образование новых поверхностей за счет внутренней упругой энергии, накопленной при объемном деформировании. Исследования, выполненные на образцах титаномagnetита, железистого кварцита, хромитовых и редкометалльных рудах с различными ПАВ, подтвердили наличие эффекта самопроизвольного трещинообразования в момент подачи ПАВ в объемно деформированный материал. Микрофрактографический анализ продуктов разрушения показал, что во всех исследованных образцах руд при объемном деформировании выявлено преимущественно интеркристаллитное разрушение с минимальным числом сростков и преимущественным раскрытием рудных минералов в естественной крупности.

Ключевые слова: дезинтеграция руд; поверхностно-активные вещества; объемное деформирование; акустическая эмиссия; раскрытие минералов.

Исследования, выполненные на множестве руд, подтвердили, что работа внешних сил при дезинтеграции лишь в малой степени преобразуется во вновь образованную поверхность, т. е. собственно в раскрытие минералов [1]. Причина – неэффективная трансформация энергии внешних устройств в энергию упругих предельных деформаций и в поверхность разрушения. В известных измельчительных устройствах лишь часть упругой энергии идет на образование новой поверхности, часть ее остается в виде необратимой объемной деформации (связанной с межзерновым проскальзыванием), часть может возвращаться нагружающему устройству, трансформироваться в кинетическую энергию разлета кусков, в тепло и т. п. Основным фактором, обосновывающим массовое применение барабанных мельниц для измельчения огромной массы минерального сырья, являются простота их конструкций и надежность эксплуатации. Именно поэтому, несмотря на чрезмерно высокий уровень энергопотребления (при низком КПД), эти устройства пока доминируют в перерабатывающих отраслях. В этом контексте логичнее было бы соотносить надежность не только конечного потребителя (мельницы), а надежность всей цепи производства и доставки электроэнергии, тогда значимость данного критерия для обоснования применимости такого энергозатратного оборудования может существенно снизиться. Очевидно, что дело не только в надежности, но и в том, что пока не предложены адекватные устройства, способные переработать мегатонные массы минерального сырья с более высоким коэффициентом преоб-

разования энергии. К сожалению, современная активность исследований по поиску путей эффективной трансформации работы внешних устройств в поверхность разрушения не внушает оптимизма в части скорого решения этой задачи.

Появление или рост трещины в материале, нагруженном до критической плотности упругой энергии, приводит к потере устойчивости и к «мгновенному» высвобождению запасенной упругой энергии, распространяющейся в виде волны разгрузки. Указанные явления инициируют лавинообразный рост других трещин, если только величина упругой энергии будет достаточна для поддержания этого процесса. В случае мягкого нагружения лавинообразный рост трещин и образование новых поверхностей разрушения возможно и за счет энергии, запасенной в самом нагружающем устройстве. Одним из потенциальных инновационных направлений снижения энергозатрат на дезинтеграцию является применение волновых технологий, в которых используется эффект «реологического взрыва» (незначительное подобие этого эффекта реализуется в валковом прессе, однако процессы объемного сжатия-расширения там сравнительно медленны и неконтролируемы).

Примером максимального использования внешней энергии для образования новой поверхности является метод Бриджмена, который позволяет значительную часть накопленной при всестороннем сжатии упругой энергии преобразовать в энергию неуправляемого разрушения (реологический взрыв) с получением множества фрагментов и большой вновь образованной поверхности. Создание устройств, способных «закачать» в тело предельную плотность энергии упругих деформаций и «мгновенно» высвободить ее в виде динамического разрушения, может стать новым направлением дезинтеграции руд с повышенным КПД преобразования энергии внешних нагрузок во вновь образованную поверхность продуктов разрушения. Однако, как показали исследования [1], не для всех материалов (в том числе разномодульных минералов в руде) такая возможность физически осуществима. Величина накапливаемой энергии пропорциональна модулю объемной упругости, объему тела и квадрату относительной деформации, поэтому необходимо соотносить размеры и свойства разрушаемых тел с техническими возможностями устройств, способных трансформировать энергию внешних сил в объем разрушаемого тела через поверхность нагружения. В той или иной степени элементы объемного деформирования можно обнаружить при разрушении частиц в слое, например в некоторых зонах роллер-пресса и конусной инерционной дробилки. Согласно многим исследованиям, нагружение материалов в слое создает картину, близкую к объемному сжатию. Специфика поведения деформированного слоя, состоящего из частиц разного размера, с различной жесткостью и прочностью, позволяет рассматривать его в качестве объекта для создания условий объемного разрушения. Известны два способа дезинтеграции. Наиболее распространенный способ – последовательное (с некоторой кратностью k) сокращение начального размера куска с увеличением числа дочерних частиц n ($n = k^m$, где m – число сокращений). Для этих процессов характерно следующее: несоответствие (превышение) энергии внешнего устройства необходимому и достаточному уровню энергии разрушения частиц, как следствие – неконтролируемые потери энергии; снижение прочности и энергии разрушения дочерних частиц ($p \approx d^s$, где p – прочность, Н; d – размер частиц, м; s – структурный безразмерный параметр); необходимость повторных приложений усилий к дочерним частицам для продолжения разрушения. Увеличение вероятности разрушения (при непрерывном росте количества дочерних частиц) может быть достигнуто либо за счет синхронного увеличения частоты внешних воздействий, либо за счет увеличения длительности нахождения частиц в зоне воздействия. Назовем этот способ со-

кращения размеров частиц *свободное разрушение единичных фрагментов многократным локальным деформированием*. Указанные обстоятельства создают «каналы» утечки внешней энергии в тепло, излучение (акустическое, электромагнитное) и т. п. Основные причины потерь энергии при этом способе следующие: низкая доля упругой энергии, трансформирующейся в новую поверхность, по отношению к упругой энергии, переданной телу внешним нагружающим устройством; уменьшающаяся вероятность отбора частиц в зону воздействия при непрерывно увеличивающемся их числе; степенная зависимость уменьшения прочности частиц при снижении размеров; избыточный и не меняющийся спектр усилий, создаваемых нагружающими элементами (шарами и пр.). Второй способ, который, как уже упоминалось, лишь фрагментарно содержится в некоторых устройствах для дезинтеграции, характеризуется множественным разрушением частиц исходного размера за счет объемного (или квазиобъемного) деформирования. «Накачать» предельный уровень энергии в объем разрушаемого тела можно как внешними деформациями (давление газа, жидкости, внешних тел и т. п.), так и внутренними воздействиями за счет тепло-, пьезо-, магнитострикционных и других деформаций (например, электромагнитного поля различной частоты). Для руд, содержащих разнопрочные и разномодульные минералы, этот способ создает неплохие предпосылки для селективного разрушения, в том числе и интеркристаллитного по границам срастания.

Для реализации условий, близких к «реологическому взрыву», необходимо создать сдвиговые деформации в момент предельного сжатия разрушаемого объема или вызвать адсорбционное понижение поверхностной энергии в минеральных компонентах (или по границам срастания минералов) нагружаемого образца в момент достижения некоторой плотности упругой энергии в разрушаемой среде. Известный подход к анализу группы явлений, объединяемых общим понятием *адсорбционное понижение прочности* или *эффект Ребиндера* [2, 3], состоит в привлечении представлений об определяющей роли понижения свободной поверхностной энергии твердого тела в процессах деформации и разрушения. Снижение уровня работы образования новых поверхностей в результате адсорбции поверхностно-активных веществ (ПАВ) не только способствует росту образовавшихся трещин, но и может являться спусковым механизмом, своего рода триггером для возникновения реологического взрыва или самоподдерживающегося разрушения в условиях объемно напряженного состояния неоднородного материала.

Задача настоящей работы – определить, могут ли поверхностно-активные вещества, выступающие в качестве понизителя поверхностной энергии, вызвать образование новых поверхностей за счет внутренней упругой энергии, накопленной при внешнем деформировании. При этом задача поиска наилучшего ПАВ для усиления данного эффекта (если он будет обнаружен) не ставилась, поскольку известны многочисленные работы по избирательному воздействию ПАВ, в том числе и на горные породы [4]. Физическая суть массового разрушения при объемном деформировании состоит в следующем. Быстрое снятие внешней нагрузки с поверхности хрупкого тела, подвергнутого всестороннему сжатию, вызывает распространение внутри него волны разгрузки. Инициированная таким образом волна в условиях неоднородной среды создает растягивающие напряжения, вызывающие множественное разрушение с большой вновь образованной поверхностью. В практике разрушений твердых тел известны примеры максимального преобразования внутренней накопленной энергии в поверхность разрушения – «взрыв батавских слезок». Роль спускового механизма в «батавских слезках» играет трещина, возникающая при надломе тонкой части стеклянного образования. Накопленная в объеме потенциальная упругая энергия (компенсируемая до

этого момента сжимающими напряжениями оболочки) взрывообразно трансформируется в работу разрушения с образованием большого числа фрагментов, как правило, микронных размеров.

Идея работы появилась из предположения, что в случае объемной деформации роль триггера могут сыграть адсорбционные понизители поверхностной энергии. В многочисленных проявлениях эффекта Ребиндера (понижения прочности, облегчения пластической деформации и др.) есть важное для селективного разрушения обстоятельство – возможность использования избирательной адсорбции ПАВ на границах зерен и границах срастания минералов для интеркристаллитного разрушения. Объемное сжатие различных руд моделировалось деформированием частиц узких фракций (средний размер сростков 2–4 мм) в ограниченном замкнутом пространстве, образованном цилиндрической матрицей и двумя пуансонами. Характерная диаграмма деформирования приведена на рис. 1.

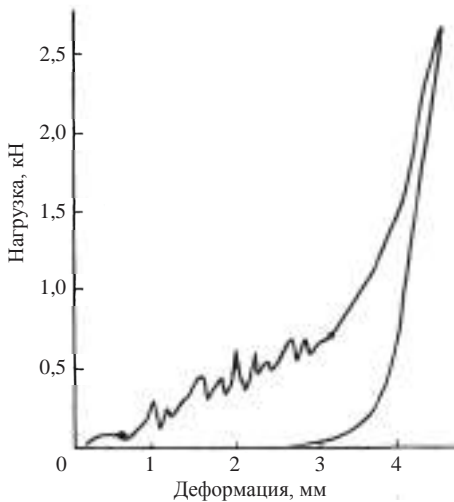


Рис. 1. Диаграмма объемного деформирования

использовалась вода (дистиллированная), 0,1 % раствор анионных ПАВ (алкилсульфаты) и 1 % раствор этилового спирта в воде. В точке предельного деформирования (определяемого по резкому росту усилия сопротивления сжатию и динамике АЭ) движение пуансона прекращалось, и в нагруженный объем рудного материала, находящегося в условиях всестороннего объемного сжатия, подавалось ПАВ. На рис. 2–4 приведены диаграммы, отражающие кинетику интенсивности акустической эмиссии во время нагружения и при воздействии ПАВ для разных образцов руд, где t_0 – начало деформирования; t_1 – прекращение деформирования, t_2 – момент подачи ПАВ. На некоторых диаграммах момент t_0 не обозначен, поскольку начало деформирования обычно совпадает с резким ростом акустической эмиссии. В работе не анализировалась кинетика акустической эмиссии на промежутке t_0-t_1 (на этапе деформирования), поскольку эти вопросы подробно рассмотрены в [1] для разных руд и минералов.

На некоторых рудах эффект последействия акустической эмиссии, вызванный ростом трещин за счет накопленной упругой энергии, продолжался и после прекращения деформирования (после момента t_1). Величина последействия (длительность и скорость затухания акустической эмиссии) зависит от типа руды. Так, у титаномагнетита эффект последействия (снижение интенсивности акустической эмиссии) составил десятки секунд (рис. 2), у хромитовой руды – примерно 5 секунд (рис. 4). Объяснение данному эффекту кроется в структуре руды и в содержании минералов, способных накапливать энергию упругих деформаций. Матрица вмещающих пород хромитовой руды – преимущественно серпентинит – не обладает таким свойством, а сам хромшпинелид, являясь хрупким минералом, имеет высокую трещиноватость и низкий коэффициент трещиностойкости, чем и

сorbции ПАВ на границах зерен и границах срастания минералов для интеркристаллитного разрушения. Объемное сжатие различных руд моделировалось деформированием частиц узких фракций (средний размер сростков 2–4 мм) в ограниченном замкнутом пространстве, образованном цилиндрической матрицей и двумя пуансонами. Характерная диаграмма деформирования приведена на рис. 1. Динамика трещинообразования регистрировалась датчиком акустической эмиссии (АЭ) и фиксировалась цифровым осциллографом (самописцем) с отражением в реальном времени на мониторе компьютера. Испытанию подвергались руды: лопаритовая, хромитовая, титаномагнетиты и железистые кварциты; их характеристика приведена в [1]. В качестве ПАВ использовалась вода (дистиллированная), 0,1 % раствор анионных ПАВ (алкилсульфаты) и 1 % раствор этилового спирта в воде. В точке предельного деформирования (определяемого по резкому росту усилия сопротивления сжатию и динамике АЭ) движение пуансона прекращалось, и в нагруженный объем рудного материала, находящегося в условиях всестороннего объемного сжатия, подавалось ПАВ. На рис. 2–4 приведены диаграммы, отражающие кинетику интенсивности акустической эмиссии во время нагружения и при воздействии ПАВ для разных образцов руд, где t_0 – начало деформирования; t_1 – прекращение деформирования, t_2 – момент подачи ПАВ. На некоторых диаграммах момент t_0 не обозначен, поскольку начало деформирования обычно совпадает с резким ростом акустической эмиссии. В работе не анализировалась кинетика акустической эмиссии на промежутке t_0-t_1 (на этапе деформирования), поскольку эти вопросы подробно рассмотрены в [1] для разных руд и минералов.

обусловлено быстрое затухание АЭ после прекращения деформирования образца. Для выделения эффекта воздействия ПАВ на объемно нагруженный материал реагент подавался в зону нагружения после снижения активности акустической эмиссии (последствие), т. е. через несколько секунд после прекращения деформирования (без разгрузки).

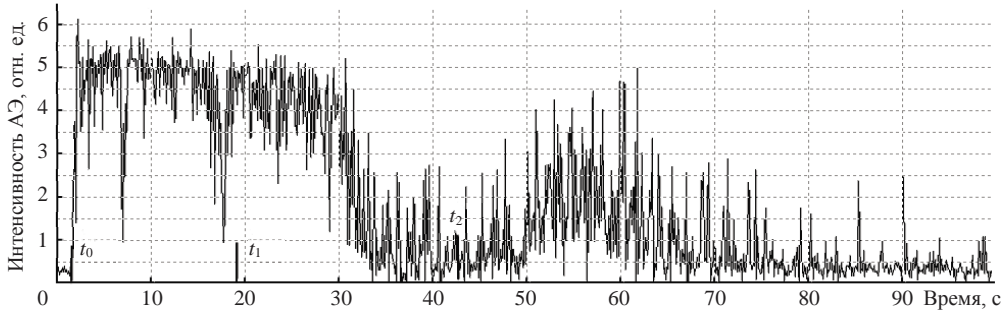


Рис. 2. Кинетика трещинообразования при объемном деформировании титаномагнетита

Как следует из многочисленных экспериментов с разными ПАВ и на разных рудах, у всех выявлен эффект самопроизвольного трещинообразования в момент подачи ПАВ в нагруженный объемно деформированный материал. При этом существенного (в разы) различия в активности и длительности последствия акустической эмиссии при использовании различных ПАВ на однотипных рудах не выявлено. Некоторые различия интенсивности, характера кинетики и длительности процесса затухания АЭ, наблюдаемые при использовании разных ПАВ, можно отнести на счет неизбежной вариации структуры и состава образцов.

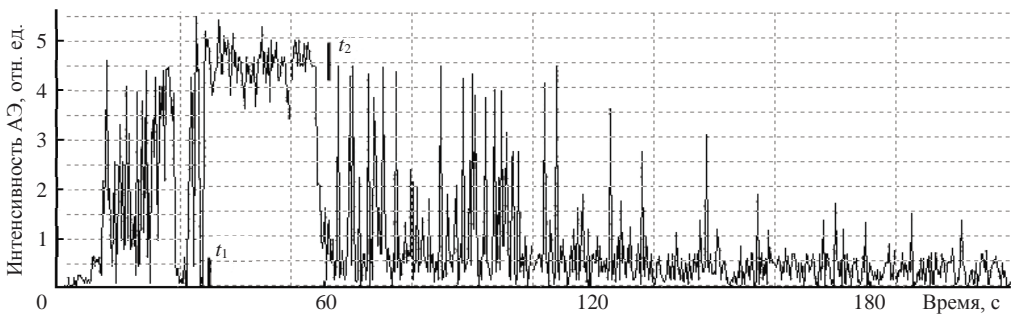


Рис. 3. Кинетика трещинообразования при объемном деформировании железистых кварцитов

Более заметные различия кинетики АЭ выявлены на разных рудах: на рис. 2 в объемно деформированный титаномагнетит в момент, отмеченный как t_2 , было подано ПАВ (1 % раствор этилового спирта), что вызвало «колоколообразную» кинетику процессов трещинообразования и разрушения. Несколько иная кинетика роста и затухания акустической эмиссии у железистого кварцита (рис. 3), подвергнутого воздействию ПАВ (дистиллированная вода), при этом длительность процесса затухания трещинообразования в несколько раз больше, чем у титаномагнетита и хромита. Для хромитовой руды в силу особенностей ее структуры характерен кратковременный всплеск активности трещинообразования, как например на рис. 4, при подаче ПАВ (0,1 % раствор алкилсульфатов) — длительность цикла акустической эмиссии составила чуть более 10 с.

Практически на всех образцах отмечена тенденция увеличения активности акустической эмиссии (и ее длительности) при подаче ПАВ, при сокращении выдержки t_1-t_2 . Такое поведение материала можно связать с разной скоростью релаксации объемного напряженного состояния, которая зависит от структуры, состава руды и физико-механических свойств минералов. Продукты разрушения руд при объемном деформировании были подвергнуты микрофрактографическому анализу. Лопаритовая руда при объемном деформировании разрушается преимущественно интеркристаллитно, с минимальным числом сростков, образованных в основном со скрытно кристаллическим нефелином, при этом лопарит в значительной части раскрыт в естественной крупности. Отмечено также существенное переизмельчение кристаллического нефелина и, частично, эгирина. Схожая картина наблюдается и для других руд с учетом специфики их структуры и минерального состава.

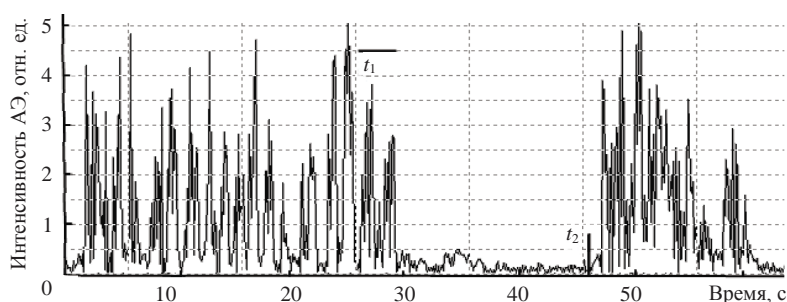


Рис. 4. Кинетика трещинообразования при объемном деформировании хромитовой руды

В титаномагнетитах рудный минерал раскрывается в естественной крупности преимущественно за счет измельчения пироксена. При недостаточной деформации образуются сростки титаномагнетита с плагиоклазом. Почти идеальная картина — в железистых кварцитах, в которых вмещающая матрица представлена в основном зернистым кварцем, в межзерновом пространстве которого находится магнетит, раскрываемый практически на 100 % в естественной крупности. Микронные (пылевидные) зерна магнетита, находящиеся в раскрытых зернах кварца, требуют более высоких уровней деформации, причем в качестве иного структурного элемента раскрытия и отдельно от основной массы.

Приведенные результаты показали способность ПАВ играть роль триггера самопроизвольного разрушения объемно нагруженного тела. Не проводя аналогий с горными ударами, отметим лишь, что в геотехнологиях есть множество агентов, способных выступить в роли ПАВ: газы, выделяемые самими горными породами (например, в угольных пластах), грунтовые, поверхностные воды и т. п.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хопунов Э. А. Теория и практика избирательной переработки минерального и техногенного сырья. М.: Нобель Пресс Lennex Corp., 2014. 343 с.
2. Ребиндер П. А., Шукин Е. Д. Поверхностные явления в твердых телах в процессах их деформации и разрушения // Успехи физических наук. 1972. Т. 108. № 1. С. 3–42.
3. Шукин Е. Д. Понижение поверхностной энергии и изменение механических свойств твердых тел под влиянием окружающей среды // Физ.-хим. механика материалов. 1976. Т. 2. С. 3–20.
4. Латышев О. Г., Иванова С. С., Суворов Б. И. Влияние поверхностно-активных веществ на физические свойства горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 1985. № 12. С. 1–5.

THE ROLE OF SURFACE-ACTIVE SUBSTANCES IN ORE DESTRUCTION UNDER DIMENSIONAL DEFORMATION

Khopunov E. A. – Consulting and Analytical Centre “Russian Standard”, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: hopunov@gmail.ru

In the processes of ore dressing the problem of high energy consumption in the technologies of mineral and technogenic disintegration is still up-to-date. Investigations, made at the variety of ores, confirmed that the work of internal forces under disintegration just marginally transforms into a new surface, i.e. into mineral release properly. Wave techniques are potentially innovative directions of disintegration energy cost reduction; they use the effect similar to “rheological blast”. The work examines the results of the investigation of surface-active substances (SAS, which serve as the surface energy reducer) influence on destruction processes of dimensionally deformed samples of various ores. As compared to the “rheological blast”, where destruction initiators are shear deformations of volume-stressed body, the work introduces the confirmation about the fact that SAS can cause the generation of new surfaces due to internal elastic energy collected under volume deformation. Investigations made with the samples of titanomagnetite, ferruginous quartzite, and chromite and rare metal ores with various SAS, confirmed the presence of the effect of spontaneous fissuring at the moment of SAS introduction into volume deformed material. Microfractographic analysis of alternation products has showed mainly intercrystalline rupture with minimum number of aggregates and primary revelation of ore minerals in natural size are determined in all examined samples of ores under dimensional deformation.

Key words: ore disintegration; surface-active substances; dimensional deformation; acoustic emission; minerals revelation.

REFERENCES

1. Khopunov E. A. *Teoriia i praktika izbiratel'noi pererabotki mineral'nogo i tekhnogenogo syr'ia* [Theory and practice of selective raw material and technogenic material processing]. Moscow, Nobel Press Lennex Corp. Publ, 2014. 343 p.
2. Rebinder P. A., Shchukin E. D. [Surface phenomena in hard bodies and processes of their deformation and destruction]. *Uspekhi fizicheskikh nauk – Advances in Physical Sciences*, 1972, vol. 108, no. 1, pp. 3–42. (In Russ.)
3. Shchukin E. D. [Surface energy reduction and changes in mechanical properties of hard bodies under the influence of the environment]. *Fiziko-khimicheskaiia mekhanika materialov – Materials Science*, 1976, vol. 2, pp. 3–20. (In Russ.)
4. Latyshev O. G., Ivanova S. S., Suvorov B. I. [The influence of surface-active substances on physical properties of rock]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1985, no. 12, pp. 1–5. (In Russ.)

УДК 550.837

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОЛЯ ТОКОВ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЖЕЛЕЗНОЙ ДОРОГИ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКОГО РАЗРЕЗА

ВИШНЕВ В. С.

Разработана модель источника поля помех, создаваемого импульсными токами тяговой сети электрической железной дороги, для случая, когда режим его возбуждения установившийся. Описаны методические приемы, позволяющие выделять однотипные по структуре источника сигналы. Представлена математическая формула, преобразующая эти сигналы в значения кажущегося сопротивления среды. Рассмотрены результаты экспериментальных исследований на примере участка железнодорожной ветки Екатеринбург–Тюмень. Полученные данные сопоставлены с результатами других независимых методов электроразведки и геологическим строением района исследований. Это позволило оценить сопротивление пород верхней части земной коры до глубин около 1 км. С помощью описанного метода можно получать важную информацию о геоэлектрическом строении среды в неблагоприятных условиях для традиционных методов электроразведки.

Ключевые слова: электрическая железная дорога; поле помех; полезный сигнал; модель источника; кривые кажущегося сопротивления.

Известно, что электрические железные дороги (ЭЖД) создают интенсивные импульсные помехи для электроразведки, и ее выполнение вблизи рельсовых путей сильно затруднено, а иногда и невозможно. Однако авторами установлено: из совокупности измерений техногенного поля ЭЖД можно выделять однотипные по структуре источника (полезные) сигналы, пригодные для преобразования в кривые кажущегося сопротивления, которые поддаются не только качественной, но и количественной интерпретации [1].

Цель статьи – показать, как заявленный тезис может быть реализован на практике. Работа может быть полезной при организации мониторинга состояния грунтов под промышленными объектами, находящимися на территории горнодобывающих предприятий, оснащенных откаточными средствами на электровозной тяге.

Эксперимент по выяснению возможности применения помех от ЭЖД для решения геологических задач выполнялся в Зауралье, на участке, находящемся примерно в 17 км на восток от районного центра Тугулым Свердловской области, у железнодорожной ветки Екатеринбург–Тюмень, вблизи Свердловского профиля глубинного сейсмического зондирования – ГСЗ (рис. 1). Использовались импульсные помехи, возникающие при изменении режима энергопотребления (движения) электровозов, в связи с чем перед началом полевых работ проведена рекогносцировка соответствующего отрезка рельсового пути. В качестве места, где поезда вынуждены ускоряться или притормаживать, выбраны подъездные пути остановочного пункта ОП 2102 км, которые пролегают между

тяговыми подстанциями на железнодорожных станциях Кармак (2097 км) и Утешево (2125 км).

Измерение помех производилось синхронно тремя комплектами магнитотеллурической аппаратуры МТЛ-71. Один из них все время наблюдений работал в точке, расположенной примерно в 240–250 м от западных подъездных путей ОП 2102 км (долговременный, или базисный пункт), другие разворачивались (поочередно) на точках профиля (рядовые пункты), идущего вдоль полевых дорог, соединяющих селения Мостовщики (на юге), Верховино, Александровский, Дубровка (на севере).

Регистрировались две составляющие электрического (E_x, E_y) и три составляющие магнитного (H_x, H_y, H_z) поля, а также время, направление и особенности движения (ускорение, торможение и пр.) поездов на подступах к ОП 2102 км. Топографическая привязка точек наблюдений была картографической, сеть – нерегулярной.

Сведения об особенностях движения железнодорожных составов фиксировались визуально и заносились в полевой журнал в виде фраз «09 часов 12 минут – электричка с запада, останавливается» или «17 ч 34 мин – товарный ЭП с востока, ускоряется» и т. п. Наблюдение за деятельностью ЭЖД осуществлялось оператором станции МТЛ-71 базисного пункта. Время измерения на ближних к дороге рядовых пунктах составляло 1,5–2 ч, на дальних – 3–5 ч.

При обработке экспериментальных материалов производилось сопоставление данных долговременного (д) и каждого рядового (р) пунктов. По меткам временных каналов МТЛ-71 и записям полевого журнала отбирались импульсы, соответствующие моментам прохождения поездов по подъездным путям ОП 2102 км, и снимались их амплитуды. Вычислялись отношения взаимно перпендикулярных составляющих импульсов базисного пункта ($\Delta E_{хд}/\Delta E_{уд}$, $\Delta H_{хд}/\Delta H_{уд}$), ранжировались и разбивались на интервалы. Подсчитывалось количество N соответствующих отношений, входящих в тот или иной интервал, и строились графики (гистограммы) их распределений (рис. 2). Оказалось, что каждая гистограмма имеет только по одному сильно выделяющемуся экстремуму. Причем максимум на гистограмме рис. 2, а образуется практически теми же импульсами, что и на гистограмме рис. 2, б. Это говорит о том, что входящие в экстремумы гистограмм импульсы базисного пункта и соответствующие им импульсы рядовых пунктов возбуждены в моменты, когда распределения токовых приращений в тяговой сети ЭЖД (за счет которых они образуются) идентичны, т. е. структура источника упомянутых импульсов одна и та же. Чтобы привести их еще и к одинаковой его интенсивности, построены графики зависимостей $\Delta E_{хр}(\Delta H_{уд})$, $\Delta E_{ур}(\Delta H_{хд})$, $\Delta E_{хр}(\Delta H_{ур})$, $\Delta E_{ур}(\Delta H_{хр})$ (рис. 2, в, г). Определено, что полученные графики на каждом пункте представляют собой прямые линии, идущие из начала координат. Значит, тангенсы углов наклона этих прямых к осям абсцисс есть не что иное, как электромагнитные сигналы, источник которых и по структуре, и по интенсивности один и тот же.



Рис. 1. Схема сети наблюдений:
1 – остановочный пункт 2102 км; 2 – точки измерения помех от ЭЖД; 3 – буровые скважины; 4 – пункты магнитотеллурического зондирования (МТЗ)

Выделенные из помех сигналы были пересчитаны в значения кажущегося сопротивления $\rho_{к.тс}$ (тс – тяговая сеть) по формуле [2]:

$$\rho_{к.тс}^{ij} = \frac{G_0^j}{P_0^i} \cdot \frac{\Delta E_i}{\Delta H_j}; \quad j = x, y, z; \quad i = y, x,$$

где ΔE_i – электрические составляющие полезных сигналов, измеренные в рядовых пунктах наблюдения; ΔH_j – магнитные составляющие полезных сигналов, измеренные в базисном или в тех же рядовых пунктах, что и электрические; P_0^i , G_0^j – величины, играющие роль коэффициентов электроразведочной установки, куда входят параметры модели источника полезных сигналов L , l_0 , k и координаты пунктов наблюдения x_M , y_M (M – номер или название пункта; L – длина секции контактного провода, подводящей энергию к соответствующим электровозам; l_0 – координата места изменения их тяговой нагрузки; k – величина, равная квадратному корню из отношения погонного сопротивления рельсов к погонному сопротивлению перехода *рельс–земля (грунт)*, 0 у величин P_0^i , G_0^j – рядовой или базисный пункт).

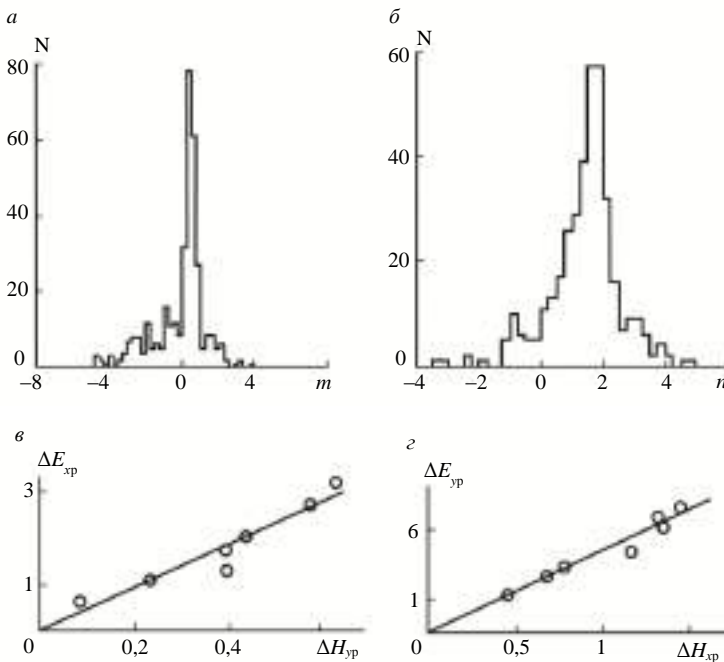


Рис. 2. Пример выделения полезного сигнала:

a – гистограммы отношений амплитуд взаимно перпендикулярных составляющих электрических импульсов ($m = \Delta E_{xd}/\Delta E_{yd}$); *б* – магнитных импульсов ($n = \Delta H_{xd}/\Delta H_{yd}$); *в*, *г* – графики приведения полезных сигналов к единому по интенсивности источнику (ΔE_{ip} – в мВ/км, ΔH_{ip} – в нТл)

Пересчет сопровождался заданием модели источника полезных сигналов. Для этого был взят топографический планшет масштаба 1 : 100 000 с нанесенной сетью полевых работ. Из местоположения станции Кармак в сторону станции Утешево проведена прямая, совпадающая с преимущественным направлением железной дороги. На нее перенесены тяговые подстанции и предполагаемый

пункт изменения режима энергопотребления электровозов. Из условного обозначения тяговой подстанции Кармак восстановлен перпендикуляр к этой прямой. Перпендикуляр стал осью x , а прямая линия, имитирующая железнодорожное полотно, – осью y декартовой системы координат, связанной с моделью источника. Эта система координат использована далее для определения (снятия с планшета) параметров L , l_0 и координат пунктов наблюдения, входящих в формулу расчета кривых $\rho_{к.тс}$. Величина k найдена путем минимизации разности экспериментального и расчетного значений отношения составляющей H_z к составляющей H_y поля базисного пункта.

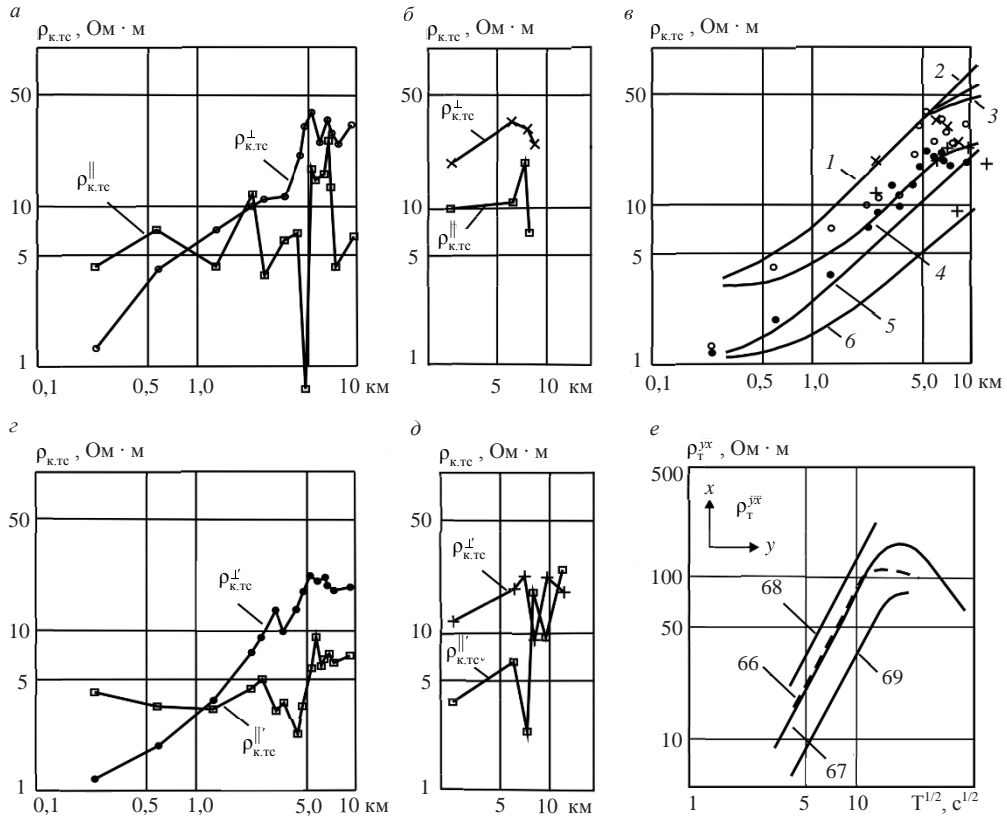


Рис. 3. Результаты трансформации полезных сигналов в значения $\rho_{к.тс}$: $a, б$ – кривые $\rho_{к.тс}^{\perp}$, $\rho_{к.тс}^{\parallel}$; $г, д$ – кривые $\rho_{к.тс}^{\perp}$, $\rho_{к.тс}^{\parallel}$; $a, г$ – южная часть; $б, д$ – северная часть профиля наблюдений; $в$ – количественная интерпретация значений $\rho_{к.тс}^{\perp}$ и $\rho_{к.тс}^{\parallel}$; $е$ – кривые МТЗ (цифры у кривых – номера точек наблюдения)

Результаты трансформации полезных сигналов, выделенных из помех от ЭЖД, в значения $\rho_{к.тс}$ изображены на рис. 3 (цифры у кривых – номера геоэлектрических разрезов с параметрами: 1 – $\rho_1 = 3 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 0,5 \text{ км}$, $\rho_2 = 3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = 2,0 \text{ км}$, $\rho_3 = 30 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_3 = \infty \text{ км}$; 2 – $\rho_1 = 3 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 0,5 \text{ км}$, $\rho_2 = 3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = \infty \text{ км}$; 3 – $\rho_1 = 3 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 0,5 \text{ км}$, $\rho_2 = 1000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = 2,0 \text{ км}$, $\rho_3 = 30 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_3 = \infty \text{ км}$; 4 – $\rho_1 = 3 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 1,0 \text{ км}$, $\rho_2 = 1000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = 2,0 \text{ км}$, $\rho_3 = 100 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_3 = \infty \text{ км}$; 5 – $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 0,5 \text{ км}$, $\rho_2 = 3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = 2,0 \text{ км}$, $\rho_3 = \infty \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_3 = \infty \text{ км}$; 6 – $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 1,0 \text{ км}$, $\rho_2 = 3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = \infty \text{ км}$). Там же приведена иллюстрация предварительной интерпретации поперечных кривых $\rho_{к.тс}^{\perp}$, $\rho_{к.тс}^{\parallel}$ (рис. 3, $в$), полученных по измерениям поля E электроразведочной ли-

нией MN , располагаемой перпендикулярно преимущественному направлению рельсового пути (штрих – нормировка электрических полезных сигналов рядовых пунктов к магнитным полезным сигналам базисного пункта).

Профильный ход поперечных кривых $\rho_{к.тс}^{\perp}$, $\rho_{к.тс}^{\perp'}$ на рис. 3 существенно отличается от профильного хода продольных – $\rho_{к.тс}^{\parallel}$, $\rho_{к.тс}^{\parallel'}$ (приемная линия электрического поля измерительной установки MN – вдоль преимущественного направления дороги). Первые, как подмечено в работе [2], лучше подходят для изучения геоэлектрического разреза по вертикали, вторые – по горизонтали.

На текущий момент приемы количественной интерпретации разработаны только для поперечных кривых. В рассматриваемом случае она производилась в рамках одномерной геоэлектрической модели методом подбора на ЭВМ. Оказалось, что поведение кривых $\rho_{к.тс}^{\perp}$, $\rho_{к.тс}^{\perp'}$ согласуется с двухслойной средой, имеющей параметры: $\rho_1 = 1-3 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_1 = 0,5-1,0 \text{ км}$, $\rho_2 = 1000-3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, $h_2 = \infty$.

Полученные параметры близки аналогичным параметрам осадочного чехла и фундамента коренных пород исследуемой территории, но несколько занижены. Очевидно, это обусловлено ошибками топографической привязки пунктов наблюдения, нерегулярностью сети их расположения и прочими упрощениями полевых и камеральных работ, допущенными в целях экономии денежных средств и времени, так как рассматриваемая методика электроразведки только разрабатывалась и главной задачей эксперимента была проверка применимости испытываемых приемов. Точность же определения геологических параметров на тот момент не являлась первостепенной. Однако, если сравнить обсуждаемые результаты с результатами интерпретации кривых магнитотеллурического зондирования (рис. 3, *e*), полученных еще до электрификации железнодорожной ветки Екатеринбург–Тюмень на соответствующем участке Свердловского профиля ГСЗ [3], то можно заметить, что, как по методике МТЗ, так и по излагаемой методике, среднее значение продольной проводимости осадочного чехла исследуемого геоэлектрического разреза практически одинаково и равно 300–500 См.

Таким образом, установлено, что техногенное поле тяговой сети электрической железной дороги можно использовать для получения не только качественных, как в стандартном варианте метода блуждающего тока, но и количественных геоэлектрических характеристик. Это способствует значительному расширению сфер применения помех от ЭЖД в геофизической разведке, основной из которых (в комплексе с другими методами) является мониторинг состояния грунтов под промышленными объектами, находящимися возле ЭЖД, включая и проблемные участки самой дороги.

Работа выполнена (частично) при поддержке Программы фундаментальных исследований ОНЗ РАН №7 (№ 15-18-5-54).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вишнеv В. С. Некоторые характеристики техногенного электромагнитного импульсного поля тяговой сети железной дороги // Уральский геофизический вестник. 2003. № 5. С. 16–23.
2. Вишнеv В. С. Определение кажущегося сопротивления слоистой среды в методе блуждающих токов // Уральский геофизический вестник. 2010. № 1(16). С. 10–16.
3. Краснобаева А. Г., Вишнеv В. С., Руднева Т. Л. Геоэлектрическое строение верхней мантии по профилю Красноуфимск–Омск: матер. междунар. семинара. Прага, 1972. С. 313–320.

Поступила в редакцию 11 ноября 2016 года

REGARDING THE USE OF THE FIELD OF ELECTRIC RAILWAY CURRENTS TO STUDY GEOELECTRIC SECTION

Vishnev V. S. – Geophysical Center of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: Vishnev.38@mail.ru

Interference field source model is worked out, which is created by impulse currents of electric railway traction network for an instance where the regime of its impulse is stabilized. Methodical techniques are described, which help to single out signals which are homogenous as far as the source structure is concerned. Mathematic formula is introduced, which converts these signals into the values of apparent resistivity of medium. The results of experimental investigations are examined by the example of Ekaterinburg–Tyumen railway branch section. Acquired data are compared with the results of the other independent methods of electric prospecting and geological structure of the survey area. It has made it possible to estimate rock resistance of the earth upper crust up to a depth of 1 km. The described method makes it possible to get important information about geoelectrical structure of medium in unfavorable for traditional electrical prospecting conditions.

Key words: electric railway; interference field; friendly signal; source model; apparent resistance curves.

REFERENCES

1. Vishnev V. S. [Some characteristics of technogenic electromagnetic pulsed field of railway traction network]. *Ural'skii Geofizicheskii Vestnik – Ural Geophysical Bulletin*, 2003, no. 5, pp. 16–23. (In Russ.)
 2. Vishnev V. S. [Determination of apparent resistance of layered medium in the method of stray currents]. *Ural'skii Geofizicheskii Vestnik – Ural Geophysical Bulletin*, 2010, no. 1(16), pp. 10–16. (In Russ.)
 3. Krasnobaeva A. G., Vishnev V. S., Rudneva T. L. *Geoelektricheskoe stroenie verkhnei mantii po profilu Krasnoufimsk–Omsk: mater. mezhdun. seminar* [Proc. Int. Seminar “Geoelectric structure of upper mantle by the profile Krasnoufimsk–Omsk”]. Praga, 1972, pp. 313–320. (In Russ.)
-

УДК 378:745/749

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ В КОНТЕКСТЕ СОВРЕМЕННОЙ КУЛЬТУРЫ

КАРДАПОЛЬЦЕВА В. Н.

В настоящее время возрастает спрос на высококвалифицированных специалистов с развитым творческим потенциалом, происходит осознание того, что творческий потенциал и самореализация зависят от качества образования. Статья посвящена важнейшим аспектам высшего образования в современной культуре. Отмечается особая роль художественно-эстетической подготовки, в частности в области ювелирного искусства, в условиях технического вуза. Указывается, что обращение к особенностям ювелирной культуры в целом и конкретизация специфических условий развития ювелирного искусства отдельного региона и любого иного социокультурного пространства в частности способствуют усилению связей человека и природного ареала, укорененности человека в мир природы и культуры, которые формируют мировоззренческие ориентиры и нравственно-этические составляющие будущего специалиста.

Ключевые слова: современная культура; высшее образование; ювелирно-камнерезная промышленность; художник-стилист; историко-культурное своеобразие.

В российском обществе рубежа XX–XXI вв., как и во всем мире, произошли колоссальные изменения, нанесящие ущерб основополагающим компонентам цивилизации: семье, нравственности, вере, образованию, воспитанию, т. е. тем составляющим культуры, через которые испокон веков идет передача ценностей и норм от поколения к поколению, от народа к народу, от человека к человеку. Все большую роль начинают играть инстинкты, эмоции или настроения, умело организуемые элитными группами и их лидерами. История есть история личности, а нравственность человека – нравственность истории. Выход из духовного и нравственного кризиса – в «очеловечивании» человека, в утверждении ценности личностного, в возрождении и закреплении нравственного.

Несмотря на то, что человек давно выделился из природы, став активно действующим субъектом, он продолжает быть ее частью – вопреки бесчисленному количеству технологизаций в разных сферах общества. Именно культура осуществляет связь между природой и человеком, выполняя ряд функций, без которых немислимо существование никакого общества. Главной функцией культуры можно назвать *человекотворческую*, благодаря которой происходит формирование человека в качестве активного субъекта, созидателя, творца, способного сохранить и преобразовать окружающий мир и самого себя.

Культура – это не просто некий набор художественно-эстетических ценностей, а сложная многофункциональная система, «продукт» социально-экономических отношений, самостоятельная динамическая сила, формирующая жизнь общества, оказывающая большое, а в ряде случаев решающее воздействие на состояние и развитие всей совокупности общественных отношений. «Культура –

это проявление творчества, выраженное в успехах развития науки, новейших технологиях, свершениях искусства и т. д.» [1].

Только на базе культуры может быть сформирована здоровая и надежная экономика. Все разговоры о стабилизации, инновациях, выходе из кризиса и пр. бессмысленны, если не принимается в расчет формирование культуры, которая, казалось бы, является нерентабельной, не обеспечивает сама себя экономически, а ее поддержание требует немалых расходов. Но ответственность перед будущим диктует простую истину: культура – кровеносная система общества, ее деградация ведет к одичанию, распаду, исчезновению. С современным миром в сложных экономических, политических, социальных условиях именно художественной культуре предстоит спасательная миссия.

Культура не возникает спонтанно, а возвращается в человеке постепенно, она прежде всего связана с категорией деятельности, которая понимается как специфическая человеческая активность, направленная на создание необходимых условий бытия, достойных человечества. Огромную роль в формировании творческой активности и раскрытии творческого потенциала играет образовательная система, на всех ступенях которой происходят формирование и трансформация многосубъектных и многовекторных ценностных составляющих, актуализирующих доминанты как технического, так и художественного творчества. Особенно велика роль высшего образования.

Образовательный процесс – это процесс передачи и получения знаний, путь приобретения умений для будущей работы, которая станет успешной в том случае, если обучающиеся будут проявлять творческое отношение к делу, самоотдачу, испытывая при этом чувство удовлетворения и демонстрируя дух коллективизма, ответственности за себя и за других. Образование – это процесс формирования целостной личности. Задача высшего учебного заведения – подготовить профессионально грамотных творческих специалистов. Задача студентов – стать образованными людьми и внести свой вклад в развитие общества.

Урал по своему геологическому строению и развитию отличается от других регионов не только своеобразными типами рудных месторождений, но и богатством цветных камней. Урал представляет собой сложное горно-складчатое сооружение, пережившее полициклическое развитие, в котором сочетаются эндогенные и экзогенные процессы, приводящие к формированию многочисленных видов камнесамоцветного сырья. В настоящее время в ювелирно-камнерезной промышленности используется около ста минеральных видов и разновидностей.

Существование на Урале в структуре Уральского государственного горного университета – первого высшего горного учебного заведения – кафедр, готовящих специалистов в области ювелирного направления, вполне закономерно и обусловлено объективными основаниями. В Уральском государственном горном университете органично сосуществуют как техническое, так и художественно-творческое образование, ведется подготовка специалистов, создающих ценности как на основе технологической, так и художественной практики, ювелирной в частности.

Уральский государственный горный университет является своеобразной мировоззренческой площадкой, где будущие специалисты, в том числе в области ювелирного искусства, ведут профессионально-обучающие диалоги, получают информацию и практические навыки в русле подходов, сочетающих инновации и традиции. В этом высшем образовательном учебном учреждении будущие ювелиры-дизайнеры пытаются разобраться в «пестрой путанице» ювелирной культуры в условиях непростых рыночных отношений. В вузе ведется профессиональный диалог учитель–ученик, шаг за шагом формируются ценностные уста-

новки будущих профессионалов, поднимаются темы культурно-исторического значения, этнического самоопределения современного мастера. Об уровне подготовки и творческом потенциале начинающих художников-ювелиров вуза свидетельствуют дипломные и курсовые работы, которые отличаются зрелостью и креативностью, а мастера получают призовые места на российском и международном уровне.

Продукты учебно-профессиональной деятельности, созданные средствами изобразительного искусства, являют собой непосредственное выражение ценностных ориентиров студента, зависящих от таких факторов, как представление о мире, историко-культурное своеобразие, национальные традиции, принадлежность к субкультуре, индивидуальный эмоционально-ценностный, художественный и личностный опыт. Структура мировоззренческих установок будущих художников-стилистов включает в себя духовную компоненту, в основе которой лежат усвоенные нравственно-эстетические традиции.

Мировоззренческие установки будущих специалистов технического и художественного профиля имеют свою специфику. Техническое образование и техническое творчество обусловлены потребностями цивилизации в достижении наибольшего комфорта и максимального приспособления к окружающей среде, стремлением человека облегчить труд новой техникой и технологиями. Техническое творчество функционирует в системе материального производства как момент практической трудовой деятельности в виде инженерного творчества, требующего работы специалистов высокой квалификации. Гуманитарно-художественное образование, которое является не менее существенным и значимым, направлено прежде всего на становление человеческой личности, способной воспринимать окружающий мир и людей через их отношения с природой и социумом. Именно через художественное творчество осуществляется гармоничный синтез техники и искусства. Подготовка специалистов художественного творчества направлена на создание новых эстетических ценностей на основе целостно-образного мышления и эмоционально-чувственного моделирования реальной окружающей действительности.

Художественное образование – это синтез знаний, умений и навыков, полученных в результате определенного жизненного опыта, а также возможность адаптации своих способностей к конкретной творческой деятельности; это самопознание в процессе создания ювелирного произведения, реализация личностных смыслов и опыта. В становлении профессиональной деятельности художника-стилиста важную роль играют воображение, творческая активность, чувство стиля, художественный кругозор, его способность к глубокому эмоциональному сопереживанию и соотнесению себя с окружающим природным миром.

Именно в художественном творчестве происходит органичное слияние, взаимное отождествление двух начал – духовного и материального. Развитие художественного сознания определяет система ценностно-творческих установок, актуализируя бинарную природно-социальную сущность личности. Ценностные установки будущих специалистов, ювелиров в частности, можно определить как совокупность творческих идеалов и ориентиров, как мир, в котором мысль и воображение сливаются с материалом, имеющим природную основу, в котором они воплощены.

Соединение технического и художественного образования в рамках одного вуза видится вполне продуктивным, поскольку подобный синтез наиболее оптимально решает задачу становления личности – важную стратегическую задачу стабилизации общества.

На пересечении технического и художественного творчества находится дизайнерское мышление, проникающее во все области человеческой жизни. В своей

основе оно конструктивно-образно, его определяющим признаком выступает компоновочная деятельность. Специфика дизайн-деятельности состоит в том, что дизайнер не делает открытий, не изобретает ничего нового, а методом соединения по-иному компоует, пересматривает уже существующие элементы и явления окружающей действительности. Именно они являются предметом и объектом внимания дизайнера. Полезность, утилитарная направленность объектов, предметов, вещей – главная дизайнерская цель и важнейший признак этого вида деятельности, что сближает этот вид творчества с техническим. Но вместе с тем немаловажным критерием дизайнерского мышления является поиск эстетически совершенной и выразительной формы создаваемой вещи, красоты как доминанты искусства. Красота определяется идеей, замыслом и проектировочной продуманностью и привносится после развития и осуществления компоновочной деятельности. Дизайнер – творец, который методом поиска находит внутри предметов связи, заложенные ранее, но не обнаруженные, а затем, выявляя структурную соподчиненность предметов и явлений, формирует мир, создавая гармонию вещи с внешней средой обитания в ее функциональном, утилитарно-практическом и эстетическом значении. Немаловажным фактором творчества дизайнера является наличие развитых комбинаторных способностей, позволяющих ему создавать многовариантные комбинации, средствами художественно-проектного, технико-компоновочного и комбинаторного формирования добиваться логического единства и целостности – синтеза пользы и красоты.

Наиболее успешными в конкурентной борьбе становятся предприятия, направляющие средства на обновление и совершенствование технологий производства ювелирных изделий, определяющие своей целью выход на международные рынки. Такие предприятия находят новые источники инвестиций и развивают систему подготовки специалистов, производства, рекламы и сбыта ювелирной продукции. Спрос на ювелирные изделия за последние несколько лет вырос, что стимулирует дальнейшее развитие отрасли. «За последние годы ювелирный рынок значительно изменился. Пессимизм участников сменился даже не надеждой, а сбывшимися ожиданиями: люди вновь стали покупать дорогие вещи», – отмечает генеральный директор «Ювелирного дома», президент гильдии ювелиров Урала В. Е. Чуркин [2].

Дизайн сегодня – это промышленное производство изделий с высокими потребительскими свойствами и эстетическими качествами. Среди развивающихся сфер промышленной деятельности эта отрасль является наиболее быстрорастущей и увеличивающей число акционерных и частных предприятий, что подразумевает технологическое и кадровое обновление ювелирной промышленности, профессия ювелира становится весьма перспективной. Технологическое обновление ювелирной промышленности требует в настоящее время от профессиональных ювелиров и студентов (художников-проектировщиков) успешного освоения двухмерных и трехмерных графических компьютерных программ, которые дают возможность увидеть на экране монитора в разных ракурсах свое будущее творение (кольцо, колье и т. д.). Обращение к особенностям ювелирной культуры в целом, конкретизация специфических условий развития ювелирного искусства отдельного региона и любого иного социокультурного пространства способствуют основательному изучению и освоению связей человека и природного ареала, школ и направлений, погружению в конкретный практический опыт, обогащают инновационные подходы к обработке природных материалов, сохраняя традиции и опыт.

Ювелирное искусство стоит особняком в ряду других прикладных искусств, в частности дизайнерских, так как, во-первых, ювелирные украшения имеют пря-

мое и непосредственное отношение к личности человека, к формированию его пластического образа, а во-вторых, в отличие от предметов одежды, будучи выполненными из драгоценных или полудрагоценных материалов, они предполагают длительное существование и использование не только в костюмах, но и в ментально-образной системе личностей все новых и новых поколений. Характер пластики ювелирных украшений оказывает не только сильнейшее эстетическое, но и этическое воздействие, так как от украшений и одежды зависит внешний облик человека, его поведение и реакция на него окружающих. Ювелирные изделия являются историческими документами эпохи, говорящими о людях более правдиво и достоверно, нежели словесные документы. Исследования запросов и потребностей в сфере художественной культуры, ювелирной в частности, приобретают особую значимость в силу необходимости понимания механизмов привлечения и приобщения человека к эстетическим ценностям в сложных и противоречивых условиях рыночных отношений. Использование мирового опыта в дизайн-образовании играет немаловажную роль в подготовке будущего ювелира, становлении духовной культуры в целом, укреплении благосостояния общества. К сожалению, этот аспект в условиях современного образовательного пространства недостаточно реализуется высшими учебными заведениями.

Путь от замысла до материализации ювелирного изделия должен проходить через сложную систему синтеза информации, технологических процессов и экономических составляющих. Именно в художественном творчестве происходит органичное слияние, взаимное отождествление двух начал – духовного и материального, в результате чего образуется новое, сотворенное человеком произведение искусства.

Важная часть профессионального обучения – это влияние жизненного опыта преподавателя на профессиональное становление студента в контексте многовекторной образовательной парадигмы, создание условий для саморазвития, раскрытия способностей с учетом профессиональной адаптации и формирования устойчивого интереса к развитию своей профессиональной компетентности.

Обучение студента ювелирному искусству будет эффективным, если процесс образования художника-мастера будет интегрировать традиционные формы обучения и современные направления как в области технологических достижений, так и в области моды, т. е. синтезировать традиции и новаторство. Чрезвычайно важными в образовательном процессе художника-ювелира являются потребность в самосовершенствовании, мотивация к самореализации, использование активных форм самореализации (проекты, просмотры, выставки, конкурсы профессионального мастерства).

В процессе подготовки будущих специалистов в области ювелирного искусства следует отметить некоторые противоречия, характерные для современной системы профессионального образования: между возрастающими потребностями рынка в квалифицированных специалистах и недостаточной готовностью специальных учебных заведений выпускать таких специалистов; между потребностью студентов в профессиональном становлении и недостаточной лабораторной, технической и материальной базой учебных заведений для удовлетворения этих потребностей.

Развитие профессионального образования в области ювелирного искусства имеет свои особенности, оно основывается на глубоких технологических и художественно-эстетических традициях. Профессиональное образование будущих ювелиров можно считать соответствующим современным требованиям конкурентноспособного на рынке труда специалиста, если в образовательном процессе будет использован продуктивный опыт отечественного и зарубежного

образования в области ювелирного искусства с учетом новейших тенденций в развитии художественной культуры и ювелирного искусства; внедрены учебные программы, основанные на принципах интеграции дисциплин художественно-эстетического и прикладного цикла; созданы условия для творческого поиска будущих специалистов на основе единства интеллектуального, эмоционально-образного начал при высокохудожественном исполнении разработанных студентами проектов.

Взаимодействие чувственно-наглядных средств, развитие активности и творческой самостоятельности, целостность художественной, психолого-педагогической и практической подготовки обеспечивают успешность образовательного процесса будущего специалиста.

Художественно-эстетическая культура будущего ювелира – это часть общечеловеческой культуры, в которой с наибольшей полнотой запечатлелись профессиональные и духовные ценности, которые могут быть определены как направленность личности на установление меры соответствия формы и содержания предметов, явлений и их свойств в контексте будущей профессиональной деятельности.

Только сочетание творческих способностей, теоретических знаний с умениями и навыками их применения в профессиональной деятельности может обеспечить необходимую компетентность и креативность будущих специалистов любой профессиональной сферы. Формирование креативных способностей будущих специалистов неотделимо от инновационной деятельности в образовательном учреждении.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кардапольцева В. Н., Шадрина А. В. *Культурология: учеб.-метод. пособие*. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. 144 с.
2. Чуркин В. Е. Азарт приходит с ростом продаж // *Ювелирная Россия*. 2010. № 5. С. 7–8.

Поступила в редакцию 14 ноября 2016 года

SOME ASPECTS OF HIGHER EDUCATION IN THE CONTEXT OF MODERN CULTURE

Kardapol'tseva V. N. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: kardapol@mail.ru

Demand for highly qualified specialists with developed creativity is currently increasing; there is the perception of the fact that creativity and self-realization depend on the quality of education. The work is devoted to the most important aspects of higher education in modern culture. Special role of artistic and aesthetic training is noted, especially in the sphere of jewellery, in the conditions of a technical institution of higher education. It is indicated that the appeal to the peculiarities of jewellery culture in general and specification of specific conditions of jewellery culture development of a certain region and any other social and cultural space in particular, contributes to strengthening of connection between a man and natural area, and man's rootedness into the world of nature and culture, which form worldview attitudes, and moral and ethical components of a further specialist.

Key words: modern culture; higher education; jewellery and stonecutting industry; artist-stylist; historical and cultural singularity.

REFERENCES

1. Kardapol'tseva V. N., Shadrina A. V. *Kul'turologia: ucheb.-metod. posobie* [Study guide "Culturology"]. Ekaterinburg, Izd-vo UrSMU Publ., 2014. 144 p.
2. Churkin V. E. [Passion comes when sales grow]. *Iuvelirnaia Rossiia – Jewellery Russia*, 2010, no. 5, pp. 7–8. (In Russ.)

ПОЗДРАВЛЯЕМ С ЮБИЛЕЕМ АНАТОЛИЯ ГРИГОРЬЕВИЧА ПРОТОСЕНЮ



18 марта 2017 года исполняется 75 лет Анатолию Григорьевичу Протосене, доктору технических наук, профессору, декану строительного факультета, заведующему кафедрой строительства горных предприятий и подземных сооружений Санкт-Петербургского горного университета.

А. Г. Протосеня в 1965 году окончил шахтостроительный факультет Ленинградского горного института (ЛГИ), а в 1970 году – механико-математический факультет Ленинградского государственного университета. С 1964 года учился одновременно в двух вузах. В 1969 году защитил кандидатскую диссертацию.

После окончания аспирантуры работал в институте ассистентом, доцентом. В 1973 году, в возрасте 31 года, успешно защитил докторскую диссертацию по использованию методов механики сплошных сред для решения проблем строительства

горных предприятий и подземных сооружений. С 1977 года – профессор, а с 1976 – заведующий кафедрой.

А. Г. Протосеня – крупный ученый в области геомеханики, известный в России и за рубежом фундаментальными разработками проблем геомеханики и механики подземных сооружений при строительстве горных предприятий, подземных сооружений и освоении подземного пространства.

Научные работы А. Г. Протосени базируются на фундаментальных лабораторных экспериментах, строгих методах механики сплошных тел, широком привлечении аналитических и численных методов и практическом использовании результатов исследований. Им разработана теоретическая база для проектирования крепи подземных сооружений и строительства выработок в сложных горно-геологических условиях. Методы расчета нагрузок на крепь выработок и подземных сооружений, созданные А. Г. Протосеней, использованы при проектировании выработок глубоких рудников ОАО «Норильский никель», ОАО «Печенганикель», ОАО «СУБР», ОАО «Металл-групп филиал Яковлевский рудник», а также тоннелей Санкт-Петербургского метрополитена.

А. Г. Протосеня является автором 330 печатных научных работ, в том числе 12 монографий, 18 учебных пособий, 25 авторских изобретений и патентов.

За последние 5 лет работы в Санкт-Петербургском горном университете Анатолием Григорьевичем созданы и организованы новые направления подготовки специалистов на возглавляемой им кафедре: «Строительство уникальных зданий и сооружений» – первый выпуск специалистов будет в 2018 году, «Строительство» – первый выпуск бакалавров был в 2016 году, «Архитектура» – первый выпуск бакалавров запланирован на весну 2017 года.

Педагогическую деятельность А. Г. Протосеня успешно сочетает с подготовкой научных кадров, среди его учеников 8 докторов наук и 31 кандидат наук.

А. Г. Протосеня ведет большую научно-организаторскую и общественную работу, является членом экспертного совета ВАК РФ, членом диссертационных советов по защите докторских и кандидатских диссертаций, руководителем научных программ, активно участвует в научных конференциях и симпозиумах.

Вся деятельность А. Г. Протосени характеризует его как крупного ученого, внесшего значительный вклад в развитие горной отрасли и подземного строительства.

Анатолий Григорьевич награжден орденом Почета, медалями «За трудовую доблесть», «Ветеран труда» и «В память 300-летия Санкт-Петербурга», знаком «Почетный работник Минобразования России», ему присвоено почетное звание «Заслуженный деятель науки РФ», является лауреатом Премии Правительства Российской Федерации.

Желаем Анатолию Григорьевичу Протосене здоровья, счастья, больших творческих успехов.

Коллектив Санкт-Петербургского горного университета

Редакция
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 02.03.2017. Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
10,0 усл. печ. л., 9,0 уч.-изд. л. Тираж 500. Заказ 5810.

Свидетельство о регистрации средства массовой информации
ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 2, 2017.