

ISSN 0536-1028

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNUI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

7
2018



Журнал распространяется по подписке Агентством «Роспечать», подписной индекс 70367.

Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется в Международной базе изданий по наукам о Земле Georef.

Сведения о журнале публикуются в Международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям Ulrich's Periodicals Directory.

Включен в реферативный журнал и базы данных ВИНТИ РАН.

Электронные выпуски журнала размещены на порталах

Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (<http://elibrary.ru>),

компании «ИВИС» (<http://ivis.ru>)

и поисковой системы Google Scholar (scholar.google.com).

Журнал доступен в электронно-библиотечной системе издательства «Лань»

(<http://e.lanbook.com>)

и электронно-библиотечной системе IPRbooks (<http://www.iprbookshop.ru>).

Журнал включен в «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ,
В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК,
НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»
(письмо Минобрнауки РФ от 1 декабря 2015 года № 13-6518)

В журнале публикуются статьи по следующим отраслям науки
и группам специальностей научных работников:

25.00.00 НАУКИ О ЗЕМЛЕ;

05.00.00 ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ: 05.09.00 Электротехника, 05.05.00 Транспортное, горное и
строительное машиностроение, 05.26.00 Безопасность деятельности человека;

08.00.00 ЭКОНОМИЧЕСКИЕ НАУКИ

Тел: (343) 257-65-59

E-mail: gornij_journal@ursmu.ru

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 7, 2018

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

О. Г. ЛАТЫШЕВ, Уральский государственный горный университет,
г. Екатеринбург

Редакционная коллегия

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

Иностранные члены редакционной коллегии

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

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year

No. 7, 2018

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

O. G. LATYSHEV, Ural State Mining University, Ekaterinburg

Editorial board

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

International members

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

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

<i>Зубков А. В., Смирнов О. Ю.</i> Результаты исследования условий отработки открытым способом крутопадающих мощных рудных тел.....	5
<i>Махно Д. Е., Авдеев А. Н., Перфильев В. А.</i> Перспективы и возможности безлюдной выемки угля.....	14
<i>Расулов С. Р., Мамедов А. С., Зейналов Н. Э.</i> Использование поверхностно-активных веществ при бурении скважин в истощенных пластах.....	21
<i>Викулов В. М.</i> Обоснование эффективности конструкций восходящей анкерной крепи и оценка устойчивости ограждений стен глубоких котлованов.....	28

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

<i>Саммаль А. С., Анциферов С. В., Павлова Н. С.</i> Математическое и компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния горного массива, сложенного двумя типами пород, в окрестности напорной круговой выработки (In English).....	37
<i>Абрамов Н. Н., Земцовский А. В.</i> Исследование состояния массива вблизи ответственных подземных выработок и в целике между ними.....	45
<i>Тагильцев С. Н.</i> Закономерности пространственного расположения тектонических нарушений в поле современного напряженного состояния земной коры.....	52

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Морозов Ю. П.</i> Особенности массопереноса на винтовых аппаратах (In English).....	67
--	----

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

<i>Мельников Н. Н., Бусырев В. М.</i> Рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов недр (In English).....	75
--	----

ГЕОЭКОЛОГИЯ, РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ

<i>Хазин М. Л., Тарасов П. И., Фурзиков В. В., Тарасов А. П.</i> Эколого-экономическая оценка использования карьерных самосвалов.....	85
---	----

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

<i>Лысова О. А., Фрайштетер В. П., Смирнов А. Ю.</i> Методика управления параметрами процесса пуска погружного электродвигателя в осложненных условиях.....	95
<i>Куулар О. О., Шавыраа Ч. Д.</i> Разработка конструкции системы горизонтирования карьерного бурового станка.....	104
<i>Петров А. Г., Авершин А. А., Степанов Е. И.</i> О расширении области применения вентиляторной установки.....	109

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Каюмова А. Н., Харисов Т. Ф., Рыбак С. А.</i> О проблемах обеспечения безопасности в процессе проходки и крепления выработок.....	115
--	-----

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

<i>Zubkov A. V., Smirnov O. Iu.</i> Forming open pit transport systems with the account of adaptation to changing excavation conditions of deep complex structured deposits.....	5
<i>Makhno D. E., Avdeev A. N., Perfil'ev V. A.</i> Prospects and possibilities of manless coal winning	14
<i>Rasulov S. R., Mamedov A. S., Zeinalov N. E.</i> Surface-active substances application when drilling wells in depleted layers	21
<i>Vikulov V. M.</i> Substantiation of ascending anchor support effectiveness and the estimation of deep foundation pit wall barriers stability.....	28

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

<i>Sammal' A. S., Antsiferov S. V., Pavlova N. S.</i> Mathematical and computer modeling of the stress-strain state of the rock mass composed of two rock types near the circular pressure excavation (In English)	37
<i>Abramov N. N., Zemtsovskii A. V.</i> The study of the rock mass state nearby important underground excavations and in a pillar between them.....	45
<i>Tagil'tsev S. N.</i> Regularities in the spatial arrangement of tectonic disturbances in the field of modern stress state of the earth's crust.....	52

MINERAL PROCESSING

<i>Prokop'ev S. A., Pelevin A. E., Morozov Iu. P.</i> Some features of mass transfer at spiral devices (In English)	67
---	----

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

<i>Mel'nikov N. N., Busyrev V. M.</i> Rational use of subsoil mineral resources (In English)	75
--	----

GEOECOLOGY, RATIONAL NATURE MANAGEMENT

<i>Khazin M. L., Tarasov P. I., Furzikov V. V., Tarasov A. P.</i> Ecological and economic evaluation of open pit dump trucks use.....	85
---	----

ROCK GEOMECHANICS. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

<i>Lysova O. A., Fraishteter V. P., Smirnov A. Iu.</i> Methods of controlling the parameters of submersible electric motor starting process in abnormal operating conditions.....	95
<i>Kuular O. O., Shavyraa Ch. D.</i> Drilling rig levelling system structure development	104
<i>Petrov A. G., Avershin A. A., Stepanov E. I.</i> On the expansion of a ventilation installation application	109

MINING SAFETY

<i>Kaiumova A. N., Kharisov T. F., Rybak S. A.</i> On the problems of safety promotion in the course of excavation driving and support.....	115
---	-----

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ КРУТОПАДАЮЩИХ МОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

ЗУБКОВ А. В.¹, СМИРНОВ О. Ю.¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58)

***Цель исследования.** При расчете устойчивости бортов и отдельных уступов исследованиям свойств пород, условиям их залегания, тектонической нарушенности массива и другим показателям, по которым оценивается прочность массива в целом, уделяется достаточно большое внимание. Представлены результаты научно-исследовательской работы, выполненной с целью рассмотрения условий отработки открытым способом крутопадающих мощных рудных тел золоторудных, медно-колчеданных и железорудных месторождений, которые обрабатываются карьерами округлой формы.*

***Методика исследования.** Для выявления закономерностей формирования напряженно-деформированного состояния (НДС) бортов карьеров округлой формы решены объемные задачи. В результате расчетов были найдены напряжения σ_x , σ_y , σ_{xz} . На базе этих результатов построены номограммы коэффициентов концентрации напряжений в приповерхностном слое бортов карьеров и дневной поверхности для относительных величин параметров карьеров. Это дает возможность определять НДС карьеров любых размеров и углов наклона бортов.*

***Анализ результатов.** Установлено, что при действии первоначальных гравитационно-тектонических напряжений в борту карьера величины горизонтальных (тангенциальных) напряжений и горизонтальных тектонических напряжений у его дна практически не зависят от угла погашения борта.*

***Выводы.** Практическое применение представляется в использовании выявленных зависимостей коэффициентов концентрации напряжений в приповерхностном слое бортов карьеров и дневной поверхности для относительных величин параметров карьеров с целью определения НДС карьеров любых размеров и углов наклона бортов.*

***Ключевые слова:** геомеханические условия; поле напряжений; гравитационные напряжения; тектонические напряжения; коэффициент концентрации; морфология рудных тел; прочностные свойства.*

Введение. Возрастающая потребность в рудном сырье обуславливает интенсификацию подземных и открытых горных работ при отработке месторождений Российской Федерации, в том числе и мощных крутопадающих залежей. Это обстоятельство приводит к ускоренному росту глубины разработки и возникновению проблем обеспечения устойчивости конструктивных элементов систем разработки и, конечно, безопасности геотехнологий.

Образующийся при добыче полезного ископаемого карьер является самым грандиозным сооружением, возводимым в массиве горных пород. При расчете

устойчивости бортов и отдельных уступов исследованиям свойств пород, условиям их залегания, тектонической нарушенности массива и другим показателям, по которым оценивается прочность массива в целом, уделяется достаточно большое внимание [1–5].

Таблица 1. Параметры карьеров
Table 1. Parameters of open pits

Показатель	Вариант		
	I	II	III
Радиус у поверхности R , м	600	600	600
Радиус по дну r , м	75	100	130
Глубина H_k , м	370	500	660
Угол наклона борта α_b , град	35	45	55

Цель работы. В статье представлены результаты научно-исследовательской работы, выполненной с целью рассмотрения условий отработки открытым способом крутопадающих мощных рудных тел золоторудных, медноколчеданных и железорудных месторождений, которые в Российской Федерации обрабатывают карьерами округлой формы.

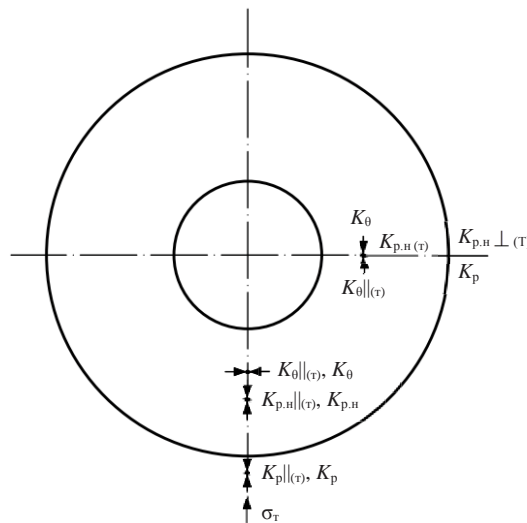


Рис. 1. Схема концентрации напряжений на плане карьера
Fig. 1. The scheme of the stresses concentration in the open pit layout

Методика проведения исследований. Подобная задача решалась ранее, но в настоящее время в связи с появлением более совершенных методов аналитических расчетов закономерностей формирования напряженно-деформированного состояния (НДС) в бортах карьеров как для упругих и изотропных массивов, так и для массивов со сложным геологическим строением [6–12] появилась возможность проверить и скорректировать предыдущие результаты, а также получить новые. Для выявления закономерностей формирования НДС бортов карьеров округлой формы были решены объемные задачи. Параметры карьеров приведены в табл. 1.

В процессе моделирования задавали 2 типа напряженного состояния:

1. Гравитационные напряжения вертикальные σ_z^n и горизонтальные σ_r^n равны γH (γ – плотность пород, г/см³; H – глубина, м).

2. Горизонтальные тектонические напряжения: по оси $x - \sigma_T = 10$ МПа; по оси $y - \sigma_T = 0$.

В результате расчетов найдены напряжения $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_{xz}$. На базе этих результатов построены номограммы коэффициентов концентрации напряжений в приповерхностном слое бортов карьеров и дневной поверхности для относительных величин параметров карьеров. Это дает возможность, используя экстраполяцию и интерполяцию, определить НДС карьеров любых размеров и углов наклона бортов. Значения коэффициентов концентрации объяснены на рис. 1.

При действии γH коэффициенты концентрации: K_θ – тангенциальных напряжений; $K_p, K_{p,n}$ – радиальных и радиальных наклонных напряжений в борту.

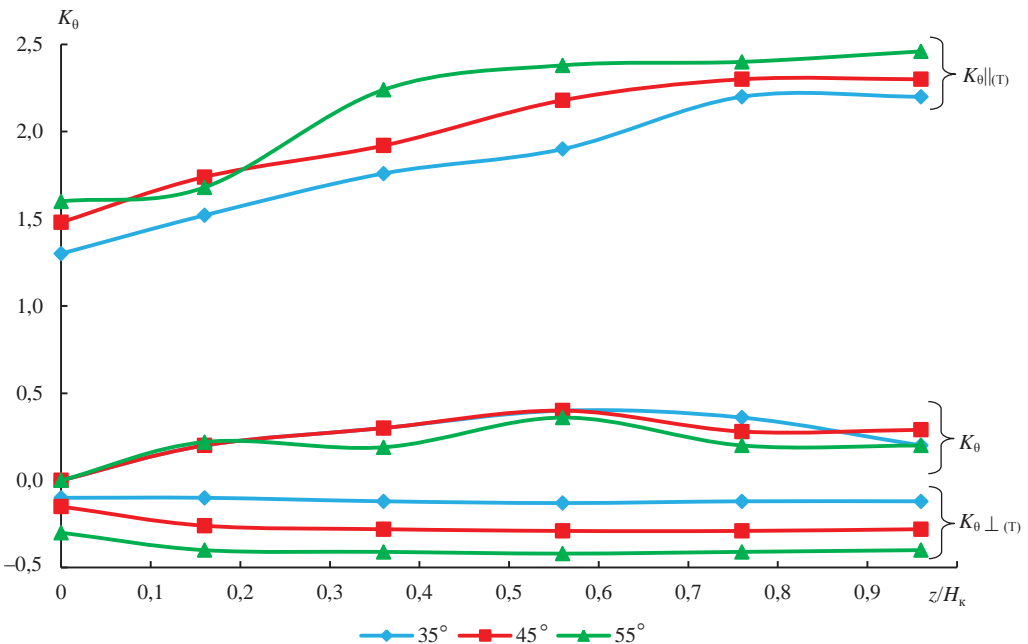


Рис. 2. Графики коэффициентов концентрации тангенциальных напряжений по бортам карьера
 Fig. 2. The graphs of tangential stresses concentration coefficients along the open pit edges

При действии горизонтальных тектонических напряжений σ_T коэффициенты концентрации: $K_{\theta||(\tau)}$ – тангенциальных в направлении, параллельном действию σ_T ; $K_{\theta\perp(\tau)}$ – тангенциальных в направлении, перпендикулярном действию σ_T ; $K_{p,n||(\tau)}$ – радиальных наклонных в направлении, параллельном действию σ_T ; $K_{p,n\perp(\tau)}$ – радиальных наклонных в направлении, перпендикулярном действию σ_T ; $K_{p||(\tau)}$ – радиальных напряжений в направлении, параллельном действию σ_T на поверхности; $K_{p\perp(\tau)}$ – радиальных напряжений в направлении, перпендикулярном действию σ_T на поверхности.

При задании в качестве граничных условий гравитационных напряжений γH_k коэффициенты концентрации получали делением напряжений в любой точке карьера на величину гравитационных напряжений на уровне его дна, а при задании в качестве граничных условий $\sigma_T = 10$ МПа коэффициенты концентрации получали делением напряжений в любой точке карьера на 10.

Данные коэффициенты концентрации были привязаны по высоте к относительным координатам z/H_k , где z имеет начало координат на поверхности, и рас-

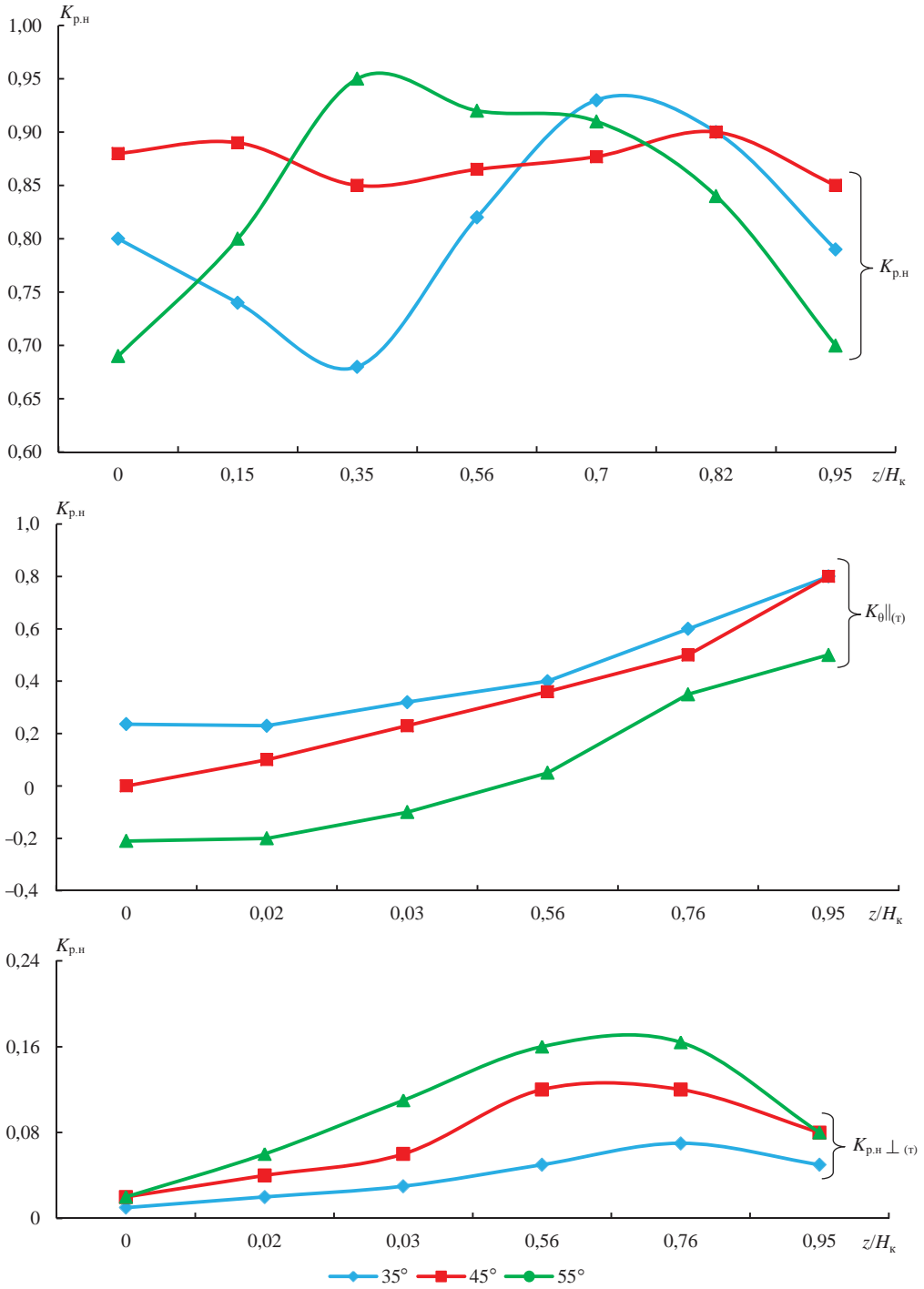


Рис. 3. Графики коэффициентов концентрации радиальных напряжений по борту карьера
 Fig. 3. The graphs of radial stresses concentration coefficients along the open pit edge

положены по линиям, которые образованы пересечением поверхности карьера и плоскостей xz , yz . К этим линиям приурочены минимальные и максимальные значения напряжений, а по остальным сечениям их величина занимает промежуточное положение.

Полученные результаты и их анализ. На рис. 2 приведены графики коэффициентов концентрации горизонтальных (тангенциальных) напряжений, где 35° , 45° , 55° – углы откоса борта карьера, град.

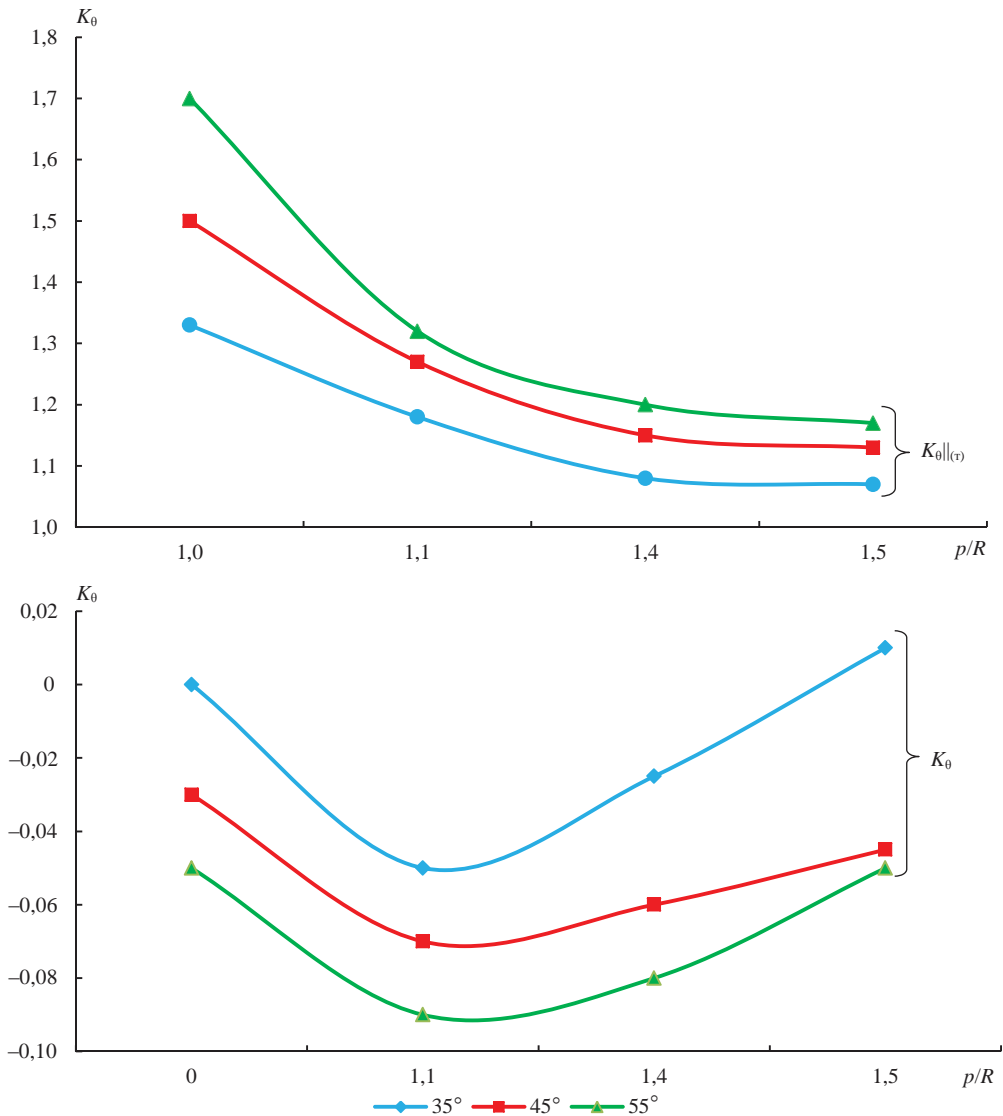


Рис. 4. Графики коэффициентов концентрации тангенциальных напряжений по поверхности
Fig. 4. The graphs of tangential stresses concentration coefficients along the surface

Из рис. 2 видно, что гравитационные напряжения создают на контуре карьера незначительные по величине тангенциальные напряжения K_θ практически независимо от угла наклона борта карьера α_0 . Тектонические напряжения в зоне максимума ($K_{\theta||(\tau)}$) имеют значительные по величине коэффициенты концентрации и

тем больше, чем круче борт и ближе ко дну. В зоне минимума ($K_{\theta \perp (\tau)}$) сжимающие $\sigma_{\text{тх}}$ вызывают растяжения также значительной величины.

Если на месторождении действуют одновременно γH , $\sigma_{\text{тх}}$, $\sigma_{\text{ты}}$, то для определения напряжений в интересующей точке необходимо воспользоваться методом суперпозиции, соответственно по линиям Oy и Ox :

$$\begin{aligned}\sigma_{\theta x} &= \sigma_{\text{тх}} K_{\theta \parallel (\text{тх})} + \sigma_{\text{ты}} K_{\theta \perp (\text{ты})} + \gamma H K_{\theta}, \\ \sigma_{\theta y} &= \sigma_{\text{тх}} K_{\theta \perp (\text{тх})} + \sigma_{\text{ты}} K_{\theta \parallel (\text{ты})} + \gamma H K_{\theta}.\end{aligned}$$

На рис. 3 приведены графики коэффициентов концентрации в радиальном направлении по склону борта.

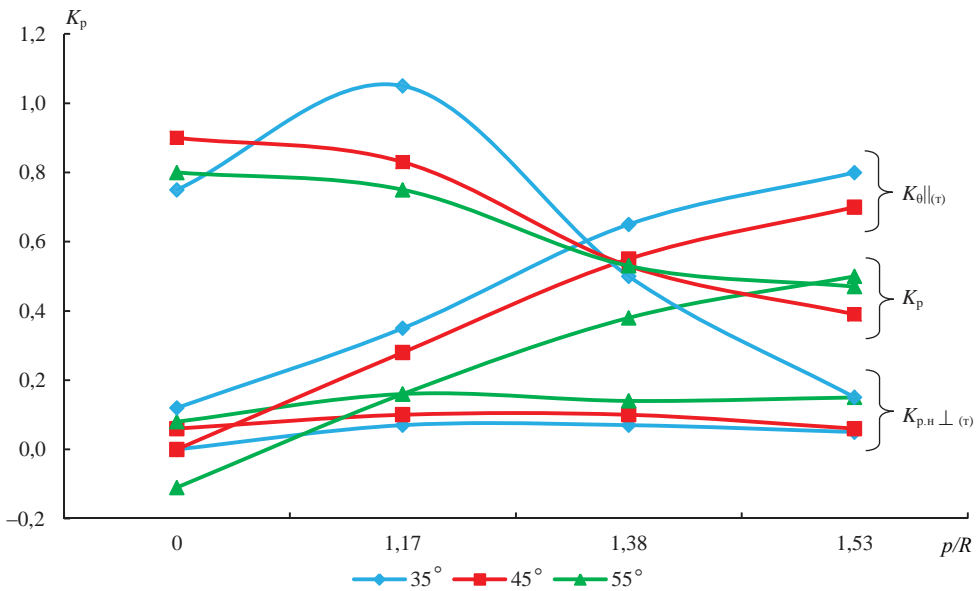


Рис. 5. Графики коэффициентов концентрации радиальных напряжений по поверхности
Fig. 5. The graphs of radial stresses concentration coefficients along the surface

Из рис. 3 видно, что максимальную величину имеют $K_{p,н}$ от γH , и тем больше, чем круче борт и ближе ко дну. Величина напряжений при $H = 300\text{--}700$ м у поверхности может достигать 10–25 МПа, и это в зоне, где первоначальные напряжения не превышали 1–4 МПа.

Коэффициенты концентрации от $\sigma_{\text{т}}$ $K_{p,н \parallel (\tau)}$ тем больше, чем положе карьер. Суммарные напряжения можно найти по формулам соответственно по линиям Ox и Oy :

$$\begin{aligned}\sigma_{Hx} &= \sigma_{\text{тх}} K_{p,н \parallel (\text{тх})} + \sigma_{\text{ты}} K_{p,н \perp (\text{тх})} + \gamma H K_{p,н}, \\ \sigma_{Hy} &= \sigma_{\text{тх}} K_{p,н \perp (\text{тх})} + \sigma_{\text{ты}} K_{p,н \parallel (\text{тх})} + \gamma H K_{p,н}.\end{aligned}$$

На поверхности в прибортовой зоне карьера значительных величин достигают $K_{\theta \parallel (\tau)}$ (рис. 4), и тем больше, чем ближе к борту и больше α_6 , а также K_p (рис. 5), но здесь большие значения соответствуют меньшим α_6 (R – радиус карьера у поверх-

ности, m ; p – расстояние от края карьера до точки определения величины напряжения в массиве, m).

Анализ коэффициентов концентрации показывает, что при действии только γH как радиальные, так и тангенциальные сжимающие напряжения достигают своего максимума в придонной части борта круглого карьера и тем больше, чем круче борт и глубже карьер. Величина радиального сжатия у поверхности при глубине карьера $H_k > 300$ м может быть более 15 МПа, а тангенциального – более 3 МПа, где уровень первоначальных напряжений был примерно равен 2 МПа. Это одна из основных причин закола бортов.

Наличие тектонической составляющей первоначальных напряжений резко увеличивает величину тангенциальных и радиальных напряжений. В табл. 2 приведены напряжения в борту у поверхности (числитель) и у дна (знаменатель) при совместном действии гравитационно-тектонических напряжений в карьере глубиной 500 м.

Таблица 2. Напряжения в бортах карьера округлой формы
Table 2. Stresses at the edges of circular open pits

σ	При $\sigma_T = -45$ МПа α_6 , град			При $\sigma_T = -10$ МПа α_6 , град		
	35	45	55	35	45	55
σ_θ	-54/-99	-54/-99	-54/-100	-12/-26	-12/-26	-12/-25
σ_n	-24/-85	-18/-81	-10/-76	-20/-36	-18/-39	-14/-42

При действии первоначальных гравитационно-тектонических напряжений σ_T в борту карьера величины горизонтальных (тангенциальных) напряжений σ_θ и горизонтальных тектонических напряжений σ_T у его дна практически не зависят от угла погашения борта. У поверхности величина σ_θ в 2 раза меньше, чем у дна, при любых значениях σ_T . Напряжение σ_T у поверхности уменьшается в 1,5–2,5 раза по мере увеличения угла погашения борта.

Область применения результатов. Практическое применение представляется в использовании выявленных зависимостей коэффициентов концентрации напряжений в приповерхностном слое бортов карьеров и дневной поверхности для относительных величин параметров карьеров с целью определения НДС карьеров любых размеров и углов наклона бортов.

Выводы. При действии только γH как радиальные, так и тангенциальные сжимающие напряжения достигают своего максимума в придонной части борта круглого карьера и в основном тем больше, чем круче борт и глубже карьер.

Наличие тектонической составляющей первоначальных напряжений резко увеличивает величину тангенциальных и радиальных напряжений.

При действии первоначальных гравитационно-тектонических напряжений в борту карьера величины горизонтальных (тангенциальных) напряжений и горизонтальных тектонических напряжений у его дна практически не зависят от угла погашения борта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В. Деформирование и разрушение породных массивов. М.: Недра, 1988. 270 с.
2. Бежавски З. Управление горным давлением. М.: Мир, 1990. 254 с.
3. Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ. М.: МГГУ, 2003. 473 с.
4. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М.: Недра, 1982. 279 с.
5. Оника С. Г. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. Минск: БНТУ, 2005. 58 с.

6. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2001. 335 с.
7. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Огни, 1987. 527 с.
8. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. М.: Мир, 1979. 392 с.
9. Зенкевич О. С. Метод конечных элементов в технике / пер. с англ. М.: Мир, 1975. 543 с.
10. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы / пер. с англ. М.: Мир, 1984. С. 28–76.
11. Амусин Б. З., Фадеев А. Б. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики. М.: Недра, 1975. 142 с.
12. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. 221 с.

Поступила в редакцию 27 апреля 2018 года

Зубков А. В., Смирнов О. Ю. Результаты исследования условий отработки открытым способом крутопадающих мощных рудных тел // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 5–13.

Сведения об авторах:

Зубков Альберт Васильевич – доктор технических наук, главный научный сотрудник Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук. E-mail: stress.igd@mail.ru
Смирнов Олег Юрьевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук. E-mail: stress.igd@mail.ru

FORMING OPEN PIT TRANSPORT SYSTEMS WITH THE ACCOUNT OF ADAPTATION TO CHANGING EXCAVATION CONDITIONS OF DEEP COMPLEX STRUCTURED DEPOSITS

Zubkov A. V.¹, Smirnov O. Yu.¹

¹ Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

Research aim. When calculating the stability of edges and separate benches, significant attention is given to the study of rocks properties, their position conditions, tectonic disturbance of a mass, and other indices, by which the strength of a mass in general is estimated. The results of a scientific-research work are presented, which has been fulfilled to examine the opencast mining conditions of steeply pitching thick ore bodies at gold ore fields, copper-pyrite deposits, and iron-ore deposits mined with circular open pits.

Research methodology. In order to discover regularities in the edges stress-strained state (SSS) formation, three-dimensional problems have been solved. As a result of calculations stresses σ_x , σ_y , σ_{xz} have been discovered. On the basis of these results, stresses concentration coefficients nomograms at the near-surface layer of open pits edges and daylight surface have been built for open pits parameters relative values. It makes it possible to determine SSS of open pits of any sizes and edge inclination angles.

Results analysis. It has been stated that under the action of original gravitational and tectonic stresses within the edge of an open pit, the values of horizontal (tangential) stresses and horizontal tectonic stresses near its bottom doesn't depend on the angle of the edge overall angle.

Conclusions. Practical use takes the form of applying the discovered regularities in stresses concentration coefficients at the near-surface layer of open pits edges and daylight surface for open pits parameters relative values in order to determine SSS of open pits of any size and edge inclination angles.

Key words: geomechanical conditions; stress field; gravitational stresses; tectonic stresses; concentration coefficient; ore bodies morphology; strength properties.

Research has been carried out under the government contract concerning scientific research 0405-2018-0003.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-5-13

REFERENCES

1. Baklashov I. V. [Deformation and destruction of rock massifs]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 270 p.
2. Beniavski Z. [Rock pressure management]. Moscow, Mir Publ., 1990. 254 p.
3. Gal'perin A. M. [Geomechanics of opencast mining]. Moscow, MSMU Publ., 2003. 473 p.
4. Khokhriakov V. S. [Opencast mining of mineral deposits]. Moscow, Nedra Publ., 1982. 279 p.
5. Onika S. G. [Stability of edges and dumps]. Minsk, BNTU Publ., 2005. 58 p.
6. Zubkov A. V. [Geomechanics and geotechnology]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 2001. 335 p.
7. [The finite element method in geomechanics]. Moscow, Ognii Publ., 1987. 527 p. (In Russ.)
8. Segerlind L. [Application of the finite element method] Moscow, Mir, 1979. 392 p.
9. Zenkevich O. S. [The finite element method in engineering. Translation from English]. Moscow, Mir Publ., 1975. 543 p.

10. Gallager R. [The finite element method. Basics. Translation from English]. Moscow, Mir Publ., 1984, pp. 28–76.
11. Amusin B. Z., Fadeev A. B. [The finite element method when solving the problems of mining geomechanics]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 142 p.
12. Fadeev A. B. [The finite element method in geomechanics]. Moscow, Nedra Publ., 1987. 221 p.

Information about authors

Zubkov Al'bert Vasil'evich – Doctor of Engineering Science, leading researcher of the Institute of Mining of the Ural Branch of RAS. E-mail: stress.igd @ mail.ru

Smirnov Oleg Iur'evich – Candidate of Engineering Science, senior researcher of the Institute of Mining of the Ural Branch of RAS. E-mail: stress.igd @ mail.ru

ПЕРСПЕКТИВЫ И ВОЗМОЖНОСТИ БЕЗЛЮДНОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ

МАХНО Д. Е.¹, АВДЕЕВ А. Н.², ПЕРФИЛЬЕВ В. А.¹

¹ Иркутский национальный исследовательский технический университет
(Россия, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83)

² Институт горного дела Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58)

Введение. В условиях выемки весьма тонких пластов технология отработки с использованием механизированных крепей практически исключает возможность поддержания требуемых габаритов для прохода (пролаза) людей. Технология выемки требует принципиально нового подхода, исключающего применение крепления. В этих условиях технология ведения работ основана на поддержании предельных обнажений выработанного пространства, исключая возможность применения механизированных крепей. Управление кровлей сводится к удержанию кровли на цепиках, что влечет за собой потери полезного ископаемого при выемке угля либо при предварительной нарезке выемочной камеры и подготовке камер буровой техникой. Это влечет за собой особые требования к технике, которая должна обеспечивать направление буровых скважин в зависимости от горно-геологических условий разработки. Потери полезного ископаемого могут достигать более 20–30 % от суммарного уровня запасов.

Анализ технологий выемки угля. Анализируются возможные пути развития технологии безлюдной выемки угля: создание облегченных крепей (отпускные крепи, пневматические перекрытия); отработка тонких пластов комплексами типа БУГ-2, КМД, угольными пилами, универсальными комплексами типа КГРП; отработка залежи гидромонитором.

Выводы. Рассмотренные технические решения наиболее технологичны и поэтому представляются самыми перспективными при отработке тонких пластов в условиях стесненности горных работ в очистном пространстве. Их применение существенно повысит безопасность и эффективность отработки угольных месторождений, позволит обрабатывать забалансовые запасы угольных шахт.

Ключевые слова: безлюдная выемка угля; комплексная механизация; угольные месторождения.

Введение. Безлюдная выемка угля предполагает вывод людей из очистного пространства наиболее опасной зоны технологического цикла, подверженной повышенной вероятности взрыва пыли, газа, внезапных выбросов угля и газа. Несмотря на то что в очистном забое занято не более 30 % от общего объема трудоемкости горных работ, значимость их резко возрастает, особенно с уменьшением мощности разрабатываемого пласта. В последние годы снижение трудоемкости отработки тонких пластов частично решается за счет автоматизации горных работ на базе применения средств комплексной механизации. Стесненность условий и высокий уровень газоносности пластов не всегда обеспечивают достижение поставленной цели. В этих условиях необходим принципиально новый подход к технологии выемки тонких и весьма тонких пластов. Решения видятся при переходе на принципиально новую технологию – технологию безлюдной выемки угля.

Традиционной технологией отработки тонких пластов является применение комплексной механизации на базе выемочных машин (комбайны, струг), механизированной крепи, скребкового конвейера и перегружателя. В наборе перечисленных технических средств на металлоемкость механизированной крепи приходится до 90–95 % от общей тяжести оборудования. Это влечет за собой повышенную трудоемкость и стоимость обслуживания этой техники. Общая тен-

денция увеличения длины лавы с целью сокращения затрат на концевые операции влечет за собой дополнительное увеличение этих затрат. Переход на автоматический режим управления оборудованием требует особых горно-геологических условий, связан с дополнительными затратами и не всегда отвечает требованиям рентабельности [1–8]. Сокращение технологических затрат видится в уменьшении расходов на крепление и управление кровлей в целом. В этом направлении и идет поиск решений, принципиально новых технологий, основанных на технологии безлюдной выемки угля.

Так, в последние годы наметились пути создания крепей облегченной конструкции. Имеется первый опыт испытания опускных крепей, пневматических перекрытий, работы без крепления забоя с удержанием кровли на целиках либо специальных конструкциях. Во всех вариантах резко снижаются затраты на крепление и управление кровлей либо создаются условия для полного вывода людей из очистного пространства. Рассмотрим основные варианты этих решений.

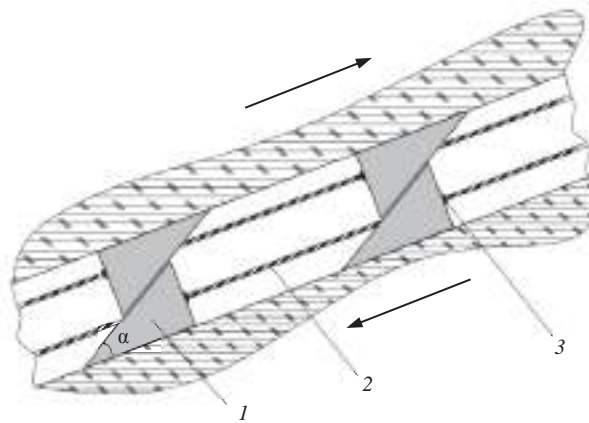


Рис. 1. Опускная крепь для тонких пластов:

1 – распорные блоки крепи; 2 – металлические тросы; 3 – стопоры

Fig. 1. Lowered support for thin beds:

1 – strut support blocks; 2 – metal reinforced cables; 3 – locks

Анализ технологий безлюдной выемки угля. Опускные крепи. Гирлянда опускных крепей (рис. 1), состоящая из треугольных блоков, скрепленных стальными канатами, протягивается вдоль забоя и расклинивается между почвой и кровлей пласта. Расклиниванием блоков обеспечивается предварительный распор крепи. Интервал установки крепи соответствует ожидаемому шагу обрушения кровли. Установка крепи производится дистанционно со штреков. Блоки изготавливаются на цементной основе или основе из деревянных брусьев. Шаг установки крепи подбирается исходя из устойчивости обнажений боковых пород. Опускные крепи рассчитаны на отработку весьма тонких пластов и не требуют присутствия людей в очистном забое. Углом конусности регулируется режим работы крепи.

Пневматические перекрытия. Облегченные конструкции пневматических опускных крепей (ДО-06; ДО-08) и пневматических костров (6ПМ) представлены в табл. 1 и 2 [9].

Работа тонкостенных надувных конструкций обеспечена за счет большой площади распора при стандартном давлении компрессора. Передвижение крепи вслед за забоем обеспечено при разгрузке пневматических конструкций. Костры легко передвигаются за счет простых тяговых средств с дистанционным управлением движением конструкций.

Наиболее простыми, отвечающими требованиям безлюдной выемки угля являются технологии обработки тонких пластов комплексами типа КМД, угольными пилами, а также более универсальными комплексами типа КГРП.

Бурошнековая выемка (БУГ-2; БШУ) применяется для выемки весьма тонких пластов (рис. 2). Под бурошнековым способом выемки понимают разработку пологих угольных пластов без крепления и присутствия людей в очистном забое. Выемка происходит путем последовательного бурения скважин (диаметром несколько меньшим, чем мощность пласта), отделенных одна от другой угольными целиками, неизвлекаемыми или извлекаемыми частично. Нарезается столб угля шириной 100–300 м. Бурение может осуществляться с конвейерного штрека при одностороннем способе, с конвейерного и вентиляционного одновременно навстречу друг другу. Также возможно выбуривание с конвейерного штрека в обе стороны. Диаметр буровых коронок может достигать 800 мм и более.

Таблица 1. Длинномерные оболочки
Table 1. Long shells

Показатель	ДО-06	ДО-08
Раздвижность (мощность пласта), м	0,2–0,5	0,2–0,7
Длина крепи (оболочки), м	11,0	11,0
Давление сжатого воздуха, МПа	Не более 0,3	Не более 0,2
Усилие распора крепи, кН	1800	1800

Бурошнековая установка имеет два буровых става, которые вращаются в разные стороны. За один проход бурения прямым ходом выбуривается две скважины диаметром по 800 мм. Возможно бурение прямым ходом скважин меньшего диаметра, а при обратном ходе устанавливаются расширители и скважины разбуриваются до большего диаметра. При обратном ходе происходит расширение скважин [10].

Таблица 2. Костры пневматические
Table 2. Pneumatic chocks

Показатель	6ПМ-2	6ПМ-3	6ПМ-4
Диапазон раздвижности (мощность пласта), м	0,4–0,7	0,6–1,0	0,8–1,2
Давление воздуха, МПа	0,3–0,5	0,3–0,6	0,3–0,5
Усилие распора, кН	100–250	100–300	100–300
Масса костра, кг	50	70	90

Установка БУГ перемещается вдоль забоя по рельсовому пути. Выемка угля – камерами с управлением кровлей удержанием на целиках, оставляемых в пределах устойчивости обнажений. В 1968 г. была выпущена опытная партия машин БУГ-2 в количестве 6 установок. В последующем идея установки была реализована в технике типа КГРП (комплекс глубокой разработки пластов) рядом зарубежных фирм. Установка предназначена для обработки камер мощностью до 4 м с управлением кровлей удержанием на целиках в пределах допустимых обнажений кровли.

Комплекс КМД (рис. 3) также реализует принцип камерно-столбовой системы разработки, но с уменьшением уровня потерь полезного ископаемого. Обработка производится в две стадии. Первоначально снизу вверх проводится камера. При обратном движении бурового става камера расширяется до предельно допусти-

мых обнажений с оставлением целиков. Возможна закладка первоначальной камеры породой, в последующем играющей роль охранной бутовой полосы. В этом случае сокращаются потери полезного ископаемого.

Выемка с гидромонитором. В условиях гидрошахт возможна обработка залежи гидромонитором в пределах допустимых обнажений кровли пласта.

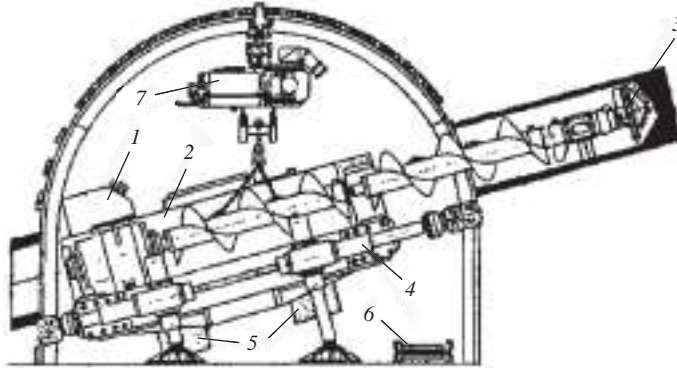


Рис. 2. Бурошнековая установка БШУ:

1 – пульт управления; 2 – секция шнекового бура; 3 – буровая коронка;
4 – распорные гидродомкраты; 5 – гусеничные траки ходовой части машины;
6 – конвейер; 7 – монорельсовый гидравлический подъемник

Fig. 2. Auger drilling plant BShU:

1 – remote control; 2 – auger drill section; 3 – drilling bit; 4 – strut hydraulic jacks;
5 – chain tracks of machine's running gear; 6 – conveyor; 7 – monorail hydraulic elevator

Выемка угля гидромонитором с последующим транспортом водой существенно упрощает технологию ведения горных работ. Это способствует росту производительности. Так, в 1980-е гг. на шахте «Юбилейная» три бригады добились выработки по 1 млн т угля в год.

Угольные пилы (рис. 4) имеют исполнительный орган в виде каната (диаметр 16–18 мм) или корабельной цепи с насаженными на них через каждые 0,77–1 м, зафиксированными стопорными болтами, фрезами (10–12 штук) с зубьями, армированными пластинами из твердых сплавов (цепной фрагмент исполнительного органа при помощи втулок на концах соединяется со стальными канатами); привод, сообщающий пиле возвратно-поступательное движение и осуществляющий одновременно ее подачу на забой; направляющие блоки, устанавливаемые в вентиляционном штреке у устья скважин.

Исполнительный орган угольной пилы располагают у почвы пласта. Выемка коротких столбов (полос) наклонной высотой 30–60 м, шириной 4–15 м ведется по восстанию с магазинированием угля или без него. Управление кровлей – обычно обрушением на целики.

Угольные пилы – наиболее простой вариант выемки пластов крутого падения [11, 12]. Здесь нет ограничений в мощности пластов и в амплитуде ее колеба-



Рис. 3. Комплекс КМД-2 с пневмоприводом
Fig. 3. KMD-2 complex with pneumatic drive

ния. Сложности возникают лишь с направленностью буримых скважин, от которых зависит уровень потерь полезного ископаемого. Первоначально идет подготовка выемочных камер в пределах допустимых обнажений, затем – подрубка, она же выемка угля. Профиль пилы обеспечивает подрубку пласта по почве с обрушением верхней пачки угля. В условиях повышенной мощности пласта применяется пила пространственной конструкции. В зоне сопряжения со штреком канаты пилы сопровождаются направляющими рамками, которые контролируют направленность движения тяговых органов.

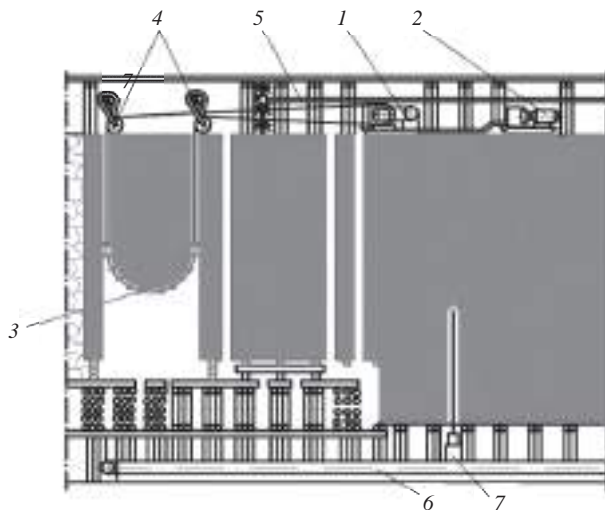


Рис. 4. Угольные пилы:

1 – привод; 2 – насосная станция; 3 – исполнительный орган пилы;
4 – направляющие блоки; 5 – оросительная установка; 6 – скребко-
вый конвейер; 7 – буровой станок

Fig. 4. Coal saws:

1 – drive; 2 – pumping plant; 3 – saw's executive device; 4 – lead blocks;
5 – irrigation plant; 6 – flight conveyor; 7 – drilling rigs

Установка КГРП. К сожалению, описанные конструкции средств механизации в силу малой производительности находят применение лишь в единичных вариантах. В промышленных масштабах эта идея применяется в комплексах типа КГРП и их разновидностях. Комплексы типа The Thin Seam Miner [4] работают по принципу *бурение–извлечение*. Выпущено 85 комплектов, успешно работающих в России, Индии, Индонезии. Современные модели РТП рассчитаны на отработку угольных пластов мощностью 1,11–4,8 м с углами залегания пласта до 25°, а также пластов большей мощности с углами залегания 50°–90°. Режущий модуль комплекса врезается в глубь пласта на расстояние до 300 м. Крутопадающие пласты отрабатываются вдоль простирания. Комплекс КГРП перемещается по траншее на гусеничных тележках, наращиваемая стрела – она же шнековый конвейер – транспортирует уголь до места перегрузки. Возможна загрузка непосредственно в транспортное средство вертикальным конвейером. Секции стрелы длиной 6,1 м. Установка работает от дизельного или электрического привода. Управление кровлей посредством удержания на целиках. Производительность комплекса – 600 тыс. т в год. Общий объем добычи угля с применением РТП в США в 2015 г. составил 30 млн т в год. Комплекс КГРП успешно работает на шахте «Распадская» [4].

Установка КГРП представляет собой комбайн с телескопическим рабочим органом. Выбуривание пласта производится с выработанного участка разреза длиной до 300 м на ширину рабочего органа. Между столбами вынутаго угля оставляются целики. Выемка производится без присутствия людей в забое. За процессом ведется наблюдение при помощи датчиков и видеокамер, установленных на рабочем органе.

Выводы. Реализация технических решений безлюдной выемки угля в промышленных масштабах подтверждает актуальность изыскания новых направлений исследований. Такие решения могут быть основаны на подземной газификации и выжигании угля, химико-биологических и других методах и способах добычи полезных ископаемых, исключая необходимость присутствия людей в очистном пространстве.

Разнообразие технических средств безлюдной выемки угля, основанных на исключении из технологической цепочки наиболее трудоемкой операции – крепления забоя, подтверждает актуальность поиска решений. Это подтверждается широким применением комплексов типа КГРП, а также другими решениями, исключающими возможность и необходимость нахождения людей в очистном пространстве [6, 7].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Махно Д. Е. Перспективы развития средств комплексной механизации очистных работ на пластах крутого падения // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 7. С. 4–8.
2. Чернегов Ю. А. Нетрадиционные решения в горной промышленности. М.: Недра, 1991. 331 с.
3. Угольная промышленность за рубежом / В. Е. Зайденварг [и др.]. М.: Горная промышленность, 1993. 389 с.
4. Махно Д. Е. Горные машины и оборудование (для подземных работ). Иркутск: ИрГТУ, 2004. 240 с.
5. Махно Д. Е. Проблемы комплексной механизации горных работ при подземной технологии выемки: монография. Иркутск: ИрГТУ, 2013. 134 с.
6. Нецветаев А. Г., Григорян А. А., Пружина Д. И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // Горная промышленность. 2015. № 4. С. 87–93.
7. Garty G. Litvinsky. Problem eksploatacji cienkich pokladow w ukrainkich kopalniach wengla kamiennogo Zaglebja Donieckiego // Proceeding of the School of Underground Mining-2002: International Mining Forum, Polish Academy of Science. Krakow: Nauka-Technika, 2002. P. 347–363.
8. Грищенко А. Н. Проблемы эргономики при организации и ведении работ на тонких пластах угля // Уголь Украины. 2000. № 1. С. 32–34.
9. Машины для угольной промышленности: справочник / В. Н. Хоронин [и др.]. М.: Недра, 1968. 299 с.
10. Выемка угля безлюдными способами / А. Е. Левкович [и др.]. Киев: Техника, 1992. 214 с.
11. Буденный М. М., Чижиков Н. В., Солдатов А. И., Малакей А. Н., Репетенко М. В. Бурошнковая добыча угля на шахтах Украины // Горные машины. 2003. № 10. С. 2–4.
12. Нецветаев А. Г., Григорян А. А., Пружина Д. И. Оборудование и технология для безлюдной добычи угля из-под бортов открытых разработок // Уголь. 2015. № 10. С. 36–40.

Поступила в редакцию 27 апреля 2018 года

Махно Д. Е., Авдеев А. Н., Перфильев В. А. Перспективы и возможности безлюдной выемки угля // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 14–20.

Сведения об авторах:

Махно Дмитрий Евсеевич – доктор технических наук, профессор, научный консультант института недропользования Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: makhno@istu.edu

Авдеев Аркадий Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления Института горного дела Уральского отделения РАН. E-mail: avdeev0706@mail.ru

Перфильев Виталий Андреевич – аспирант кафедры горных машин и электромеханических систем Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: capral98@mail.ru

PROSPECTS AND POSSIBILITIES OF MANLESS COAL WINNING

Makhno D. E.¹, Avdeev A. N.¹, Perfil'ev V. A.¹

¹ Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia.

Introduction. In conditions of rather thin beds excavation, mining technology with the use of mechanized supports almost excludes the possibility to maintain required dimensions for people passing (climbing) through. The technology of winning requires brand new approach excluding the use of support. In these conditions the technology of operations is based on maintaining ultimate uncovering of the mined-out area excluding the possibility of applying mechanized supports. Roof control reduces to keeping roof on pillars which leads to mineral loss under coal winning or under extraction chamber primary mining, and chambers development with drilling equipment. It results in some requirements to equipment which must direct the borehole depending on mining-geological conditions of excavation. Mineral loss can reach more than 20–30% of total reserves.

Analysis of coal winning technology. Possible ways of developing the technology of manless coal winning are analyzed: creation of lightened supports (lowered supports, pneumatic floors), thin beds mining with complexes BUG-2, KMD, coal saws, universal complexes of KGRP type, and deposit mining with a hydromonitor.

Conclusions. The examined engineering solutions are more technological and therefore turn out to be the most prospective when mining thin beds in the conditions of the lack of space in the stope. Their use will significantly improve security and effectiveness of coal deposits mining, and will make it possible to coal mines total resources.

Key words: manless coal winning; complex mechanization; coal deposits.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-14-20

REFERENCES

1. Makhno D. E. [Future development of stoping complex mechanization techniques at steeply pitching beds]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 7, pp. 4–8. (In Russ.)
2. Chernegov Iu. A. [Unconventional solutions in mining industry]. Moscow, Nedra Publ., 1991. 331 p.
3. Zaidenvarg V. E., and others. [Mining industry abroad]. Moscow, Gornaia promyshlennost' Publ., 1993. 389 p.
4. Makhno D. E. [Mining machines and equipment (for underground works)]. Irkutsk, ISTU Publ., 2004. 240 p.
5. Makhno D. E. [Problems of integrated mechanization of mining operations in underground winning technology]. Irkutsk, IrSTU Publ., 2013. 134 p.
6. Netsvetaev A. G., Grigorian A. A., Pruzhina D. I. [The development of manless coal winning with the use of KGRP complexes]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry*, 2015, no. 4, pp. 87–93. (In Russ.)
7. Garry G. Litvinsky. Problem eksploatacji cienkich pokladow w ukraińskich kopalniach węgla kamiennogo Zaglebja Donieckiego. *Proceeding of the School of Underground Mining-2002: International Mining Forum, Polish Academy of Science*. Krakow, Nauka-Technika Publ., 2002, pp. 347–363.
8. Grishchenko A. N. [Problems of human factors and ergonomics when organizing and carrying out works at thin coal beds]. *Ugol' Ukrainy – Coal of the Ukraine*, 2000, no. 1, pp. 32–34. (In Russ.)
9. Khoronin V. N., and others. [Reference Book "Machines for Coal Industry"]. Moscow, Nedra Publ., 1968. 299 p.
10. Levkovich A. E., and others. [Coal winning with the use of manless methods]. Kiev, Tekhnika Publ., 1992. 214 p.
11. Budennyi M. M., Chizhikov N. V., Soldatov A. I., Malakei A. N., Repetenko M. V. [Auger drilling coal mining at the shafts of the Ukraine]. *Gornye mashiny – Mining Machines*, 2003, no. 10, pp. 2–4. (In Russ.)
12. Netsvetaev A. G., Grigorian A. A., Pruzhina D. I. [Equipments and technology for manless coal mining from under the edges of open works]. *Ugol' – Coal*, 2015, no. 10, pp. 36–40. (In Russ.)

Information about authors

Makhno Dmitrii Evseevich – Doctor of Engineering Science, Professor, scientific advisor of the Institute of Subsoil, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: makhno@istu.edu

Avdeev Arkadii Nikolaevich – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: avdeev0706@mail.ru

Perfil'ev Vitalii Andreevich – PhD student, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: capra198@mail.ru

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН В ИСТОЩЕННЫХ ПЛАСТАХ

РАСУЛОВ С. Р.¹, МАМЕДОВ А. С.¹, ЗЕЙНАЛОВ Н. Э.¹

¹ Азербайджанский государственный университет нефти и промышленности
(Азербайджан, г. Баку, пр. Азадлыг, 34)

Цель работы. Разработка и исследование основных показателей специального, содержащего микропузырьки, бурового раствора для борьбы с поглощениями при бурении в истощенных пластах с аномально низким пластовым давлением.

Методика проведения исследований. Приготовление растворов осуществлено по РД 39-00147001-773-2004 «Методика контроля параметров буровых растворов».

Результаты. Проведенные исследования показывают, что плотность разработанного нового типа бурового раствора регулируется в широком диапазоне и обладает высоким ингибирующим свойством.

Анализ и обсуждение. Показано, что для извлечения оставшихся в пласте более 60 % общего запаса нефти необходимо бурить новые скважины. Поскольку на старых площадях нефтяные пласты истощены, при бурении скважин происходит поглощение раствора, иногда полное. Для бурения скважин в таких пластах впервые в республике на базе местного сырья разработан буровой раствор, содержащий микропузырьки, позволяющие снизить плотность раствора до 700 кг/м³.

Область применения результатов. Разработанный буровой раствор можно применять при бурении пластов, имеющих крупные трещины, большие каверны, высокую проницаемость. Раствор обладает высокой удерживающей способностью и транспортными свойствами. Эти показатели крайне эффективны при бурении горизонтальных скважин. Следует отметить, что производственная деятельность предприятия нефтяной промышленности неизбежно связана с техногенным воздействием технологических процессов добычи на объекты природной среды. Поэтому вопросы охраны окружающей среды для отрасли имеют важное значение. Буровой раствор для борьбы с поглощениями при бурении истощенных пластов, содержащий микропузырьки, является экологически чистым.

Выводы. Разработана рецептура бурового раствора, содержащего микропузырьки, для использования при бурении скважин истощенных пластов, склонных к поглощению.

Ключевые слова: буровой раствор; микропузырьки; поглощение; скважина; истощенный пласт; аномальное пластовое давление.

Цель работы. Разработка и исследование основных показателей специально-го, содержащего микропузырьки, бурового раствора для борьбы с поглощениями при бурении в истощенных, с низким давлением пластах является основной целью рассматриваемой работы.

Многие нефтяные месторождения ПО «Азнефть», в том числе пласты Апшеронского полуострова, истощены и находятся на поздней стадии разработки. Хотя из этих месторождений на сегодня извлечено более 1 млрд т нефти, это составляет всего 40 % от общего запаса. Остальные 60 % нефти остаются в недрах [1].

Для извлечения нефти из истощенных пластов, присущих многим месторождениям на поздней стадии разработки, более доступным и эффективным является бурение добывающих скважин. Однако нередко это оказывается нерентабельным. Основной причиной является то, что забойное давление значительно превосходит пластовое давление, поэтому бурение сопровождается частичными, а иногда и полными поглощениями. Поглощение бурового раствора, как правило,

всегда требует высоких затрат на его устранение. Кроме того, загрязняются продуктивные коллекторы. Нередко коллекторы загрязняются настолько, что восстановить их начальные показатели не представляется возможным [2, 8, 9].

Другими причинами поглощения бурового раствора могут быть крупные трещины в пласте, большие каверны, высокая проницаемость и т. д. Поглощение бурового раствора вызывает разные виды осложнений, таких как обваливание ствола скважины, прихват бурильного инструмента, заколонное нефтегазопроявление [4, 12]. Затраты на устранение каждой из этих проблем чрезвычайно высоки. Другой, более сложной проблемой является нарушение экологического равновесия в районах бурения.

Следует отметить, что производственная деятельность предприятия нефтяной промышленности неизбежно связана с техногенным воздействием технологических процессов добычи на объекты природной среды, поэтому вопросы охраны окружающей среды имеют для отрасли важное значение. Немалую роль в негативном влиянии на природную среду играют процессы строительства скважин, особенно в истощенных зонах, присущих многим месторождениям на поздней стадии разработки. Отличительной особенностью такого воздействия процессов бурения является высокая интенсивность и кратковременность формирования значительных техногенных нагрузок на объекты гидро-, лито- и биосферы, которые нередко превышают пороговые нагрузки, вызывая не только нарушение экологического равновесия в районах бурения, но и деградацию отдельных компонентов природной среды. В процессе бурения на Апшеронском полуострове были случаи, когда поглощенный буровой раствор просачивался на соседние эксплуатируемые скважины с тяжелыми последствиями.

Опыт бурения скважин на таких площадях показывает, что основной причиной поглощений и дифференциальных прихватов является чрезмерно избыточное забойное давление, создаваемое буровым раствором.

Методика проведения исследований. На практике для бурения скважин в истощенных пластах с низким пластовым давлением используются азрированные буровые растворы [3, 4, 5, 12]. Однако при этом возникает ряд трудностей. Так, оборудование, необходимое для работы с азрированными буровыми растворами бурения в несбалансированных условиях, т. е. когда забойное давление ниже пластового, часто оказывается неприемлемо дорогим. Кроме того, этот способ бурения может не обеспечить гидростатическое давление, необходимое для надежной стабилизации формаций с нормальным поровым давлением выше коллектора [4, 10, 11].

В процессе бурения более доступным и легко осуществимым способом предотвращения поглощения бурового раствора является введение в буровой раствор различных наполнителей, таких как опилки, резиновая крошка, волокнистые материалы и т. д. Однако все это эффективно для ликвидации поглощений в отдельных интервалах. В таких случаях буровые растворы становятся непригодными для массового бурения, т. е. параметры раствора сильно отличаются от пригодных для бурения скважин. При этом ухудшается работа забойных двигателей из-за забивания фильтров, становится практически невозможной работа телеметрической системы, система очистки бурового раствора полностью отключается. Кроме того, кольматационный экран формируется в основном не внутри пласта, а на стенке скважины, поэтому он неустойчив к механическим воздействиям. При проработке пробуренных интервалов происходит разрушение кольматационного экрана, и поглощение возобновляется.

Как отмечено ранее, лучшим способом бурения скважин в истощенных поглощающих зонах является применение бурового раствора, содержащего микропузырьки [4, 6]. Обычно буровой раствор такого типа получают введением в цирку-

лирующий раствор поверхностно активных веществ (ПАВ). Для повышения эффективности бурового раствора, т. е. с целью улучшения структурно-реологических, фильтрационных и др. показателей раствора, авторами разработан новый вид бурового раствора, содержащий продукт, синтезированный из отходов, образующихся при производстве нафтеновых кислот.

Так, при производстве нафтеновых кислот образуется густая, но текущая и кислая водонерастворимая масса. После сульфирования этой массы она становится водорастворимой. Концентрация водного раствора должна быть не более 30 %.

В первых сериях опытов изучалась разжижающая способность нового, содержащего микропузырьки бурового раствора, условно названного МПО (микропузырьки образующий раствор).

Следует отметить, что реагент из кубовых остатков нафтеновых кислот в буровом растворе в некоторой степени образует микропузырьки и положительно влияет на основные показатели раствора. Для повышения основных показателей бурового раствора, особенно в солевых средах, авторами была использована комбинация сульфированного остатка нафтеновых кислот SONK (сульфированный остаток нафтеновых кислот) с модифицированным феррохромлигносульфатным полимером (MLSP-R) в соотношениях 25 : 75; 50 : 50; 75 : 25 соответственно. Методика приготовления растворов и проведения исследований соответствует РД 39–00147001–773–2004 «Методика контроля параметров буровых растворов». В данной работе излагается влияние комбинации реагентов с соотношением 75 % SONK и 25 % MLSP-R. Концентрации водных растворов реагентов были одинаковыми – 28 %.

Результаты. В первых сериях опыты проводились с нестабилизированной суспензией, приготовленной из бентонитовой глины (табл. 1). В опытах изучались влияние реагента – сульфированного отхода нафтеновых кислот, реагента MLSP-R и комбинации реагентов – сульфированного отхода нафтеновой кислоты и MLSP-R при соотношении 75 : 25 соответственно. Опыты показали, что сульфированный отход в чистом виде оказывает существенное влияние на основные показатели раствора.

Так, если исходный раствор из бентонитовой глины с плотностью $\rho = 1060 \text{ кг/м}^3$ имеет показатели $\tau_0 = 144 \text{ дПа}$ и статическое напряжение сдвига $\text{CHC}_{1/10} = 156/171 \text{ дПа}$, то после введения 2 %-го сухого SONK от объема раствора эти показатели существенно уменьшились и составили $\tau_0 = 7 \text{ дПа}$, $\text{CHC}_{1/10} = 64/104 \text{ дПа}$. Повышение содержания реагента в растворе еще больше уменьшило эти показатели. Добавка сульфированного остатка нафтеновых кислот положительно влияет и на фильтрацию раствора (табл. 1).

С целью формирования микропузырьков в раствор добавили 0,1 % от объема раствора ПАВ неионогенного типа. После введения ПАВ раствор перемешивали с высокой скоростью в течение 5 мин. Результаты приведены в табл. 1 (раствор № 6). Как видно, плотность раствора снижается с 1060 кг/м^3 до 898 кг/м^3 . При этом другие показатели, в частности τ_0 и $\text{CHC}_{1/10}$, заметно повышаются, что работает против поглощения раствора.

В опытах изучалась также разжижающая способность нового реагента. Раствор взят непосредственно из бурящейся скважины. Результаты исследований приведены в табл. 2.

Разжижающий эффект реагента, состоящего из комбинации сульфированного остатка нафтеновых кислот и MLSP-R в соотношении 75 : 25 изучался путем прибавления 5 %-го водного раствора в количестве 3, 5, 10 % от объема исходного раствора. Опыты показали, что новый реагент МПО обладает хорошим разжижающим свойством. Так, после добавки в исходный раствор, имеющий показатели

Таблица 1. Влияние комбинации реагентов SONK и MLSP-R на показатели нестабилизированной глинистой суспензии
Table 1. The influence of SONK and MLSP-R reagent combination in the indices of unstabilized clay suspension

Номер	Состав раствора				Параметры растворов						К, мм		
	Бентонит	МПО		ПАВ	ρ , кг/м ³	УВ _{100/200} , с	ϕ , см ³	η , м · Па · с	τ_{0} , дПа	СНС, дПа		рН	
		SONK	MLSP-R							1 мин			10 мин
1	9	–	–	–	1060	25,0	13,0	7	134	156	171	9,0	2,5
2	9	2,00	–	–	1060	21,0	10,0	18	7	64	104	9,1	1,2
3	9	3,00	–	–	1060	21,2	10,5	16	3	28	58	9,2	1,2
4	9	1,50	0,50	–	1060	11,0	10,5	17	18	6	33	9,1	1,2
5	9	2,25	0,75	–	1035	6,8	10,0	12	27	1,5	26	9,2	1,1
6	9	2,25	0,75	0,1	848	20,0	10,0	15	30	30	70	9,1	1,0

Таблица 2. Влияние реагента МПО на разжижающую эффективность стабилизированного бурового раствора
Table 2. The influence of MPO reagent on the diluting effectiveness of stabilized drilling fluid

Номер	Состав раствора				Параметры растворов						К, мм		
	Раствор из буровой	5 %-й разжижитель		ПАВ	ρ , кг/м ³	УВ _{100/200} , с	ϕ , см ³	η , м · Па · с	τ_{0} , дПа	СНС, дПа		рН	
		МПО	ФХЛС							1 мин			10 мин
1	Раствор из буровой	–	–	–	1415	13,8	12,0	14	117	82	122	9,1	2,5
2	То же	3	–	–	1410	11,2	11,0	15	78	37	61	9,1	2,0
3	То же	5	–	–	1405	9,8	10,0	21	30	34	67	9,1	2,0
4	То же	10	–	–	1368	3,2	10,5	21	15	8	24	9,2	2,0
5	То же	5	–	0,10	1264	12,0	–	14	96	52	83	9,1	2,0
6	То же	5	–	0,15	1123	20,0	–	18	130	75	103	9,1	1,5
7	То же	5	5	–	1380	7,2	12,0	21	3	28	58	9,2	2,5

УВ – условная вязкость; ϕ – фильтрация бурового раствора за 30 мин; η – пластическая вязкость раствора; К – толщина глинистой корки; ФХЛС – феррохромлитносульфат.

$\rho = 1415 \text{ кг/м}^3$; $УВ_{100/200} = 13,8 \text{ с}$; $\phi \cong 13,8 \text{ см}^3$; $\eta \cong 14 \text{ мПа} \cdot \text{с}$; $\tau_0 = 117 \text{ дПа}$; $СНС_{1/10} = 82/122 \text{ дПа}$, 3 % по объему раствора из 5 %-го реагента МПО показатели раствора, особенно τ_0 и $СНС_{1/10}$, заметно снизились и составили соответственно 78 и 37/61 дПа. С увеличением содержания разжижителя в растворе эти показатели снизились еще больше. Характерно, что даже при 10 % разжижителя в растворе фильтрация, как правило, не только не увеличивается, а напротив, уменьшается (табл. 2, раствор № 4).

Изучалось также влияние ПАВ на параметры бурового раствора. Показано, что добавка 0,1 % по объему ПАВ снижает плотность исходного раствора с 1415 до 1264 кг/м^3 . Другие параметры раствора, в частности τ_0 и $СНС_{1/10}$, существенно увеличились. Это наглядно показывает, что добавка ПАВ в раствор увеличивает сопротивляемость раствора поглощению. Так, после добавки в исходный раствор (табл. 2, раствор № 3), имеющий $\tau_0 = 30 \text{ дПа}$, $СНС_{1/10} = 34/67$, 0,1 % по объему ПАВ эти показатели повысились и составили $\tau_0 = 46 \text{ дПа}$, $СНС_{1/10} = 52/82 \text{ дПа}$.

С увеличением содержания ПАВ до 0,15 % по объему указанные показатели еще больше увеличились и составили $\tau_0 = 130 \text{ дПа}$, $СНС_{1/10} = 75/103 \text{ дПа}$. При этом плотность раствора (раствор № 3) уменьшилась с 1405 до 1123 кг/м^3 . Увеличился также показатель условной вязкости. Обработка раствора традиционно известным реагентом ФХЛС существенно снижает показатели раствора $УВ$, τ_0 , $СНС_{1/10}$.

Следует отметить, что уменьшение параметров бурового раствора химическими реагентами допустимо, если эти растворы применяются в нормальных условиях. Однако использование таких растворов на истощенных месторождениях, имеющих аномально низкие пластовые давления, неэффективно, так как создаются реальные условия для поглощения раствора в истощенные, высокопроницаемые и трещиноватые пласты.

Анализ и обсуждение. Показано, что для извлечения оставшихся в пласте более 60 % от общего запаса нефти необходимо бурить новые скважины. Поскольку на старых площадях нефтяные пласты истощены, при бурении скважин происходит поглощение раствора, иногда полное. Для бурения скважин в такие пласты впервые в республике, на базе местного сырья разработан буровой раствор, содержащий микропузырьки, позволяющие снизить плотность раствора до 700 кг/м^3 .

Применение нового реагента, созданного на основе сульфированного остатка нафтеновых кислот и модифицированного феррохромлигносульфатного полимера, активизированного поверхностно-активным веществом, обладает высоким синергетическим эффектом и является эффективной разработкой для бурения скважин в истощенных, с низким давлением пластах.

Область применения результатов. Разработанный буровой раствор можно применять при бурении пластов, имеющих крупные трещины, большие каверны, высокую проницаемость. Раствор обладает высокой способностью удерживать частицы выбуренных пород, а также транспортными свойствами. Эти показатели крайне эффективны при бурении горизонтальных скважин.

Следует отметить, что производственная деятельность предприятий нефтяной промышленности неизбежно связана с техногенным воздействием технологических процессов бурения на объекты природной среды. Поэтому вопросы охраны окружающей среды имеют для отрасли важное значение. Разработанный буровой раствор, содержащий микропузырьки, эффективно борется с поглощениями при бурении истощенных пластов и является экологически чистым.

Выводы. В последние годы ПО «Азнефть» увеличило число месторождений, вступающих в позднюю стадию разработки и имеющих низкое и аномально низкое пластовое давление, обусловленное причинами технологического характера. В таких условиях при вскрытии продуктивного пласта особое внимание необхо-

димо уделять процессам, связанным с проникновением фильтрата и, возможно, бурового раствора в пласт, особенно при бурении горизонтальных скважин.

Разработана рецептура бурового раствора, содержащего микропузырьки, для использования при бурении скважин истощенных пластов, склонных к поглощению. Плотность бурового раствора регулируется в широком диапазоне и характеризуется высокой удерживающей и транспортирующей способностью.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юсифзаде Х. Б. Современное состояние нефтяной и газовой промышленности Азербайджана и их дальнейшие перспективы // Азербайджанское нефтяное хозяйство. 2016. № 1. С. 3–9.
2. Исмаилов Ш. И., Исмаилов Ф. А. Разработка диагностической и комплексной характеристики поглощений на месторождении Балаханы // Азербайджанское нефтяное хозяйство. 2000. № 3. С. 19–23.
3. Турицына М. В., Ковалев А. В., Морозов В. А., Телеев Г. Ю., Чернобровин Е. В., Щербак А. А. Газожидкостные промывочные смеси для первичного вскрытия пластов в условиях аномально низких пластовых давлений // Нефтяное хозяйство. 2012. № 9. С. 58–59.
4. Уайт К. К., Честер А. П., Айвек К. Д., Тальберг Л. Ф. Буровой раствор на основе афронов: Новый метод разбуривания истощенных пластов // Нефтегазовые технологии. 2004. № 3. С. 19–23.
5. Гильмутдинов Б. Р., Антипин Ю. В., Шакрисламов А. Г. Применение вспененных ингибирующих композиций при борьбе с осложнениями в скважинах Арланского месторождения // Нефтяное хозяйство. 2009. № 1. С. 66–68.
6. Sebba T. P. Foats and biliquid foams-aphrons. John Niley sons ltd., 1987.
7. Расулов С. Р., Мамедов А. С., Татлыев Х. С., Зейналов Н. Э. Предупреждение поглощений при бурении пластов, осложненных аномально низким пластовым давлением // Ньютоновские системы в нефтегазовой отрасли: матер. Междунар. науч. конф., посвященной 85-летию юбилею акад. Азада Халил оглы Мирзаджанзаде. 21–22 ноября 2013 г. Баку, 2013. С. 207–209.
8. Пеньков А. И., Филиппов Е. Ф., Никитин Б. А. Методы регламентирования свойств буровых растворов для горизонтальных скважин // Вопросы промывки скважин с горизонтальными участками ствола: сб. тр. ин-та ОАО НПО «Бурение». 1998. Вып. 5. С. 9–15.
9. Мыслюк М. А., Салыжин Ю. М., Богославец В. В., Лубан Ю. В. Применение биполимерной системы «Биокар» для вскрытия низкопроницаемых, продуктивных пластов // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2014. № 3. С. 35–39.
10. Browning W. C., Chesser B. G. Polymer polyelectrolyte drilling fluid system // Petrol Technology. 1972. October. P. 1255–1263.
11. Ivan C. D., et al. Chemical and physical characterization of aphron-based drilling fluids. Proc. SPE Annual Techn. Conf. and Exhibition, September 29–October 2. San Antonio, Texas, 2001.
12. Гош У., Брайен А. Батлер, Майк Ф. Адкинз, Джо Р. Марфи. Выбор композиции бурового раствора для вскрытия продуктивного пласта, обеспечивающего высокий дебит глубоководной, горизонтальной скважины // Нефтегазовые технологии. 2002. № 6. С. 32–36.

Поступила в редакцию 11 мая 2018 года

Расулов С. Р., Мамедов А. С., Зейналов Н. Э. Использование поверхностно-активных веществ при бурении скважин в истощенных пластах // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 21–27.

Сведения об авторах:

Расулов Сакит Рауф оглы – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой промышленной безопасности и охраны труда Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: rasulovsakit@gmail.com

Мамедов Анар Сиясет оглы – доцент кафедры промышленной безопасности и охраны труда Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: anar209@mail.ru

Зейналов Наиб Эйнал оглы – доктор технических наук, профессор кафедры промышленной безопасности и охраны труда Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: zeinalov.naib@mail.ru

SURFACE-ACTIVE SUBSTANCES APPLICATION WHEN DRILLING WELLS IN DEPLETED LAYERS

Rasulov S. R.¹, Mamedov A. S.¹, Zeinalov N. E.¹

¹ Azerbaijan State Oil and Industry University, Baku, Azerbaijan.

Research aim. Development and examination of basic indices of a special drilling fluid containing microbubbles to protect from absorption when drilling depleted layers with abnormally low reservoir pressure is a basic aim of the work under consideration.

Research methodology. The solutions have been prepared according to RD 39–00147001–773–2004 “Control Methods for Drilling Fluid Parameters”.

Results. The researches fulfilled show that the density of the developed new type of a drilling fluid is controlled within a wide range and possesses high inhibitory property.

Analysis and discussion. It has been shown that in order to recover the remaining 60% of the total oil resources, new wells should be drilled. As long as old areas possess depleted oil beds, fluid adsorption, sometimes total, takes place. In order to drill wells in such beds, on the basis of the local raw material a drilling fluid has been developed for the first time in the republic, containing microbubbles which have made it possible to cut the fluid density up to 700 kg/m³.

Results application area. The developed drilling fluid can be applied when drilling layers with large fissures, caverns, and high permeability. Fluid possesses high retentivity and transport properties. These indices are highly effective when drilling horizontal wells. It should be noted that production activity of an oil enterprise is inevitably connected with technogenic impact of mining technological processes on the natural environment elements. Therefore the problems of environmental protection are of great importance for the branch. Drilling fluid for protection against the absorptions at drilling depleted layers containing microbubbles is ecologically clear.

Conclusions. The recipe has been worked out for a drilling fluid containing microbubbles to drill wells at depleted layers apt to absorption.

Key words: drilling fluid; microbubbles; absorption; well; depleted layer; abnormal reservoir pressure.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-21-27

REFERENCES

1. Iusifzade X. B. [Modern state of oil and gas industry of Azerbaijan and their prospects]. *Azerbaijdzhanskoe neftianoe khoziaistvo – Azerbaijan Oil Industry*, 2016, no. 1, pp. 3–9. (In Russ.)
2. Ismailov Sh. I., Ismailov F. A. [Development of diagnostic and complex characteristics of absorptions at Balakhny deposit]. *Azerbaijdzhanskoe neftianoe khoziaistvo – Azerbaijan Oil Industry*, 2000, no. 3, pp. 19–23. (In Russ.)
3. Turitsyna M. V., Kovalev A. V., Morozov V. A., Teleev G. Iu., Chernobrovin E. V., Shcherbakov A. A. [Gas-liquid washover mixtures for the primary opening of productive layers in conditions of abnormally low reservoir pressure]. *Neftianoe khoziaistvo – Oil Industry*, 2012, no. 9, pp. 58–59. (In Russ.)
4. Uait K. K., Chester A. P., Aivek K. D., Tal'berg L. F. [Drilling fluid based on aphrons: a new method of depleted layers drilling-out]. *Neftegazovye tekhnologii – Oil and Gas Technology*, 2005, no. 7, pp. 14–23. (In Russ.)
5. Gil'mutdinov B. R., Antipin Iu. V., Shakrislamov A. G. [The use of foam inhibitory compositions when preventing the troubles in the wells of Arlansky deposit]. *Neftianoe khoziaistvo – Oil Industry*, 2009, no. 1, pp. 66–68. (In Russ.)
6. Sebba T. P. Foats and biliquid foams-aphrons. John Niley sons ltd., 1987.
7. Rasulov S. R., Mamedov A. S., Tatlyev H. S., Zeinalov N. E. [Absorption prevention when drilling the layers with abnormally low reservoir pressure. Proceedings of Internat. Sci. Conf. Devoted to the 85th Anniversary of Acad. Azad Khalil Ogly Mirzadzhanzade of 21st – 22nd November, 2013 “Newton Systems in Oil and Gas Industry”]. Baku, 2013, pp. 207–209. (In Russ.)
8. Pen'kov A. I., Filippov E. F., Nikitin B. A. [Methods of regulating the properties of drilling fluids for horizontal wells. Proc. of OAO NPO Burenie “Problems of flushing the wells with horizontal borehole sections”]. 1998, issue 5, pp. 9–15. (In Russ.)
9. Mysliuk M. A., Salyzhin Iu. M., Bogoslavets V. V., Luban Iu. V. [The use of Biokar biopolymer system for low-permeability and productive layers stripping]. *Stroitel'stvo neftianykh i gazovykh skvazhin na sushe i na more – Construction of Oil and Gas Wells by Land and by Sea*, 2014, no. 3, pp. 35–39. (In Russ.)
10. Browning W. C., Chesser B. G. Polymer polyelectrolyte drilling fluid system. *Petrol Technology*, 1972, October, pp. 1255–1263.
11. Ivan C. D., et al. Chemical and physical characterization of aphron-based drilling fluids. Proc. SPE Annual Techn. Conf. and Exhibition, September 29 – October 2, 2001. San Antonio, Texas.
12. Gosh U., Braien A., Batler, Maik F. Adkinz, Dzho R. Marti. [Selecting the composition of a drilling fluid for productive layer stripping, which provides high production rate of a deepwater horizontal well]. *Neftegazovye tekhnologii – Oil and Gas Technology*. 2002, no. 6, pp. 32–36. (In Russ.)

Information about authors

Rasulov Sakit Rauf ogly – Doctor of Engineering Science, Professor, Head of the Department of Occupational Health and Safety, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: rasulovsakit@gmail.com

Mamedov Anar Siiaset ogly – PhD student of the Department of Occupational Health and Safety, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: anar209@mail.ru

Zeinalov Naib Einal ogly – Doctor of Engineering Science, professor of the Department of Occupational Health and Safety, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: zeynalov.naib@mail.ru

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОНСТРУКЦИЙ ВОСХОДЯЩЕЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ И ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ОГРАЖДЕНИЙ СТЕН ГЛУБОКИХ КОТЛОВАНОВ

ВИКУЛОВ В. М.¹

¹ Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

Цель работы. В контексте развития конструкций анкерной крепи обоснование и доказательство целесообразности применения конструкции восходящих анкеров, рациональность применения которых обусловлена в первую очередь ликвидацией сложных трудоемких процессов по устройству инъекционных анкеров с использованием тяжелого ручного труда.

Актуальность исследований. Повышение устойчивости и несущей способности ограждения, постоянный визуальный контроль состояния узлов крепления каждого анкера, извлекаемость анкерных тяг и неоднократное их использование обеспечивают развитие более эффективных безопасных и высокотехнологичных производственных процессов при возведении городских подземных сооружений открытым способом.

Методические основы исследований. Основополагающим принципом анализа многоярусной восходящей анкерной крепи котлована является построение расчета ограждающей системы. Он основан на численном решении задачи изгиба балки, заземленной одним концом в упруго-пластическом грунте и удерживаемой связями (анкерами), а интенсивность давления нижних концов свай на грунт оценивается с учетом линейно изменяющегося коэффициента постели по глубине заделки. В качестве конструктивных элементов анкерной крепи котлованов исследуются два типа анкеров: активные, или предварительно напрягаемые, с натяжением примерно 30 % и более от расчетной нагрузки, и пассивные, с определенным уровнем натяжения, обеспечивающим центрирование анкера.

Результаты. В процессе исследований устанавливается зависимость угла подъема восходящего анкера от угла внутреннего трения соответствующего слоя грунта, реализуемая в условиях активного усиления свайного ряда, исключая формирование сдвигающих сил на поверхности скольжения призмы обрушения, предотвращающего необратимые деформации ограждений и осадки сооружений, находящихся в непосредственной близости от котлованов.

Ключевые слова: анкерная крепь; конструкция восходящего анкера; активные и пассивные анкеры; ограждающая система; призма обрушения; оптимальное значение угла подъема восходящего анкера.

Цель работы – обоснование эффективности и целесообразности применения восходящей конструкции анкеров, достижения оптимального угла подъема анкерной тяги, при котором значение угла встречи анкера с поверхностью скольжения исключает формирование сдвигающих сил на поверхности скольжения призмы обрушения и предотвращает необратимые деформации ограждающих конструкций котлованов при строительстве городских подземных сооружений.

Актуальность работы. Для повышения эффективности удержания борта котлована в условиях плотной городской застройки, снижения материалоемкости, трудоемкости, стоимости работ по устройству грунтовых анкеров и обеспечения достоверности контроля технического состояния анкерной крепи, предусматривающего возможность своевременного реагирования в период упреждения аварийных ситуаций [1–3], предлагается использовать конструкцию восходящих анкерных тяг. В состав восходящего анкера входят: тяга, оголовок, закрепленный на ограждающей конструкции; узел заделки, располагаемый на поверхности бермы котло-

вана и за пределами возможной призмы обрушения. Особенностью технологии является применение фиброгласовых лент в качестве анкерной тяги [4], размеры сечения и количество которых зависят от величины востребованной несущей способности анкера. При установке восходящих анкерных тяг необходимо предусмотреть особенности монтажа анкеров. Для этого за пределами призмы обрушения грунта с поверхности земли выполняется бурение наклонных скважин, а в случае застройки верхней бермы – искривленных скважин под гибкие анкеры. В пробуренные скважины устанавливаются анкерные тяги – скрепленные хомутами фиброгласовые ленты в количестве 1–3 шт. (в зависимости от требуемой нагрузки). Концы тяг, выходящие на верхнюю берму, закрепляются непосредственно на опорной железобетонной подушке, расположенной на откосе выемки. Для фиксации анкерных тяг используются полусферические шайбы (головки) с запорными клиньями, стальные опорные плиты и при необходимости могут использоваться клиновидные прокладки в соответствии с углом наклона анкера (рис. 1).

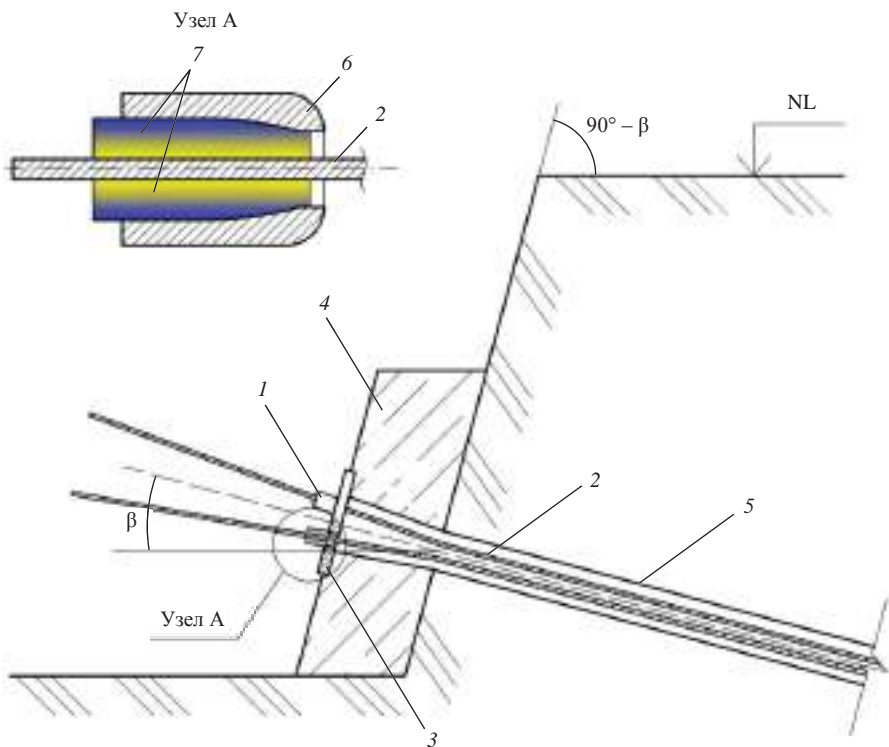


Рис. 1. Конструктивная схема опорного узла крепления восходящего анкера:
1 – зажимная головка; 2 – анкерная тяга; 3 – опорная стальная плита; 4 – железобетонная подушка;
5 – стеклопластиковая обсадная трубка; 6 – полусферическая шайба; 7 – запорные конические клинья

Fig.1. Structural scheme of a supporting node of an ascending anchor support:
1 – clamping head; 2 – anchor bar; 3 – bearing steel plate; 4 – reinforced concrete layer; 5 – fiberglass casing tube; 6 – semispherical washer; 7 – locking conical wedges

Таким образом, тяга анкера через полусферическую зажимную шайбу передает усилие на опорную стальную плиту, которая распределяет передаваемое усилие по железобетонной подушке.

Конструкция нижних оголовков восходящих анкеров определяется конструкцией ограждения стен котлована. При наличии свайных ограждений тяги анкеров из фиброгласовых лент подвергаются натяжению и закрепляются на распределительных поясах с помощью опорных плит, полусферических шайб и запорных клиньев.

Технология восходящего способа установки анкеров имеет благоприятное развитие благодаря уникальным свойствам фибергласса, предлагаемого в качестве материала анкерных тяг:

- небольшой вес при плотности материала, составляющей $1,9 \text{ г/см}^3$, существенно облегчает монтаж анкерной тяги, перенос анкера по строительной площадке и его установку в скважину;
- экономичная материалоемкость анкерной крепи за счет уменьшения потребности в стальных анкерах, подкосах, распорках (расстрелах);
- фиберглассовые ленты поставляются в бухтах по 100 м, что позволяет устанавливать тяги анкеров любой длины без выполнения различного вида соединений, таких как соединительные муфты или сварные швы;
- высокая коррозионная стойкость фиберглассовых тяг позволяет применять их даже в особенно агрессивных средах.

Следует заметить, что исследуемая конструкция восходящих анкеров [3] в определенной степени снимает проблемы, возникающие при устройстве грунтовых анкеров, связанные с отсутствием гарантированных данных о геологическом строении и свойствах грунтов в зоне корневой части анкера и скрытым характером работ по его возведению [5–7]. В то же время применение восходящей (бескорневой) конструкции анкеров исключает необходимость геологических изысканий вне границ площадки строительства.

Простота и высокая надежность статической работы и технологичность установки, обеспеченная постоянным визуальным контролем состояния узлов крепления и зацепления каждого анкера, позволяют восходящей анкерной конструкции найти достаточно широкую сферу применения в качестве безусловно извлекаемой анкерной крепи [8, 9].

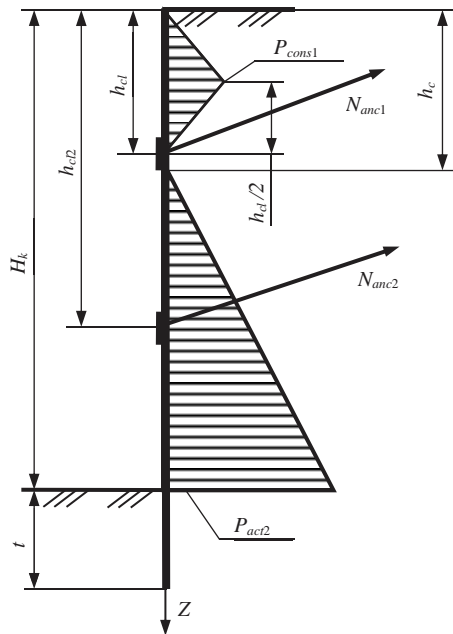
В качестве усиливающих элементов крепи котлованов применяются два типа анкеров: *активные*, предварительно напрягаемые с натяжением примерно 30 % и более от расчетной нагрузки, и *пассивные*, с определенным уровнем натяжения, обеспечивающим центрирование анкера и выборку ослаблений.

Методика исследований. Геотехнологический анализ надежности параметров восходящей анкерной крепи базируется на методических рекомендациях ЦНИИС [10] и на методических положениях, разработанных на кафедре шахтного строительства УГГУ [11]. Особенности расчета связаны с необходимостью определения ординат активного давления грунта на уровнях каждого яруса анкерной крепи и вычисления усилий в пассивных и активных анкерах (рис. 2).

Рис. 2. Расчетная схема свайно-анкерного ограждения котлована при $h_{cl} < h_c$
Fig. 2. Computational scheme of a foundation pit pile-anchor barrier under $h_{cl} < h_c$

Основополагающие принципы анализа многоярусной восстающей анкерной крепи котлована представлены в обобщенной форме:

- расчет ограждающей системы в интервале от поверхности грунта до дна котлована реализуется методами строительной механики, основанными на чис-



ленном решении задачи изгиба балки, защемленной одним концом в упруго-пластическом грунте и удерживаемой связями (анкерами);

– изгибающие моменты в сечениях свай ниже уровня дна котлована, а также интенсивность давления нижних концов свай на грунт оцениваются с учетом линейно изменяющегося коэффициента постели по глубине заделки.

Вычисление изгибающих моментов и поперечных сил по высоте сваи от поверхности грунта до уровня первого яруса анкеров h_{cl} выполняется по далее приведенным формулам в соответствии с расчетной схемой (рис. 2).

На участке от нуля до $h_{cl}/2$:

$$Q = -\frac{P_{cons1}Ly^2}{h_{cl}}; \quad M = -\frac{P_{cons1}Ly^3}{3h_{cl}}, \quad (1)$$

где P_{cons1} – ордината расчетного активного давления грунта на глубине $h_{cl}/2$ от верха котлована; L – пролет закладного крепления; y – координата сечения, отсчитываемая по высоте сваи от дна котлована H_k до 0 с шагом 0,1–0,2 м; h_{cl} – высота консольного участка сваи.

На участке от $h_{cl}/2$ до h_{cl} :

$$Q = -P_{cons1}Lh_{cl} \left[0,25 + \left(\frac{y}{h_{cl}} - 0,5 \right) - \left(\frac{y}{h_{cl}} - 0,5 \right)^2 \right];$$

$$M = -0,25P_{cons1}Lh_{cl} \left[0,25 + \left(\frac{y}{h_{cl}} - 0,333 \right) + \left(\frac{y}{h_{cl}} - 0,5 \right)^2 - 4/3 \left(\frac{y}{h_{cl}} - 0,5 \right)^3 \right]. \quad (2)$$

Расчет участка заделки сваи t ниже дна котлована выполняется согласно рекомендациям ЦНИИС [10]. Основные параметры крепи котлована (рис. 3), подлежащие геотехнологическому анализу:

- глубина заделки (погружения) сваи t , м;
- расстояние между сваями и шаг анкеров, м;
- высота яруса (высота расположения обвязочного пояса относительно верхней бровки котлована), м;
- геометрические размеры сечений свай, анкеров и обвязочных поясов крепи котлована.

Существуют определенные особенности вычисления усилий в анкерах и ординат активного давления в уровнях установки анкеров на ограждении, которые согласно расчетным схемам (рис. 3) отражаются в следующем.

Эпюра изгибающих моментов ниже дна котлована формируется по формуле:

$$M = \alpha^2 EJ u'' = \alpha^2 EJ [c_1 f_1''(\xi) + c_2 f_2''(\xi) + c_3 f_3''(\xi) + c_4 f_4''(\xi)].$$

Проверка прочности сваи на действие изгибающего момента в наиболее критическом сечении M_{\max}/W :

$$\sigma_t = \frac{M_{\max}}{W} \leq R_{\text{изгиба}},$$

где M_{\max} – максимальный изгибающий момент, определяемый по эпюре изгибающих моментов; W – осевой момент сопротивления.

В условиях двухъярусного анкерного нагружения, усилия в пассивных анкерах T_{anc1} , T_{anc2} определяются по формулам:

$$T_{anc1} = [1,1LP_{act1}((h_{cl} - h_c) + 0,5(h_{cl2} - h_{cl}))] / \cos(\omega);$$

$$T_{anc2} [1,1LP_{act2}(0,5(h_{cl2} - h_{cl}) + 0,5(H_k - h_{cl2}))] / \cos(\omega),$$

где h_c – высота незагруженного участка сваи.

Ординаты активного давления грунтов в уровнях первого и второго ярусов анкеров P_{act1} , P_{act2} :

$$P_{act1} = k_n h_{cl} \gamma \lambda_{act} - P_c^n;$$

$$P_{act2} = k_n h_{cl2} \gamma \lambda_{act} - P_c^n,$$

где k_n – коэффициент надежности по нагрузке; P_c^n – нормативная величина уменьшения активного давления за счет сцепления грунта; λ_{act} – коэффициент активного давления; h_{cl} , h_{cl2} – уровни установки первого и второго яруса анкеров; γ – удельный вес грунта.

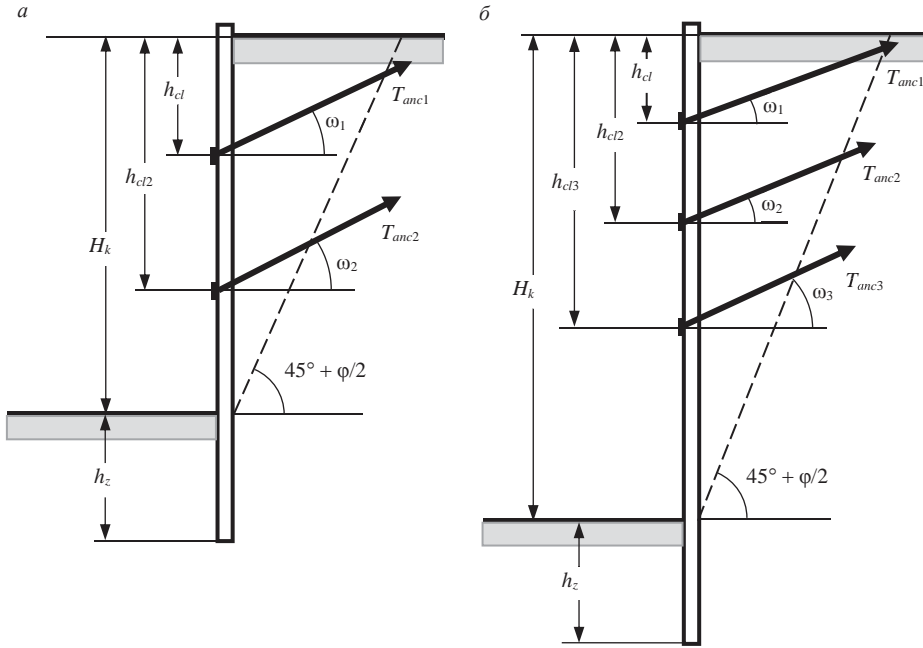


Рис. 3. Конструктивные схемы свайно-анкерных ограждений:
 а – с двумя ярусами восходящих анкеров; б – с тремя ярусами восходящих анкеров
 Fig. 3. Structural schemes of a foundation pit pile-anchor barriers:
 а – with two layers of ascending anchors; б – with three layers of ascending anchors

Усилия пассивных анкеров в горизонтальных проекциях R_1 , R_2 :
 $R_1 = T_{anc1} \cos(\omega)$; $R_2 = T_{anc2} \cos(\omega)$, где ω – угол наклона анкеров относительно горизонтали.

Следует заметить, что ненапрягаемые анкеры не позволяют предотвратить разуплотнение грунта вокруг котлована по причине некоторой податливости и деформируемости конструкций ограждений всех известных видов [12].

Тогда как полученные в результате коррекции первичных значений R_1 , R_2 , R_3 активированные усилия $R_{1к}$, $R_{2к}$, $R_{3к}$, реализованные в условиях активного усиления

ния свайного ряда, предотвращают необратимые деформации ограждений и осадку сооружений, находящихся вблизи котлованов. Между тем в условиях пассивного усиления свай активированные усилия $R_{1к}, R_{2к}, R_{3к}$ не будут реализованы и не гарантируют безопасную эксплуатацию ограждающей конструкции. Усилия натяжения предварительно напрягаемых (активных) анкеров (рис. 4) создают дополнительные удерживающие силы для призмы обрушения, компенсируя действие сдвигающих сил. Для оценки устойчивости призмы обрушения вводится коэффициент запаса устойчивости призмы обрушения k_s , вычисляемый по формуле:

$$k_s = (Y_\varphi + Y_c + P_d) / Y_t, \quad (3)$$

где k_s – коэффициент запаса устойчивости призмы обрушения; Y_φ – удерживающие силы трения, $Y_\varphi = V \cos(45^\circ + 0,5\varphi) \operatorname{tg}\varphi$; Y_c – удерживающие силы сцепления, $Y_c = H_k c / \cos(45^\circ - 0,5\varphi)$; P_d – дополнительные удерживающие силы, возникающие за счет действия активных анкеров,

$$P_d = n_{sk} L Y_t - Y_\varphi - Y_c,$$

где n_{sk} – коэффициент запаса на сдвиг призмы обрушения по поверхности скольжения; L – шаг свай; Y_t – сдвигающие силы, образующиеся от веса возможной призмы обрушения (рис. 4),

$$Y_t = V \sin(45^\circ + 0,5\varphi),$$

где V – вес призмы обрушения, $V = 0,5L\gamma H_k^2 \operatorname{tg}(45^\circ - 0,5\varphi)$.

Удерживающее усилие одного анкера $N_{anc} = P_d / n$, где n – число анкеров.

Усилия натяжения от одного анкера $T_{anc} = N_{anc} (\sin\delta \operatorname{tg}\varphi + \cos\delta)^{-1}$, где δ – угол встречи анкера с поверхностью скольжения,

$$\delta = 45^\circ + 0,5\varphi - \omega, \quad (4)$$

здесь ω – угол склонения анкера относительно горизонтали.

Наиболее эффективное значение угла δ достигается решением уравнения:

$$\partial(T_{anc}) / \partial\delta = \cos\delta \operatorname{tg}\varphi - \sin\delta = 0. \quad (5)$$

Отсюда следует, что оптимальным значением угла наклона анкера по отношению к поверхности скольжения является величина угла внутреннего трения соответствующего слоя грунта, как видно из уравнения:

$$\delta_{\text{опт}} = \varphi. \quad (6)$$

Следует отметить, что при наиболее распространенном интервале значений угла внутреннего трения $\varphi = 15^\circ - 40^\circ$ обеспечивается целесообразность установки восходящей анкерной конструкции, при которой значение угла встречи активного анкера с поверхностью скольжения обеспечивает снижение величин сдвигающих сил на поверхности скольжения призмы обрушения.

Таким образом, исходя из условия обеспечения наиболее эффективного значения угла встречи анкера с поверхностью скольжения (6) и преобразуя уравнение (4), устанавливаем оптимальное значение угла подъема восходящего анкера:

$$\omega_{\text{опт}} = (45^\circ + 0,5\varphi) - \varphi = (45^\circ - 0,5\varphi).$$

Результаты исследований. Анализ свайной крепи с двумя ярусами восходящих анкеров реализуется в прикладной программе инженерно-аналитического моделирования, предусматривающей вариативное проектирование геотехнологической ситуации на основе традиционных детерминированных решений. В результате многократного использования программы моделирования для различных геологических условий получены графики зависимости коэффициентов запаса на сдвиг от угла внутреннего трения (рис. 4).

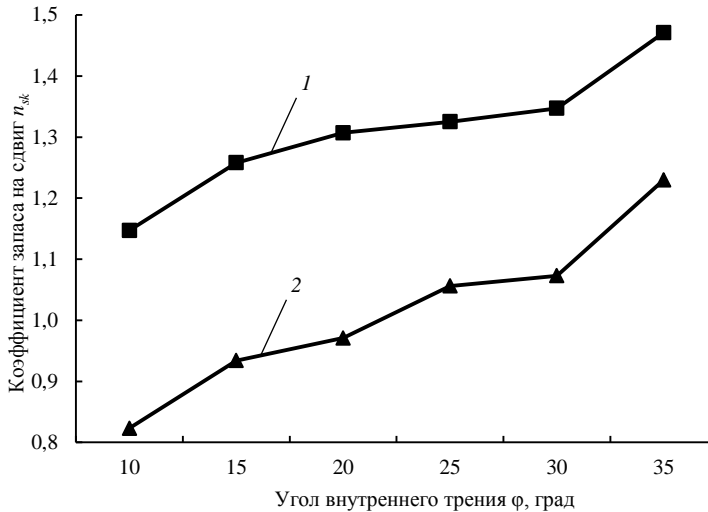


Рис. 4. Графики зависимости коэффициентов запаса на сдвиг призм обрушения по поверхностям скольжения от переменных значений угла внутреннего трения при удельном сцеплении грунта $c = 20^\circ$:

1 – для конструкций восходящих анкеров; 2 – для традиционных конструкций грунтовых нисходящих анкеров

Fig. 4. Dependency diagrams of the factors of safety for the shear of sliding triangles along the slipping surfaces and the variables of internal friction angle under specific cohesion $c = 20^\circ$:

1 – for ascending anchor structures; 2 – for traditional structures of underground descending anchors

Выводы. Результаты расчетов демонстрируют повышенные значения коэффициентов запаса на сдвиг призм обрушения для конструкций восходящих анкеров.

Таким образом, опираясь на материалы проведенных исследований, сформулировано следующее положение: оптимальное значение угла подъема восходящего анкера относительно горизонта находится в прямой зависимости от угла внутреннего трения соответствующего массива грунта и определяется зависимостью $\omega_{\text{опт}} = (45^\circ - 0,5\varphi)$.

Приведенная зависимость реализуется в условиях активного усиления свайного ряда, исключаяющего формирование сдвигающих сил на поверхности скольжения призм обрушения и предотвращающего необратимые деформации ограждений и осадку сооружений, находящихся в непосредственной близости от котлованов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петрухин В. П., Колыбин И. В., Разводовский Д. Е. Ограждение конструкций котлованов, методы строительства подземных сооружений. М.: НИИОСП, 2012. 17 с.
2. Колыбин И. В. Уроки аварийных ситуаций при строительстве котлованов в городских условиях. М.: НИИОСП, 2012. 72 с.
3. Emblemavag J., Kjolstog L. E. Qualitative risk analysis: some problems and remedies. Management and remedies. Management Decision. 2006. Vol. 44. No. 3. P. 395–406.

4. Малинин А. Г., Малинин Д. А. Применение фиберглассовых анкеров в подземном строительстве. М.: ИнжПроектСтрой, 2016. 8 с.
5. Маковский Л. В., Сула Н. А. Строительство автодорожных и городских тоннелей: уч. пособие. М.: РИОР; ИНФРА-М, 2014. 397 с.
6. Маковский Л. В., Сула Н. А. Расчет крепи котлованов при строительстве подземных сооружений фиберглассовых анкеров в подземном строительстве: уч. пособие. М.: МАДИ, 2011. 88 с.
7. Taghavi S., Miranda E. Seismic performance and loss assessment of nonstructural building components // Proceedings of 7th National Conference on Earthquake Engineering, Boston, 2002.
8. Викулов В. М., Корнилков М. В., Зотеев О. В. Повышение эффективности конструкций анкерной крепи котлованов при строительстве подземных сооружений // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 1. С. 62–70.
9. Викулов В. М., Корнилков М. В., Половов Б. Д. Оценка геотехнических рисков при проектировании анкерной крепи котлована // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 4. С. 33–40.
10. Методические рекомендации по проектированию свайной крепи в котлованах метрополитенов. М.: ЦНИИС, 1986. 87 с.
11. Половов Б. Д., Корнилков М. В. Геомеханическое обеспечение шахтного и подземного строительства: электронный учебник. Екатеринбург: УГУ, 2017. 998 с.
12. Lampros Koutas Use of anchors in shear strengthening of reinforced concrete T-beams with FRP Conference Paper. June, 2012. P. 168.

Поступила в редакцию 11 мая 2018 года

Викулов В. М. Обоснование эффективности конструкций восходящей анкерной крепи и оценка устойчивости ограждений стен глубоких котлованов // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 28–36.

Сведения об авторах:

Викулов Владимир Михайлович – старший преподаватель кафедры шахтного строительства Уральского государственного горного университета. E-mail: zmk_osad@mail.ru

SUBSTANTIATION OF ASCENDING ANCHOR SUPPORT EFFECTIVENESS AND THE ESTIMATION OF DEEP FOUNDATION PIT WALL BARRIERS STABILITY

Vikulov V. M.¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Research aim. Within the context of developing anchor support structure, substantiation and justification of ascending anchors application which applying rationality is conditioned firstly on the elimination of complex laborious processes on the arrangement of injection anchors with the use of hard manual labour.

Research relevance. Increase in the stability and bearing capacity of barriers, constant visual control over the state of attachment points of every anchor, anchor ties recoverability and their multiple use will ensure the development of more effective secure and high-technology industrial processes under urban underground opencast construction.

Methodological fundamentals of the research. Basic analysis principle of multi-layer ascending anchor support of a foundation pit is the creation of enclosing structure calculation. It is based on the numerical solution of the problem of a beam bending, one of the ends of which is fixed in elastoplastic soil and held by contacts (anchors), when the intensity of the lower poles ends pressure on the ground is estimated with the account of linearly changing modulus of subgrade reaction in depth of fixing. In the quality of foundation pits anchor support structural elements, two types of anchors are examined: active, or preliminary tensioned about 30% and more from the designed load, and passive, with definite level of tension ensuring anchor centering.

Results. In the course of research, dependence is set between ascending anchor ascent angle and the internal friction angle of a corresponding soil layer actualized in the conditions of active strengthening of a pile row excluding the formation of shearing forces on the sliding triangle slipping surface preventing from irreversible deformations of barriers in the immediate vicinity of foundation pits.

Key words: anchor support; ascending anchor structure; active and passive anchors; enclosing structure; sliding triangle; optimum value of an ascending anchor ascent angle.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-28-36

REFERENCES

1. Petrukhin V. P., Kolybin I. V., Razvodovskii D. E. [Enclosing foundation pit structures, underground structures construction methods]. Moscow, NIIOSP Publ., 2012. 17 p.
2. Kolybin I. V. [Emergency lessons at the construction of foundation pits within the urban conditions]. Moscow, NIIOSP Publ., 2012. 72 p.

3. Emblemsvag J., Kjolstag L. E. Qualitative risk analysis: some problems and remedies. *Management and Remedies. Management Decision*, 2006, vol. 44, no. 3, pp. 395–406.
4. Malinin A. G., Malinin D. A. [The use of fiberglass anchors in underground construction]. Moscow, InzhProektStroi Publ., 2016. 8 p.
5. Makovskii L. V., Sula N. A. [School book "Construction of highway tunnels and urban tunnels"]. Moscow, RIOR; INFRA-M Publ., 2014. 397 p.
6. Makovskii L. V., Sula N. A. [School book "Foundation pit support calculation under the construction of underground structures of fiberglass anchors in underground construction"]. Moscow, MADI Publ., 2011. 88 p.
7. Taghavi S., Miranda E. Seismic performance and loss assessment of nonstructural building components. Proceedings of 7th National Conference on Earthquake Engineering, Boston, 2002.
8. Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Zoteev O. V. [Foundation pit anchor support design efficiency improvement under the construction of subsoil constructions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 1, pp. 62–70. (In Russ.)
9. Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Polovov B. D. [Estimation of geotechnical risks when designing anchor support of a foundation ditch]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 4, pp. 33–40. (In Russ.)
10. Methodological recommendations on the design of a pile support in foundation pits of metropolitan railways. Moscow, TSNIIS Publ., 1986. 87 p. (In Russ.)
11. Polovov B. D., Kornilkov M. V. [Geomechanical supply of shaft and underground construction]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017. 998 p.
12. Lampros Koutas Use of anchors in shear strengthening of reinforced concrete T-beams with FRP Conference Paper. June. 2012. p. 168.

Information about authors

Vikulov Vladimir Mikhailovich – senior lecturer of the Department of Mine Construction, Ural State Mining University. E-mail: zmk_osad@mail.ru

MATHEMATICAL AND COMPUTER MODELING OF THE STRESS-STRAIN STATE OF THE ROCK MASS COMPOSED OF TWO ROCK TYPES NEAR THE CIRCULAR PRESSURE EXCAVATION

SAMMAL' A. S.¹, ANTSIFEROV S. V.¹, PAVLOVA N. S.¹

¹ Tula State University
(Lenin Prospect, 92, Tula, the Russian Federation)

***Research aim** is to get the analytical solution of geomechanics topical problem of applied significance in hydrotechnical construction connected with the stress-strain state estimation of the rock mass composed of two rock types with various stress-strain behaviours in the vicinity of the circular pressure excavation located near the rectilinear interface between rocks.*

***Research methodology** is based on the application of the complex variable functions theory, the properties of series with complex coefficients, and the integrals of Cauchy type.*

***Research results** is the complete calculation algorithm developed, featuring iterative process computer implementation, the first convergence of which considers the well-known problem for circular opening within infinite homogenous isotropic medium under internal pressure; and the influence of the interface between rocks is considered by means of setting additional pressures which are defined more precisely at the following iterations. The criterion for the iterative process completion is satisfaction with the required accuracy of all boundary conditions assigned (during calculation, maximum inaccuracy didn't exceed 10^{-5}). The obtained results were used to develop computer model of the problem under consideration which has been implemented in the software package of the FEM (finite elements method) with the aim of specifying the sizes of the modeling domain and for boundary conditions formation. Finally, the comparison of analytical and numerical modeling results is introduced as applied to the specific excavation.*

***Conclusion.** The analysis of the obtained results allowed to conclude that the high accuracy of calculation with the use of FEM is achieved only in case of setting sufficient research area (each size must significantly exceed five radii of excavation).*

***Obtained results application area** is the development of underground structures calculation design methodology.*

***Key words:** rock mass; pressure excavation; theory of elasticity, boundary conditions; computer modeling.*

Introduction. The forecast of the stress-strain state of the rock mass in the vicinity of pressure excavations is an important applied problem which is considered within the context of geomechanics as long as the obtained results create theoretical foundation for applied problems solution connected with hydrotechnical tunnels underground structures design. This accounts for a multitude of recently made analytical, numerical, and field investigations dedicated to the indicated important scientific-engineering problem [1–7]. It should be noted that the development of software technologies which significantly raised the possibilities of not only numerical modeling of various geomechanical processes within the rock mass, but also predetermined the development of analytical calculation methods which play important role in analyzing the regularities in pressure fields formation around mine workings. Thus, due to the use of modern computer hardware, there appeared the possibility to forgo complicated mathematical transformations; it has significantly simplified the process of obtaining calculation

forms representing strict analytical solutions not by closed formulae but by computation algorithms which, as a rule, implement iterative processes where the functions which should be defined are represented as series. At that, the accuracy of the calculation process can always be controlled in each convergence, and the final accuracy of the calculation is checked upon completion as a result of assessing the inaccuracy in satisfying boundary conditions.

Up to the present, analytical methods of calculation in geomechanics reduced to the analysis of situations where the rock mass surrounding the excavation was modeled with homogenous medium or possessed so called technological inhomogeneity which meant circular variation of deformation and strength properties of rocks in the vicinity of the excavation as a result of technological factors influence, for example, massif weakening as a result of drilling and blasting influence, or, on the contrary, strengthening by means of injecting binder solutions into the massif [8]. Because of the lack of the corresponding analytical methods, the influence of bedded structure of the rock masses composed of various rock types was accounted only on the basis of computer modeling with the use of numerical methods, the most accepted of which was the method of finite elements (FEM) [9].

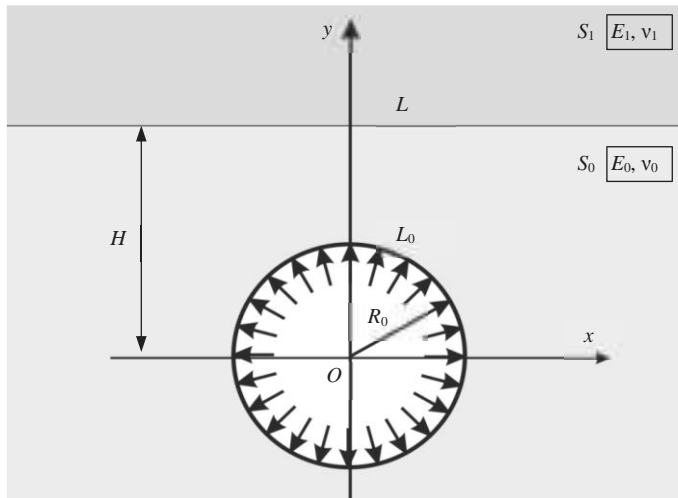


Fig. 1. Rock mass modeling

Рис. 1. Моделирование горного массива

Setting the research problem. The current research suggests new analytical solution to the problem of geomechanics on the stressed-strain state of the rock mass composed of two rock types with various stress-strain behaviours in the vicinity of circular pressure excavation located near rectilinear interface between rocks. The obtained solution allowed to fulfill the comparative analysis of mathematical and numerical modeling results and formulate specific recommendations for the development of computer model implemented in FEM software system which allowed to obtain the fullest compliance between calculation stress fields and displacements around the excavation in the particular case under consideration.

The rock mass is modeled with the area composed of two semi-finite media S_0 and S_1 modeling corresponding rock beds with rectilinear interface line L (calculation scheme of the set problem is introduced at fig. 1). Pressure excavation constructed below the interface between the rocks at the depth H is modeled with the circular opening with the radius R_0 , the contour of which is subject to uniform normal pressure P .

Rock beds, areas S_j ($j = 0,1$), possess various stress-strain behaviours – deformation modules E_j ($j = 0,1$) and Poisson coefficients ν_j ($j = 0,1$) and are deformed collectively, i.e. at the interface line L the conditions of normal and shearing stresses and displacements vectors continuity are met.

To solve the indicated problem, the method suggested in the research [10] has been applied, which is based on the complex variables analytical functions theory, which has been modified with regard to the features of the calculation scheme under consideration.

Analytical solution of the problem. Cartesian coordinate system xOy is introduced, the origin of which is located at the center of the opening (excavation). The direction of the real axis Ox is specified parallel to the interface L . After assigning all geometrical dimensions to the excavation radius R_0 , the coordinates of the points t belonging to the interface L will be defined according to the formula:

$$t = x + ih,$$

where h is the relative distance from the center of the excavation to the interface L , $h = H/R_0$.

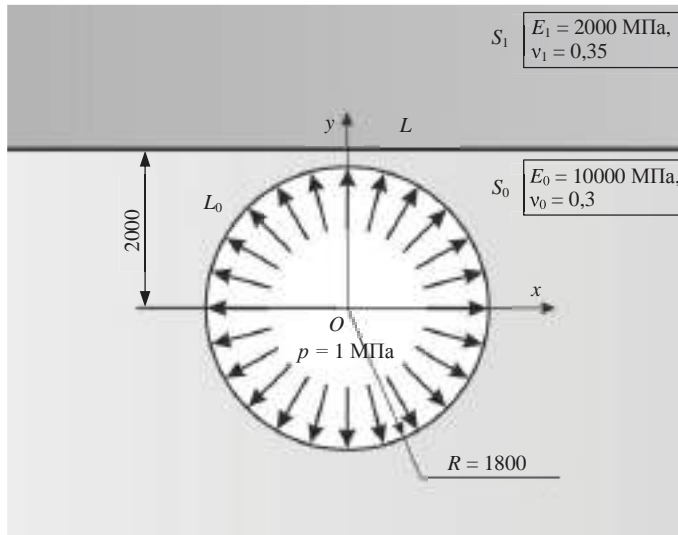


Fig. 2. Distribution of stresses in the vicinity of the pressure excavation
Рис. 2. Распределение напряжений в окрестности напорной выработки

Stress-strained state of the media S_j ($j=0,1$) is defined with the help of complex potentials of Kolosov and Muskhelishvili [11] $\tilde{\varphi}_j(z)$, $\tilde{\psi}_j(z)$ which are represented as

$$\tilde{\varphi}_j(z) = \varphi_{0,0}(z) + \varphi_j(z); \quad \tilde{\psi}_j(z) = \psi_{0,0}(z) + \psi_j(z), \quad (1)$$

where $\varphi_{0,0}(z)$, $\psi_{0,0}(z)$ are the analytical functions which are regular in a complete plane S_0+S_1 beyond the opening and disappear at infinity (at that stress-strain behaviours of the examined infinite area are accepted the same as in the lower medium S_0); $\varphi_j(z)$, $\psi_j(z)$, where $j = 0,1$ are the functions which are regular in the corresponding half-planes S_j with the help of which the account of the presence of infinite line L is accounted – an interface between the beds with various stress-strain behaviours.

Boundary conditions at the interface L which divides the layers are written as [11]

$$\begin{aligned} \bar{\varphi}_1(t) + t\bar{\varphi}'_1(t) + \bar{\psi}_1(t) &= \bar{\varphi}_0(t) + t\bar{\varphi}'_0(t) + \bar{\psi}_0(t); \\ \mathfrak{a}_1\bar{\varphi}_1(t) - t\bar{\varphi}'_1(t) - \bar{\psi}_1(t) &= \frac{\mu_1}{\mu_0} \left[\mathfrak{a}_0\bar{\varphi}_0(t) - t\bar{\varphi}'_0(t) - \bar{\psi}_0(t) \right], \end{aligned} \quad (2)$$

where $\mathfrak{a}_j = 3 - 4\nu_j$, $\mu_j = E_j \left[2(1 + \nu_j) \right]^{-1}$.

At the contour of the excavation L_0 the boundary condition is as follows:

$$\bar{\varphi}_1(t) + t\bar{\varphi}'_1(t) + \bar{\psi}_1(t) = -pt.$$

It is easy to note that if stress-strain behaviours of media S_j are set the same in the calculation scheme of the problem under consideration (fig. 1), i. e. assume $E_0 = E_1$, $\nu_0 = \nu_1$, then conditions (2) reduce to identities which result in equalities:

$$\varphi_j(z) = 0; \quad \psi_j(z) = 0. \quad (3)$$

On the other hand, having imposed condition (3) as the first convergence of a solution we have been led to the well-known problem about the stress-strained state of the elastic plane weakened by a circular opening, the contour of which is subject to uniform internal pressure. Complex potentials $\varphi_{0,0}(z)$, $\psi_{0,0}(z)$ in this case may be represented as series:

$$\varphi_{0,0}(z) = \sum_{v=1}^{\infty} c_v^{(1)(0)} z^{-v}; \quad \psi_{0,0}(z) = \sum_{v=0}^{\infty} c_v^{(2)(0)} z^{-v}, \quad (4)$$

where $c_v^{(j)(0)}$ are the sought coefficients under $j = 1, 2$.

In the following, taking into account (1) and applying operations similar to the ones described in the research work, as a result of conditions (2) transformation, and through the potentials $\varphi_{0,0}(z)$, $\psi_{0,0}(z)$ it is possible to arrive to the expressions for the remaining sought functions:

$$\begin{aligned} \varphi_0(z) &= -\frac{d}{s} \left[z\overline{\varphi'_{0,0}}(z - 2ih) + \overline{\psi_{0,0}}(z - 2ih) \right]; \\ \psi_0(z) &= -\frac{l}{n} \overline{\varphi_{0,0}}(z - 2iH) - (z - 2iH)\varphi'_0(z); \\ \varphi_1(z) &= d \left[z\overline{\varphi'_{0,0}}(z - 2ih) + \overline{\psi_{0,0}}(z - 2ih) \right] + (s - 1)\varphi_{0,0}(z); \\ \psi_1(z) &= -(z - 2ih)\varphi'_1(z) + l\overline{\varphi_{0,0}}(z - 2ih) + (n - 1) \left[(z - 2iH)\varphi'_{0,0}(z) + \psi_{0,0}(z) \right], \end{aligned} \quad (5)$$

where $s = \left(1 + \frac{\mu_1}{\mu_0} \mathfrak{a}_0 \right) \cdot (\mathfrak{a}_1 + 1)^{-1}$; $d = \left(1 - \frac{\mu_1}{\mu_0} \right) \cdot (\mathfrak{a}_1 + 1)^{-1}$;

$l = \left(\mathfrak{a}_1 - \frac{\mu_2}{\mu_1} \mathfrak{a}_0 \right) \cdot (\mathfrak{a}_1 + 1)^{-1}$; $n = \left(\mathfrak{a}_1 + \frac{\mu_1}{\mu_0} \right) \cdot (\mathfrak{a}_1 + 1)^{-1}$.

Thus, as a result of expressions (4) substitution in the correlations (5) the solution of the said problem may be reduced to the search for the two groups of unknown quantities $c_v^{(k)(0)}$ ($k=1,2; v=0, \dots, \infty$) through which all the sought functions are expressed which determine stress-strained state of the areas under consideration.

Having limited infinite series (4) up to N members we present the process of calculations in the form of the algorithm which implements a well converging iteration process the first convergence of which is build through meeting conditions (3) and solving the problem for an infinite plane with a circular opening the contour of which is subject to uniform pressure [12]. The coefficients $c_v^{(k)(0)}$ found in the first convergence are substituted in the formulae (4) and (5), and the process of calculations continues until the distinctions between the sought coefficients found in the previous and the following iterations are lower than the pre-determined small value which determines the accuracy of the calculations, for example, 10^{-6} . After the coefficients of the series (4) are found, potentials (1) are being determined, and after that it is possible to calculate stresses and displacements in the areas under consideration which model the mass composed of two rock types using the formulae of Kolosov and Muskhelishvili.

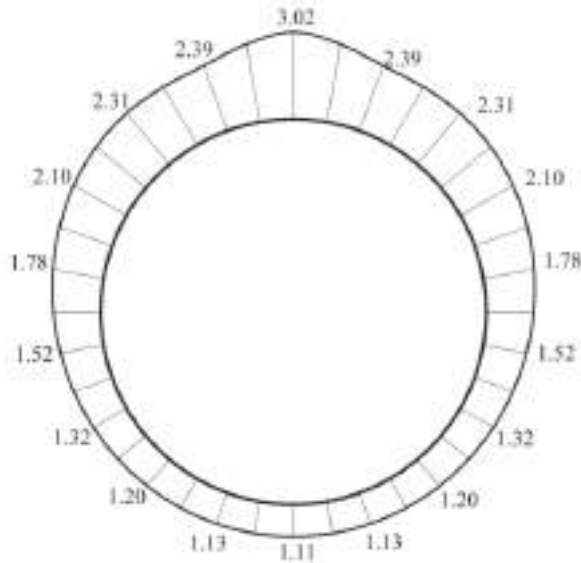


Fig. 3. Stress diagram σ_θ/P at the contour of the excavation
Рис. 3. Эпюра напряжений σ_θ/P на контуре выработки

Comparative analysis of analytical solution and numerical modeling results.

The described solution is implemented in the form of a complete algorithm and computer program which allows making multivariant calculations with the purpose of analyzing stress-strained state of soil mass in the vicinity of a circular excavation.

It can be easily noted that in a particular case accepting $E_1 = 0$ and $\nu_1 = 0.5$ as initial data we come to a well-known solution of a corresponding problem for a shallow pressure excavation [12].

Further, as an example, the definition of tangential (circumferential) stresses in the vicinity of a pressure excavation (fig. 2) is considered, obtained as a result of calculating by the suggested method and computer modeling with the method of finite elements under the following data $R_0 = 1.8$ m; $H = 2$ m; $E_0 = 10\,000$ MPa; $\nu_0 = 0.3$; $E_1 = 2000$ MPa; $\nu_1 = 0.35$.

As long as in the process of computer modeling the applied two-dimensional computational scheme is one of the simplest in geomechanics, it is considered that its implementation should be standard, and due to the load being self-balanced it is possible to forgo implicit techniques ensuring model's balance. At that it was curious whether the complete correspondence between the obtained results occurs at once, or in the particular given case there will be the need for the model's correction (for example, it will be necessary to expand the area under consideration) in order to reduce the divergence between the results of analytical and numerical calculations up to the acceptable values.

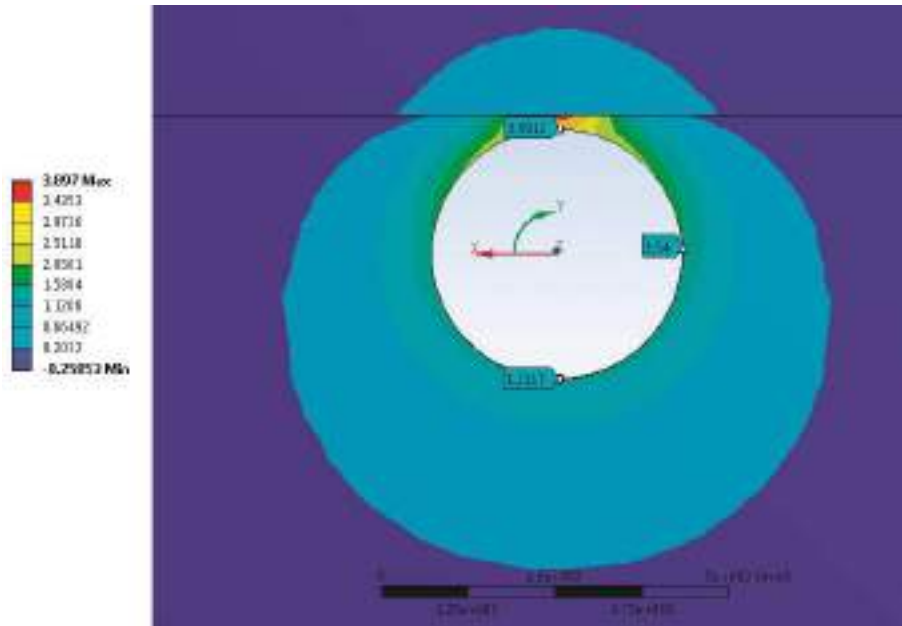


Fig. 4. Isofields of circular stresses σ_0 around the excavation
Рис. 4. Изополя окружных напряжений σ_0 вокруг выработки

Stress diagram obtained as a result of calculating by the suggested method is presented at fig. 3 in a dimensionless form (in the initial pressure value P proportions).

In the process of computer modeling the dimensions of the area under consideration had to be expanded up to 20×22 m. At that, satisfactory results agreement has been obtained under various boundary conditions (divergence in each considered case didn't differ by more than 5%). Isofields of normal tangential stresses in the vicinity of the excavation are presented at fig. 4. $P = 1$ MPa was accepted as a load in the process of modeling.

Conclusion. As follows from the calculation schemes introduced, divergence between mathematical and computer modeling results in the considered case doesn't exceed 8%. It should be noted that high accuracy of the calculation with the use of FEM has been achieved as a result of solving the problem of a significantly large exploration area each dimension of which significantly exceeds $5R$.

REFERENCES

1. Sammal' A. S., Antsiferov S. V., Deev P. V. *Analiticheskie metody rascheta podzemnykh sooruzhenii* [Analytical methods of calculating underground structures]. Tula, TulSU Publ., 2013. 115 p.
2. Zhaoa G. S., Zhonga G. R., Zhua F. P., Lianga H. C. Analysis of stratum grouting influence on shaft lining stress with the methods of simulation and in site measurements. *Proc. Earth and Planetary Science*, 2009, pp. 497–502.

3. Strokova L. A., Dutova E. M., Ermolaeva A. V., Alimova I. N., Strelnikova A. B. Karst hazard assessment in the design of the main gas pipeline (South Yakutia). IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2015, vol. 27. 012032.
4. Sousa L. R., Sousa R. L., Vargas Jr. E., Velloso R., Karam K. Risk assessment on CO₂ injection processes and storage. *Chapter for Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2017, vol. 3, chap. 12, pp. 359–397.
5. Pleshko M. S., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Pashkova O. V. Study of technical solutions to strengthen the lining of the barrel in the zone of influence of construction near-wellbore production. *ARP Journal of Engineering and Applied Sciences*, 2015, vol. 10, no. 1, pp. 14–19.
6. Prokopov A. Iu., Sklepchuk V. L. [Technological features of sinking and lining of vertical shafts in the presence of oil and gas]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnikeskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2013, no. 11, pp. 137–145. (In Russ.)
7. Aitaliev Sh. M., Banichuk N. B., Kaiupov M. A. *Optimal'noe proektirovanie protiazhenykh podzemnykh sooruzhenii* [Extended underground structures design optimization]. Alma-Ata, 1986. 229 p.
8. Fotieva N. N., Sammal' A. S. Evaluation of opening stability with rocks technological heterogeneity being taken into account. Proc. Conf. “Geomechanics 93”, Ostrava, 1993, pp. 189–192.
9. Amusin B. Z., Fadeev A. B. *Metod konechnykh elementov pri reshenii zadach gornoj geomekhaniki* [Finite elements method at solving the problems of geomechanics]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 144 p.
10. Sammal' A. S., Khrenov S. I. [Calculating noncircular shallow tunnels variable thickness lining]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnikeskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2004, no. 12, pp. 209–212. (In Russ.)
11. Muskhelishvili N. I. *Nekotorye osnovnye zadachi matematicheskoi teorii uprugosti* [Some basic problems of mathematical elasticity theory]. Moscow, Nauka Publ., 1969. 700 p.
12. Bulychev N. S. *Mekhanika podzemnykh sooruzhenii v primerakh i zadachakh: ucheb. posobie dlia vuzov* [School Book for the Institutions of Higher Education “Underground structures mechanics with examples and problems”]. Moscow, Nedra Publ., 1989. 270 p.

Received 24th April, 2018

Sammal' A. S., Antsiferov S. V., Pavlova N. S. Mathematical and computer modeling of the stress-strain state of the rock mass composed of two rock types near the circular pressure excavation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2018. No. 7. Pp. 37–44.

Information about authors

Sammal' Andrei Sergeevich – Doctor of Engineering Science, Professor, professor of the Department of Mechanics of Materials, Tula State University. E-mail: sammal@mm.tsu.tula.ru
Antsiferov Sergei Vladimirovich – Doctor of Engineering Science, Associate Professor, Head of the Department of Mechanics of Materials, Tula State University. E-mail: antsfer@mail.ru
Pavlova Nataliia Sergeevna – PhD student of the Department of Mechanics of Materials, Tula State University. E-mail: netcyunii@gmail.com

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ И КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА, СЛОЖЕННОГО ДВУМЯ ТИПАМИ ПОРОД, В ОКРЕСТНОСТИ НАПОРНОЙ КРУГОВОЙ ВЫРАБОТКИ

Саммаль А. С.¹, Анциферов С. В.¹, Павлова Н. С.¹

¹ Тульский государственный университет, г. Тула, Россия.

Целью работы является получение аналитического решения актуальной задачи геомеханики, имеющей важное прикладное значение в гидротехническом строительстве, которая связана с оценкой напряженно-деформированного состояния горного массива, сложенного двумя типами пород с различными деформационными характеристиками, в окрестности круговой напорной выработки, расположенной вблизи прямолинейной границы раздела пород.

Методология проведения исследования базируется на применении теории функций комплексного переменного, свойств рядов с комплексными коэффициентами и интегралов типа Коши.

Результатом выполненного исследования является разработанный полный алгоритм расчета, особенностью которого является компьютерная реализация итерационного процесса, где в первом приближении рассматривается известная задача для кругового отверстия в бесконечной однородной изотропной среде при действии внутреннего давления, а влияние границы раздела пород учитывается путем задания дополнительных напряжений, уточняемых на следующих итерациях. Критерием для завершения итерационного процесса является удовлетворение с заданной точностью всех поставленных граничных условий (при проведении расчетов максимальная

погрешность не превышала 10^{-5}). Полученные результаты использованы при построении компьютерной модели рассматриваемой задачи, реализованной в программном комплексе МКЭ (метод конечных элементов) с целью уточнения размеров области моделирования и формирования граничных условий. В заключение приводится сравнение результатов аналитического и численного моделирования применительно к конкретной выработке.

Вывод. Анализ полученных результатов позволил заключить, что высокая точность расчета с применением МКЭ достигается только при задании достаточно большой области исследования (каждый из размеров должен существенно превышать пять радиусов выработки).

Область применения полученных результатов – совершенствование методологии расчета и проектирования подземных сооружений.

Ключевые слова: горный массив; напорная выработка; теория упругости; граничные условия; компьютерное моделирование.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-37-44

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Саммаль А. С., Анциферов С. В., Деев П. В. Аналитические методы расчета подземных сооружений. Тула: ТулГУ, 2013. 115 с.
2. Zhaao G. S., Zhonga G. R., Zhua F. P., Lianga H. C. Analysis of stratum grouting influence on shaft lining stress with the methods of simulation and in site measurements. Proc. Earth and Planetary Science. 2009. P. 497–502.
3. Stroková L. A., Dutova E. M., Ermolaeva A. V., Alimova I. N., Strelnikova A. B. Karst hazard assessment in the design of the main gas pipeline (South Yakutia). IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2015. Vol. 27. 012032.
4. Sousa L. R., Sousa R. L., Vargas Jr. E., Velloso R., Karam K. Risk assessment on CO₂ injection processes and storage. Chapter for Rock Mechanics and Rock Engineering. 2017. Vol. 3. Chap. 12. P. 359–397.
5. Pleshko M. S., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Pashkova O. V. Study of technical solutions to strengthen the lining of the barrel in the zone of influence of construction near-wellbore production. ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2015. Vol. 10. No. 1. P. 14–19.
6. Прокопов А. Ю., Склепчук В. Л. Технологические особенности проходки и крепления вертикальных стволов на участках нефтегазовых проявлений // ГИАБ. 2013. № 11. С. 137–145.
7. Айталиев Ш. М., Баничук Н. Б., Каюпов М. А. Оптимальное проектирование протяженных подземных сооружений. Алма-Ата, 1986. 229 с.
8. Fotieva N. N., Sammal A. S. Evaluation of opening stability with rocks technological heterogeneity being taken into account. Proc. Conf. "Geomechanics 93". Ostrava, 1993. P. 189–192.
9. Амусин Б. З., Фадеев А. Б. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики. М.: Недра, 1975. 144 с.
10. Саммаль А. С., Хренов С. И. Расчет обделок переменной толщины некруговых тоннелей мелкого заложения // ГИАБ. 2004. № 12. С. 209–212.
11. Мухелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М.: Наука, 1969. 700 с.
12. Бульчев Н. С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: учеб. пособие для вузов. М.: Недра, 1989. 270 с.

Сведения об авторах:

Саммаль Андрей Сергеевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры механики материалов Тульского государственного университета. E-mail: sammal@mm.tsu.tula.ru

Анциферов Сергей Владимирович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой механики материалов Тульского государственного университета. E-mail: antsser@mail.ru

Павлова Наталия Сергеевна – аспирант кафедры механики материалов Тульского государственного университета. E-mail: netcymii@gmail.com

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВБЛИЗИ ОТВЕТСТВЕННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК И В ЦЕЛИКЕ МЕЖДУ НИМИ

АБРАМОВ Н. Н.¹, ЗЕМЦОВСКИЙ А. В.¹

¹ Горный институт Кольского научного центра РАН
(Россия, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24)

Цель настоящих исследований заключалась в оценке устойчивости двух подземных выработок, вмещающих машинный зал и щитовую галерею подземной гидроэлектростанции.

Актуальность исследований. Обеспечение длительной безопасной эксплуатации ГЭС в условиях статических и динамических нагрузок определяет актуальность исследований по контролю устойчивости подземных сооружений станции.

Методика проведения исследований. Для решения этой задачи использованы натурные методы исследования и численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива пород. Фиксируемые проявления процессов заколообразования обнажений выработок обусловили выбор комплекса натурных методов, включающего контроль смещений и деформаций пород на поверхности выработок и сейсмотомографический мониторинг физико-механических характеристик пород массива. Для оценки состояния с помощью метода конечных элементов было проведено численное моделирование полей напряжений, действующих в массиве вокруг выработок.

Результаты. Полученные в результате выполненных работ данные показывают, что устойчивость скальных обнажений подземных сооружений определяется в основном структурными особенностями массива в условиях воздействия на них природных и техногенных факторов.

Область применения результатов. Представленный комплексный метод предлагается применять при мониторинге состояния массива вблизи ответственных подземных выработок.

Ключевые слова: подземная выработка; целик; сейсмотомография; численное моделирование; мониторинг.

Введение. Цель настоящих исследований заключалась в оценке устойчивости двух подземных выработок, вмещающих машинный зал и щитовую галерею подземной гидроэлектростанции (ГЭС). Идея использования подземного пространства для размещения в нем ответственных объектов различного назначения на сегодняшний день является достаточно обоснованной как в России [1, 2], так и за рубежом [3, 4]. Обеспечение длительной безопасной эксплуатации подобных объектов в условиях активных внешних воздействий определяет актуальность исследований по контролю устойчивости подземных сооружений и породных целиков между ними, при этом используются и натурные методы геомеханического мониторинга, и численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива пород [5–9].

Задача контроля устойчивости решалась на участке массива пород, вмещающего подземную ГЭС на Кольском полуострове [10, 11]. Комплекс подземных сооружений, расположенных в блочном гранитогнейсовом массиве пород на глубине 60–90 м от поверхности, включает машинный зал с размещенными в нем четырьмя гидрогенераторами по 67,5 МВт каждый, щитовую галерею, штольню, транспортную и другие выработки. Сечения сооружений варьируют от 30 до 700 м², закреплены в основном облегченной крепью. Срок эксплуатации составляет более 50 лет. В целике породы мощностью 25 м между двумя параллельными выработками (машинным залом площадью 600 м² и щитовой галереей) фиксиро-

вался процесс активного заколообразования в своде соединительной выработки. Организованный здесь высокоточный деформационный мониторинг струнными дистометрами также выявил устойчивые деформационные тренды.

Методика проведения исследований. Для анализа степени влияния различных факторов на устойчивость сооружений использована комплексная методика исследований, включающая численное моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) массива пород, прямые натурные методы деформационных наблюдений на специально оборудованных геодинамических полигонах и сейсмотомографический контроль характеристик массива на различных его участках [12].

Таблица 1. Принятые для расчета физико-механические характеристики пород
Table 1. Physical-mechanical characteristics of rock accepted for calculation

Показатель	Породы вмещающего массива	Породы целика
Модуль упругости, МПа	58 300	50 000
Коэффициент Пуассона	0,220	0,285
Плотность, т/м ³	2,67	2,67

Результаты исследований. Для оценки НДС было проведено исследование полей напряжений, действующих в массиве вокруг двух параллельных выработок, с помощью методов численного моделирования. Исследование проводилось для незакрепленных выработок, пройденных в упругом изотропном массиве горных пород. Численное моделирование выполнено с помощью метода конечных элементов в двухмерной упругой постановке. Граничные условия задавались на основе данных, свидетельствующих о действии в массиве только гравитационного типа поля напряжений. Правая, левая и нижняя границы были шарнирно закреплены. На каждый элемент модели действовала сила тяжести P , которая определялась по формуле $P = \gamma H$, где γ – удельный вес породы; H – глубина расположения элемента (табл. 1).

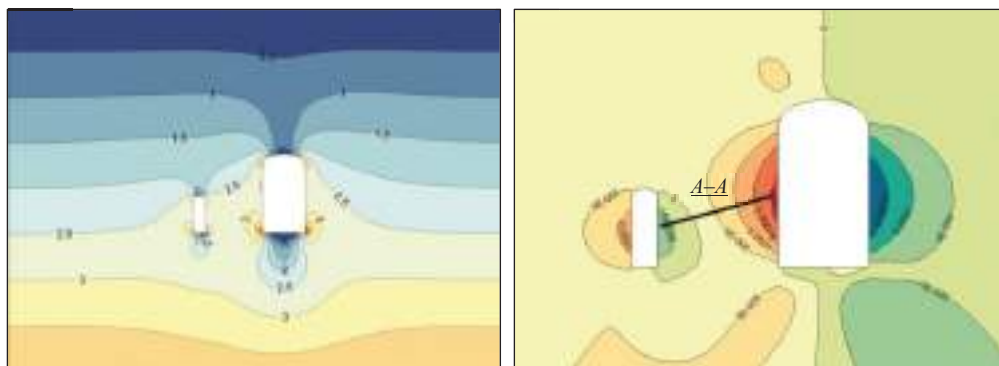


Рис. 1. Результаты численного моделирования НДС в окрестности двух параллельных выработок:
a – распределение максимальных напряжений, МПа; *b* – распределение смещений, м
Fig. 1. SSS numerical modeling results nearby two parallel excavations:
a – maximum stress distribution, MPa; *b* – displacements distribution, m

При анализе максимальной компоненты тензора главных напряжений σ_{\max} (рис. 1, *a*) установлено, что значения σ_{\max} в районе выработок колеблются от 1 до 3 МПа, а в целике не превышают 2,5–3,0 МПа.

Основные зоны концентраций напряжений σ_{\max} приурочены к сопряжениям стенок выработок с кровлей и почвой и не превышают 4–5 МПа. Анализ минимальной компоненты тензора главных напряжений показал, что значения σ_2

колеблются от 0 до 1 МПа и являются сжимающими. В целике также не выявлены зоны растягивающих напряжений.

Представляет интерес также картина распределения расчетных смещений пород в районе выработок и целике, представленная на рис. 1, б. Как видно из рисунка, наибольшие смещения, достигая величин 0,19–0,22 мм, приурочены непосредственно к стенке каждой из выработок, причем смещения имеют противоположные знаки и направлены в сторону обнажений выработок, создавая тем самым возможность развития зон разуплотнения внутри целика по линии А–А.

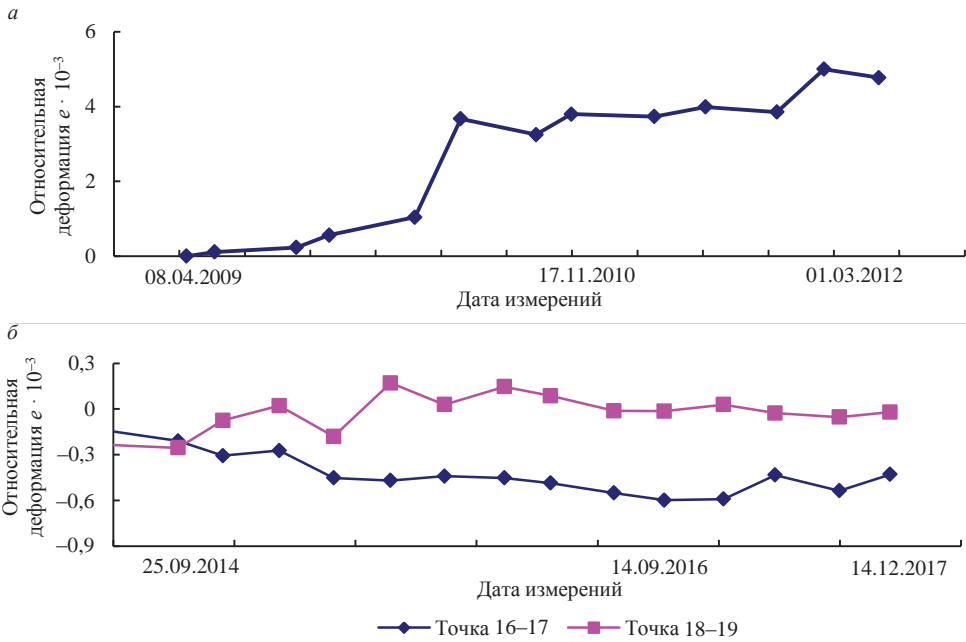


Рис. 2. Результаты натурального мониторинга деформаций в подземном машинном зале ГЭС: а – до закрепления контура выработки; б – после закрепления контура выработки

Fig. 2. Deformations numerical modeling results in the underground engine room of HPP: а – before securing the excavation outline; б – after securing the excavation outline

Однако полученные результаты моделирования отражают лишь статичную картину формирования состояния массива, не учитывая его динамику от воздействия природных и техногенных факторов в процессе эксплуатации и поэтому имеют в основном качественный характер.

Таблица 2. Результаты сейсмотомографического мониторинга массива пород на участках НП-2 и НП-3

Table 2. The rock mass seismotomographic monitoring results at NP-2 and NP-3 sections

Контрольный участок	Скорость продольной волны V_p , км/с	Коэффициент Пуассона μ	Модуль упругости $E \cdot 10^{-4}$ МПа
НП-2	$\frac{3,50-6,50}{5,05}$	$\frac{0,12-0,39}{0,285}$	$\frac{2,5-10,0}{4,95}$
НП-3	$\frac{4,2-6,5}{5,46}$	$\frac{0,15-0,35}{0,24}$	$\frac{10,5-14,0}{12,5}$

Результаты многолетнего натурального мониторинга в выработках ГЭС подтверждают общий характер развития геомеханических процессов в массиве. На рис. 2, а представлены результаты контроля деформаций в обследуемом целике между выработками за три года наблюдений.

Как удалось установить с использованием сейсмотомографического мониторинга массива по скоростям продольной V_p и поперечной V_s волн на различных участках, причиной изменения состояния массива являются постоянно действующие низкоамплитудные вибронгрузки работающих в машинном зале гидрогенераторов. Результаты расчетов физико-механических характеристик массива, характеристик пород массива на участках в ближней зоне влияния вибронгрузок (НП-2) и вне ее (НП-3) представлены в табл. 2.

На рис. 3 представлены сейсмотомограммы выполненных наблюдений для этих же участков.

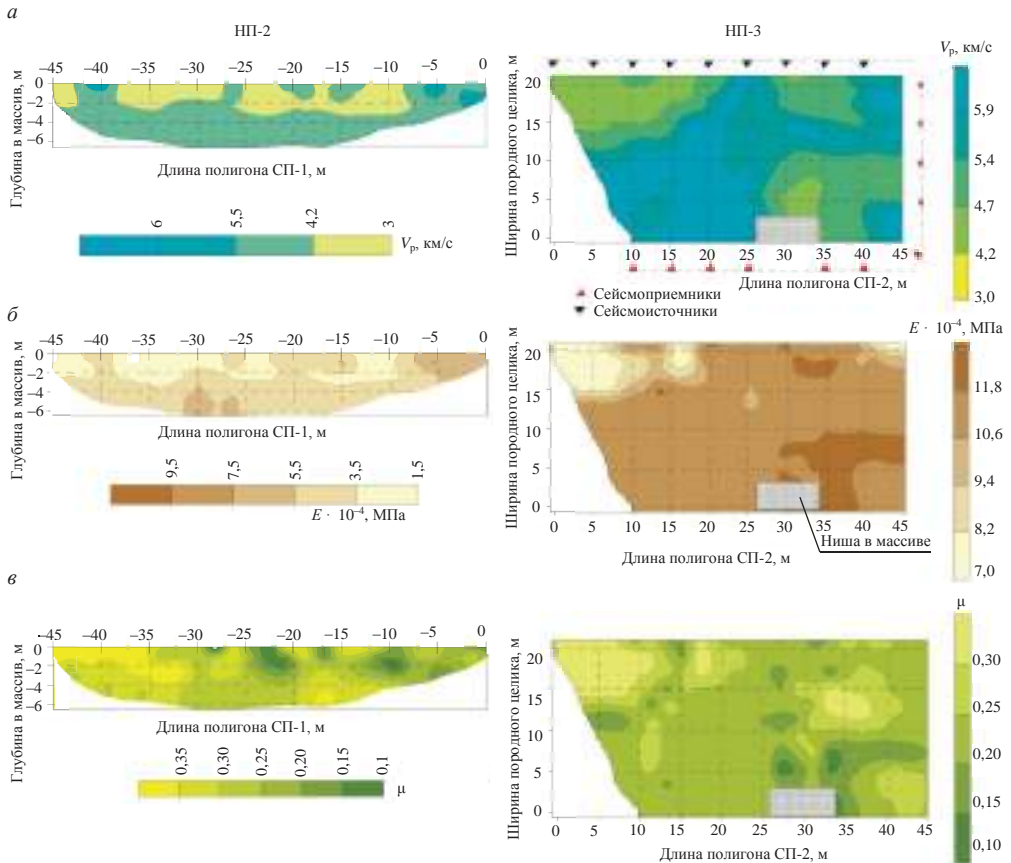


Рис. 3. Результаты сейсмотомографического мониторинга массива на участках НП-2 и НП-3: а – томограмма скорости; б – томограмма распределения модуля упругости; в – томограмма распределения коэффициента Пуассона

Fig. 3. The rock mass seismotomographic monitoring results at NP-2 and NP-3 sections:

а – velocity tomogram; б – elasticity modulus distribution tomogram; в – Poisson coefficient distribution tomogram

Анализ и обсуждение результатов. В результате численного исследования НДС массива горных пород установлено, что значения напряжений и смещений значительно ниже критических и свидетельствуют об отсутствии условий для формирования разрушений на контуре выработок. По данному фактору на момент строительства массив горных пород в районе выработок и целика можно охарактеризовать как устойчивый, без проявлений горного давления.

Анализ деформаций в обследуемом целике между выработками за три года показал, что фиксируемый тренд смещений совпадает по знаку с прогнозируемым при моделировании, но по величинам смещений примерно на порядок выше,

что привело впоследствии к разуплотнению породного целика. Ввиду этого были предусмотрены мероприятия по дополнительному укреплению опасного участка массива, после чего тренд стабилизировался (рис. 2, б).

Как видно из приведенных данных, контрольный участок массива НП-2, расположенный в зоне техногенного воздействия, обладает ослабленными физико-механическими характеристиками (модуль упругости меньше в 2,5 раза, коэффициент Пуассона выше на 15 %) по сравнению с участком НП-3. Этот факт свидетельствует о негативном влиянии длительных техногенных воздействий.

В результате выполненных геофизических исследований установлено, что в зоне влияния динамических вибронгрузок массив пород проявляет себя как дискретная среда, испытывающая колебания в диапазоне частот, близком к частотам собственных колебаний отдельностей массива. Длительное воздействие этих нагрузок на массив усиливает и ускоряет влияние естественных процессов выветривания, способствует ослаблению межблоковых связей массива и оказывает негативное влияние на устойчивость приконтурного массива подземных сооружений.

Выводы. Таким образом, в результате выполненных исследований по оценке состояния массива вблизи ответственных подземных сооружений и в целике между ними продемонстрированы возможности комплексного метода для установления реальных причин динамики состояния массива при длительной эксплуатации объекта. Внедрение предложенного метода в систему геомониторинга будет способствовать повышению безопасности эксплуатации подземных сооружений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Куперман Б. Л., Мостков В. М., Илюшин В. Ф. Подземные сооружения гидроэлектростанций. М.: Энергоатомиздат, 1996. 320 с.
2. Казарян В. А. Подземные хранилища газа и нефтепродуктов – необходимый элемент функционирования ТЭК. М.: Империял, 2006. 318 с.
3. Delmastro C., Lavagno E., Schranz L. Energy and underground // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2016. Vol. 55. May. P. 96–102.
4. Zhi-Long Chen, Jia-Yun Chen, Hong Liu, Zhi-Feng Zhang. Present status and development trends of underground space in Chinese cities: evaluation and analysis // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2018. Vol. 71. January. P. 253–270.
5. Адушкин В. В., Опарин В. Н. Физика и геомеханика формирования и развития очаговых зон разрушения горных пород в природных и горно-технических системах: современное состояние и перспективные направления фундаментальных исследований и прикладных разработок // ГИАБ. 2015. Вып. 56. С. 24–45.
6. Савич А. И., Ященко З. Г. Исследования упругих и деформационных свойств горных пород сейсмоакустическими методами. М.: Недра, 1979. 213 с.
7. Куксенко В. С., Манжиков Б. Ц., Тилегенов К., Шатемиров Ж. К., Эмильбеков Б. Э. Триггерный эффект слабых вибраций в твердых телах (горных породах) // *Физика твердого тела*. 2003. Т. 45. Вып. 12. С. 2182–2185.
8. Назиров Д. А., Давлатшоев С. К., Козлов Д. В. Геодезический мониторинг большепролетных подземных помещений во время строительства Рогунской ГЭС // *Гидротехническое строительство*. 2018. № 6. С. 2–7.
9. Ang Li, Nuwen Xu, Feng Dai, Gongkai Gu, Zhonghua Hu, Yi Liu. Stability analysis and failure mechanism of the steeply inclined bedded rock masses surrounding a large underground opening // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2018. Vol. 77. July. P. 45–58.
10. Абрамов Н. Н., Епимахов Ю. А., Ткаченко А. П., Савельев В. В., Клевакин И. А. Организация геофизического мониторинга состояния подземных сооружений Верхне-Тулумской ГЭС // *Гидротехническое строительство*. 2011. № 8. С. 10–15.
11. Abramov N. N., Epimakhov Yu. A. Instrument-aided assessment of the effect of natural and technogenic factors on the geomechanical state of a massif enclosing an HPP turbine room // *Power Technology and Engineering*. 2016. Vol. 50. Issue 1. P. 9–12.
12. Абрамов Н. Н. Натурный геомониторинг как инструмент контроля устойчивости подземных сооружений // *Известия вузов. Горный журнал*. 2016. № 2. С. 100–105.

Поступила в редакцию 3 мая 2018 года

Абрамов Н. Н., Земцовский А. В. Исследование состояния массива вблизи ответственных подземных выработок и в целике между ними // *Известия вузов. Горный журнал*. 2018. № 7. С. 45–51.

Сведения об авторах:

Абрамов Николай Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией проблем теории и технологии подземного строительства Горного института Федерального исследовательского центра Кольского научного центра РАН. E-mail: abramov@goi.kolasc.net.ru

Земцовский Александр Васильевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики Горного института Федерального исследовательского центра Кольского научного центра РАН. E-mail: zemtsovskiy@yandex.ru

THE STUDY OF THE ROCK MASS STATE NEARBY IMPORTANT UNDERGROUND EXCAVATIONS AND IN A PILLAR BETWEEN THEM

Abramov N. N.¹, Zemtsovskii A. V.¹

¹ Mining Institute, Federal Research Center KSC RAS, Apatites, Russia.

Research aim is to assess the stability of two underground excavations storing an engine room and a shield gallery of an underground hydroelectric power plant (HPP).

Research relevance. Ensuring the long-term safe operation of HPP under conditions of static and dynamic loads makes relevant the studies on control over the stability of the station's underground structures.

Research methodology. To solve this problem, in-situ investigation methods and numerical modeling of the stress-strain state of the rock mass have been used. The registered occurrences of excavations outcrops slabbing determined the choice of in-situ methods including the control of rock displacements and deformations on the excavations' surface and seismic tomographic monitoring of physical-mechanical characteristics of the mass rock. In order to assess the state, numerical modeling of the stress fields has been carried out in the rock mass around the excavations using the finite element method.

Results. The data obtained show that underground facilities rock outcrops stability is determined mainly by the structural features of the rock mass under the influence of natural and technogenic factors.

Results application area. The introduced integrated method is suggested to be applied when monitoring the state of the rock mass nearby underground excavations.

Key words: underground excavation; pillar; seismotomography; numerical modelling; monitoring.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-45-51

REFERENCES

1. Kuperman B. L., Mostkov V. M., Iliushin V. F. [Underground structures of hydroelectric power plants]. Moscow, Energoatomizdat Publ., 1996. 320 p.
2. Kazarian V. A. [Underground storage facilities of gas and oil is an essential element of the energy industry functioning]. Moscow, Imperial Publ., 2006. 318 p.
3. Delmastro C., Lavagno E., Schranz L. Energy and underground. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2016, vol. 55, May, pp. 96–102.
4. Zhi-Long Chen, Jia-Yun Chen, Hong Liu, Zhi-Feng Zhang. Present status and development trends of underground space in Chinese cities: evaluation and analysis. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, vol. 71, January, pp. 253–270.
5. Adushkin V. V., Oparin V. N. [Physics and geomechanics of rock breaking focuses development and generation within environmental systems and mining engineering systems: modern state and prospects of basic research and applied developments]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)* 2015, issue 56, pp. 24–45. (In Russ.)
6. Savich A. I., Iashchenko Z. G. [Investigation into elastic and deformational properties of rock using seismoacoustic methods]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 213 p.
7. Kuksenko V. S., Manzhikov B. Ts., Tilegenov K., Shatemiroy Zh. K., Emil'bekov B. E. [Trigger effect of weak vibrations in solid state (rocks)]. *Fizika tverdogo tela – Solid State Physics*, 2003, vol. 45, issue 12, pp. 2182–2185. (In Russ.)
8. Nazirov D. A., Davlatshoev S. K., Kozlov D. V. [Geodetic monitoring of large-span underground facilities during the construction of the Rogun Dam]. *Gidrotekhnicheskoe stroitel'stvo – Hydrotechnical Construction*, 2018, no. 6, pp. 2–7. (In Russ.)
9. Ang Li, Nuwen Xu, Feng Dai, Gongkai Gu, Zhonghua Hu, Yi Liu. Stability analysis and failure mechanism of the steeply inclined bedded rock masses surrounding a large underground opening. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, vol. 77, July, pp. 45–58.
10. Abramov N. N., Epimakhov Iu. A., Tkachenko A. P., Savel'ev V. V., Klevakin I. A. [Organizing geophysical monitoring of Verkhne-Tulomskaya HPP underground structures state]. *Gidrotekhnicheskoe stroitel'stvo – Hydrotechnical Construction*, 2011, no. 8, pp. 10–15. (In Russ.)
11. Abramov N. N., Epimakhov Yu. A. Instrument-aided assessment of the effect of natural and technogenic factors on the geomechanical state of a massif enclosing an HPP turbine room. *Power Technology and Engineering*, 2016, vol. 50, issue 1, pp. 9–12.

12. Abramov N. N. [Natural geomonitoring in check problems of underground constructions stability]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 2, pp. 100–105. (In Russ.)

Information about authors

Abramov Nikolai Nikolaevich – Candidate of Engineering science, head of the Laboratory of Underground Construction Technology Theory Issues of the Mining Institute, Federal Research Center KSC RAS. E-mail: abramov@goi.kolasc.net.ru

Zemtsovskii Aleksandr Vasil'evich – Candidate of Engineering science, senior researcher of the Laboratory of Geomechanics of the Mining Institute, Federal Research Center KSC RAS. E-mail: zemtsovskiy@yandex.ru

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОСТРАНСТВЕННОГО РАСПОЛОЖЕНИЯ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ В ПОЛЕ СОВРЕМЕННОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ КОРЫ

ТАГИЛЬЦЕВ С. Н.¹

¹ Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

Цель исследования. Основной целью данного исследования является определение пространственных закономерностей в расположении тектонических нарушений, активных в современном поле геодинамических напряжений. Тектонические разломы рассматриваются как структуры разрушения скальных массивов, возникающих при условиях, когда напряжения в земной коре превышают прочностные свойства скальных пород. Тектонические разломы являются природными регуляторами напряженного состояния земной коры, обеспечивающими деформацию скальных массивов и сброс избыточных тектонических напряжений. Современная активизация тектонических нарушений зависит от ориентировки разломов в поле современных геодинамических напряжений, действующих в определенном участке земной коры. Геодинамическая этажность земной коры определяет изменение ориентировки осей главных напряжений с глубиной, что служит основным фактором образования тектонических разломов разных кинематических типов (надвигов, сдвигов, сбросов).

Результаты исследований. Анализ современной геодинамической структуры скальных массивов Уральского региона показывает, что активные тектонические разломы имеют определенную ориентировку в современном поле напряжений. Главное максимальное напряжение (ГМН), формирующее большинство активных тектонических разломов в современную геологическую эпоху на Урале, имеет два преобладающих направления (две ориентировки). На некоторых объектах основное направление ГМН действует по азимуту 260°. На других территориях преобладает ориентировка ГМН со средним азимутом 285°. Очень часто выявляются участки земной коры, на которых проявляются оба этих направления. Современное поле напряжений испытывает определенные вариации, выражающиеся в изменении основного направления силового воздействия. Наличие двух основных направлений силового воздействия проявляется в пространственной ориентировке тектонических разломов. Существование закономерной сети разломов является элементом самоорганизации скального массива под воздействием тектонических напряжений земной коры.

Область применения результатов. Изучение пространственной ориентировки и геомеханической роли тектонических разломов имеет важное практическое значение. Геомеханические свойства тектонических нарушений определяют их проницаемость для подземных вод, инженерно-геологические характеристики скальных массивов и степень современной геодинамической опасности участков земной коры.

Ключевые слова: тектонические разломы; напряженное состояние земной коры; современная тектоническая активизация; геодинамическая этажность; ориентировка главных максимальных напряжений.

Цель исследований. Тектонические разломы представляют собой зоны нарушения сплошности породного массива. Зоны тектонических нарушений (разломов) представлены в виде участков повышенной трещиноватости и раздробленности пород. В гидрогеологии изучаются тектонические нарушения, которые имеют повышенную проницаемость и являются коллекторами подземных вод. В инженерной геологии и горном деле, помимо гидрогеологических свойств разломов, рассматривается влияние тектонических нарушений на состояние горных выработок и инженерных сооружений.

Возраст тектонических нарушений может быть различным. Следует различать периоды заложения (образования) разлома и периоды его максимальной активизации (подвижности). Если рассматривать активизацию разломов с позиций инженерной геологии, гидрогеологии и горного дела, то современная роль разлома должна определяться не временем его заложения, а степенью подвижности. Образование и активность разлома определяются уровнем тектонических напряжений, которые действовали ранее и действуют в настоящее время в определенном участке земной коры. Помимо уровня сил (напряжений), действующих в массивах горных пород, важное значение имеет ориентировка в пространстве векторов главных нормальных напряжений. Плоскости разломов, подчиняясь законам геомеханики, формируются под определенными углами к векторам главных нормальных напряжений. Современная активизация тектонических нарушений зависит от ориентировки разломов в поле современных геодинамических (тектонических) напряжений, действующих в определенном участке земной коры [1–3].

Таким образом, основной целью данной статьи является определение пространственных закономерностей в расположении тектонических нарушений, активных в современном поле геодинамических напряжений.

Базовые теоретические и методические представления. Картирование и изучение тектонических разломов выполняют в пределах складчатых областей либо при исследовании фундаментов тектонических платформ и плит. Наряду с горно-складчатыми регионами, тектонические разломы нередко выявляются в осадочном чехле платформ и оказывают заметное влияние на свойства покровных отложений. В современной геотектонике под разломами понимают крупные разрывные структуры, которые определяют региональные закономерности развития участков земной коры и длительные исторические этапы ее становления. В поисковой геологии тектонические разломы рассматриваются в качестве рудоуправляющих структур, формирование которых происходило в отдаленные геологические эпохи.

Обзор литературных источников показывает [2–4], что тектонические разломы имеют определенную иерархию, начиная от региональных нарушений протяженностью до нескольких сотен километров и заканчивая локальными структурами, имеющими в длину десятки или сотни метров. В процессе современного освоения геологической среды локальные тектонические структуры приобретают все более высокую значимость. Линейные зоны тектонических нарушений, как правило, выражаются в виде участков повышенной трещиноватости и раздробленности пород.

При строительстве зданий и сооружений, ведении горных работ и решении гидрогеологических задач особого внимания требуют локальные разломы, размеры которых сопоставимы с размерами инженерных объектов. Линейные зоны дробления определяют устойчивость скальных массивов при заложении строительных котлованов, откосов и горных выработок. Присутствие подземных вод в скальных породах определяется наличием открытых проницаемых трещин. Поиск и изучение тектонических разломов нередко становятся основной задачей при выполнении многих видов гидрогеологических исследований [5–7].

При изучении тектонических нарушений недостаточно применять упрощенный подход, который заключается в их простом выделении, описании и учете. Для успешного решения практических задач необходимо правильное понимание природы тектонических разломов как самостоятельных геологических тел. Ключевыми вопросами при изучении тектонических нарушений являются показатели, характеризующие современное напряженно-деформированное состояние (НДС) в конкретном участке земной коры [8–10].

Следует опираться на представления о существовании скальных массивов в состоянии предельного геомеханического равновесия. Очень важно учитывать роль тектонических разломов как регуляторов геомеханических процессов, поддерживающих состояние предельного равновесия.

В соответствии с современными представлениями [11–13], напряженное состояние земной коры является нормальным условием ее существования. Наличие значительных тектонических напряжений в верхней части земной коры установлено многими независимыми исследователями при изучении напряженного состояния породных массивов в подземных горных выработках [11, 14]. В приповерхностной части геологического разреза напряженно-деформированное состояние проявляется наличием горизонтальных тектонических напряжений, существенно превышающих вертикальные геостатические напряжения от веса горных пород. Напряжения, превышающие напряжения от веса горных пород, называются тектоническими, геодинамическими или избыточными.

Природа напряженного состояния земной коры на сегодняшний день не имеет однозначного объяснения. Некоторые специалисты связывают наличие тектонических напряжений с процессами конвективного массопереноса в верхнем слое мантии. Вследствие конвективных явлений происходит горизонтальное движение (фактически – плавание) тектонических плит и их силовое взаимодействие. Часть исследователей связывает наличие и вариации значений избыточных напряжений с влиянием лунных и солнечных циклов [1, 10, 13].

Отдельного внимания заслуживает представление о земной коре как о прочной оболочке, воспринимающей напряжения от собственного веса. По аналогии с реакцией бокового отпора, возникающей в арочном своде, в земной коре формируются горизонтальные геодинамические напряжения. Ряд исследователей связывает векторный характер НДС с ускорением или замедлением вращения планеты в различные геологические эпохи [10, 13]. Следует признать, что ни одна из перечисленных гипотез не может полностью исключить другие представления. В качестве главного источника тектонических напряжений в большинстве гипотез рассматриваются силы гравитации.

Напряженное состояние земной коры предопределяет существование породных массивов в условиях постоянного сжатия, поскольку сама природа гравитационных сил является сжимающей. Под действием глобальных тектонических напряжений породные массивы испытывают деформации. Тектонические разломы и трещины являются результатом таких деформаций. Следовательно, разломы следует рассматривать как структуры разрушения скальных массивов. Эти структуры формируются при условиях, когда действующие напряжения превышают прочностные свойства горных пород. Сети трещин, которые практически всегда фиксируются в породных массивах, следует рассматривать как тектонические структуры предразрушения. Массовые трещины предразрушения отражают реакцию горных пород на воздействие напряжений ниже предельных (разрушающих), но близких к ним [8].

Деформация породных массивов представляет собой нормальную реакцию горных пород на воздействие тектонических напряжений, определяющую процесс понижения напряжений и поддержания состояния предельного равновесия. Избыточные напряжения понижаются (сбрасываются) в результате разрушающих (предразрушающих) деформаций, ведущих к образованию трещин, заложению тектонических нарушений или смещений по разломам. Глобальная природа избыточных напряжений, наведенных силами гравитации, предопределяет бесконечность этого процесса. Тектонические напряжения в скальных массивах постоянно разгружаются путем деформаций разной интенсивности и различного уровня, но при этом никогда не могут быть исчерпаны полностью. Отсюда следу-

ет важное условие существования породных массивов в состоянии предельного равновесия (предельного напряженного состояния).

Практически в каждом скальном массиве постоянно поддерживается определенный уровень напряжений, который диктуется его прочностными характеристиками. В прочных (крепких) массивах этот уровень может быть выше, чем в массивах, сложенных менее прочными горными породами. Как только напряженное состояние превышает прочностные характеристики породного массива, оно сразу же реализуется в виде деформаций. Участки земной коры, которые слагаются породными массивами разной прочности, формируют саморегулирующуюся систему блоков (матрицу) массивов горных пород. Основой этой системы является сеть блоков (опорная матрица) примерно одинаковой прочности, которые взаимодействуют между собой и поддерживают определенный уровень тектонических напряжений на конкретном участке земной коры. Блоки (массивы), которые обладают существенно меньшими прочностными свойствами, подвергаются разрушительным деформациям. Эти массивы отличаются повышенной трещиноватостью и значительным количеством активных разломов. Массивы горных пород, которые отличаются от блоков опорной матрицы более высокими прочностными свойствами, деформируются относительно слабо. Трещины в этих блоках развиваются главным образом вблизи поверхности земли. Примером этих массивов на Урале могут служить дайки интрузивов кислого состава.

Накопление значительных тектонических напряжений происходит в тех участках земной коры, где по каким-либо причинам невозможен их постепенный сброс путем микросмещений по существующей сети трещин и тектонических нарушений. В этом случае тектонические напряжения достигают высоких значений, что существенно повышает риск резкого высвобождения энергии в виде землетрясений. Сейсмическая опасность определяется не только (и не столько) свойствами некоторого участка земной коры обладать высокими напряжениями, сколько отсутствием на данном участке деформационных структур, способных вовремя понижать (сбрасывать) эти напряжения.

Таким образом, тектонические разломы являются природными регуляторами напряженного состояния земной коры, обеспечивающими деформацию скальных массивов и сброс избыточных тектонических напряжений. Понимание геомеханической роли тектонических разломов является ключом к изучению закономерностей их пространственного расположения.

Напряженное состояние породного массива может быть описано через силовые характеристики (напряжения) и ориентировку трех векторов главных нормальных напряжений. Три ортогональных вектора отражают ориентировку осей максимального σ_1 , промежуточного σ_2 и минимального σ_3 главных нормальных напряжений. Принимается условие $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$. Максимальное напряжение практически всегда является сжимающим. Аналогичную характеристику в большинстве случаев можно отнести и к промежуточному напряжению. Минимальное главное нормальное напряжение может быть как сжимающим, так и растягивающим.

При описании современного напряженного состояния земной коры некоторые исследователи допускают вольную ориентировку трех векторов главных нормальных напряжений в пространстве. Допускается, что векторы могут располагаться под некоторыми существенными углами к горизонтальной плоскости и к вертикали. Такие представления в большинстве случаев являются неверными. Один из трех векторов главных нормальных напряжений всегда должен совпадать с вектором силы тяжести как основной действующей силы в земной коре. Это предопределяет строго горизонтальную ориентировку двух других векторов.

Механизм формирования и активизации тектонических разломов под воздействием современных геодинамических напряжений в условиях предельно-напря-

женного состояния земной коры рассматривается в различных научных направлениях [1, 3, 8]. В зависимости от целей и практических задач исследований представления и основные понятия несколько меняются.

В соответствии с преобладающими представлениями геомеханики и тектонофизики [3, 8] тектонический разлом может рассматриваться как укрупненная трещина скола. Теоретический анализ и натурные испытания на образцах показывают, что в процессе сжатия трещина скола формируется под определенным углом α к направлению главного силового воздействия. В зависимости от типа деформации (хрупкая, пластичная) и свойств породы, которые характеризуются углом внутреннего трения φ , угол скола изменяет свое значение. Согласно теоретическим представлениям, подтвержденным многими экспериментами, плоскость скола при чисто хрупкой деформации располагается под углом $(45^\circ - \varphi/2)$ к оси максимального главного напряжения σ_1 , под углом $(45^\circ + \varphi/2)$ к оси минимального главного напряжения σ_3 , и параллельно оси промежуточного главного напряжения σ_2 . При хрупко-пластичной деформации угол скола приближается к величине $(90^\circ - \varphi)$, который рассматривается как угол пластического скольжения. Таким образом, ориентировка трех осей главных нормальных напряжений предопределяет положение в пространстве плоскости скола. Соответственно, современное напряженное состояние скальных массивов контролирует пространственную ориентировку трещин и тектонических разломов.

Характерные значения угла скола, получаемые при испытаниях образцов скальных пород на одноосное сжатие, укладываются в диапазон $\alpha = 25\text{--}40^\circ$. Испытания образцов под прессом чаще всего характеризуют условия хрупкого разрушения с некоторыми элементами пластической деформации. Следует заметить, что массивы скальных пород в естественных условиях склонны к проявлению существенных элементов пластических деформаций. Проявление элементов пластических деформаций в массивах скальных пород объясняется следующими причинами:

- длительным периодом силового воздействия на породный массив, способствующим возникновению вялотекущих (пластических) деформаций;
- анизотропией прочностных свойств, связанных с фациальной и петрографической изменчивостью, что предопределяет неравномерную деформацию массива;
- собственной историей формирования скального массива, определяющей наличие ранее образованных тектонических разломов и массовых трещин, способствующих плавной релаксации напряжений;
- изменением температуры и давления с глубиной, что влечет за собой изменение механических свойств горных пород в сторону повышения пластичности.

Углы скола в породных массивах имеют широкий диапазон значений в зависимости от соотношения хрупких и пластичных деформаций. Для хрупких тектонических нарушений сохраняется величина угла скола, отражающая условия разрушения в образце ($\alpha = 25\text{--}35^\circ$). Как правило, хрупкие тектонические разломы по своим параметрам близки к единичной трещине скола. Они представляют собой локальные структуры мощностью не более нескольких метров и протяженностью до десятков метров.

Если при заложении тектонического разлома или смещении по нему проявляется некоторая доля пластических деформаций, значения угла скола возрастают до $\alpha = 35\text{--}45^\circ$. Такие разломы можно называть пластично-хрупкими. Тектонические нарушения имеют мощность порядка первых десятков метров и преобладающую протяженность, составляющую сотни метров. В практике гидрогеологических и инженерно-геологических работ именно такие разломы составляют основной предмет исследований. Данное обстоятельство заставляет ориентироваться на значение угла скола, составляющее в среднем 40° .

Если при смещении вдоль разлома пластические деформации преобладают над хрупкими деформациями, то значения угла скола возрастают до $\alpha = 45\text{--}55^\circ$ и выше. Хрупко-пластичные разломы, как правило, представляют собой крупные тектонические нарушения с мощностью тектонического шва примерно 100 м и протяженностью до нескольких километров.

Пластичные деформации в чистом виде характеризуются относительно большим углом пластического скольжения ($\alpha = 60\text{--}70^\circ$). Реализация таких деформаций возможна по тектоническим разломам, заложение которых происходило в предшествующие геологические эпохи, а шов разлома заполнен глинистыми минералами. В современном поле напряжений древние разломы нередко располагаются под такими углами к осям главных нормальных напряжений, которые определяют их существование в состоянии стагнации либо способствуют протеканию пластических деформаций [6, 8].

Одним из важнейших условий формирования тектонических нарушений является геодинамическая этажность земной коры [2, 8]. Геодинамическая этажность земной коры определяет изменение ориентировки осей главных напряжений с глубиной, что служит основным фактором образования тектонических разломов различного кинематического типа (надвигов, сдвигов, сбросов).

Горизонтальные геодинамические напряжения преобладают над вертикальными геостатическими напряжениями от веса горных пород только в самой верхней части земной коры. Оси максимального и промежуточного главных нормальных напряжений (σ_1 и σ_2) в этой части геологического разреза располагаются горизонтально. Ось минимального главного нормального напряжения (σ_3) совпадает с вектором силы тяжести и имеет строго вертикальную ориентировку. Такая расстановка сил характеризует условия верхнего геодинамического этажа, в пределах которого формируются тектонические нарушения с надвиговой кинематикой смещения (рис. 1).

Напряжения от веса горных пород возрастают с глубиной, и в определенной точке (по глубине) величина вертикальных геостатических напряжений становится больше значения геодинамических напряжений по одной из горизонтальных осей. При этом геомеханическая роль вертикального напряжения меняется. Вертикальное напряжение приобретает роль промежуточного главного напряже-

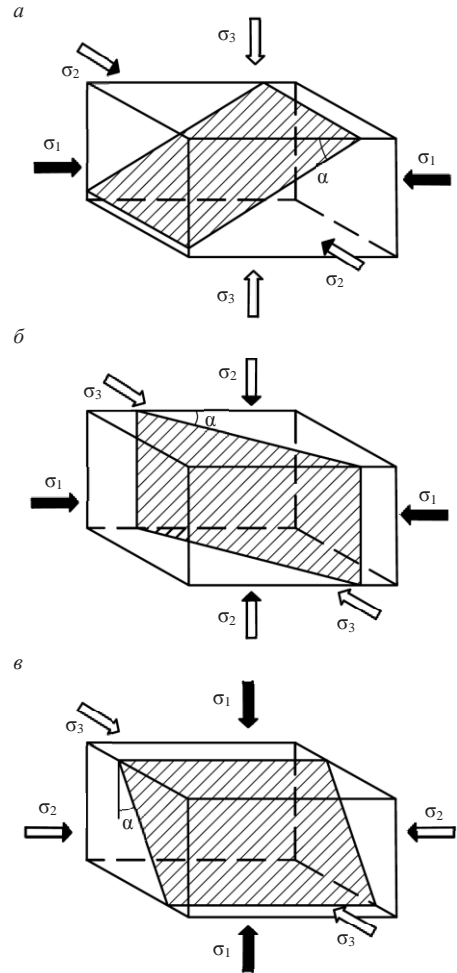


Рис. 1. Геодинамическая этажность верхней части земной коры. Формирование разломов в поле тектонических напряжений: *a* – верхний геодинамический этаж; *b* – промежуточный геодинамический этаж; *v* – нижний геодинамический этаж

Fig. 1. Distinctive features of geodynamic levels in the upper part of the Earth's crust. The formation of faults in the field of tectonic stresses:

a – upper geodynamic level; *b* – intermediate geodynamic level; *v* – lower geodynamic level

ния (σ_2), в то время как два горизонтальных вектора отражают ориентировку осей максимального (σ_1) и минимального (σ_3) главных нормальных напряжений.

Такая расстановка сил характеризует условия промежуточного геодинамического этажа, в пределах которого формируются тектонические разломы субвертикальной ориентировки со сдвиговой кинематикой смещения. Различают правые сдвиги, когда смещение вдоль тектонического шва происходит по часовой стрелке, и левые сдвиги, когда смещение вдоль тектонического шва происходит против часовой стрелки (рис. 1).

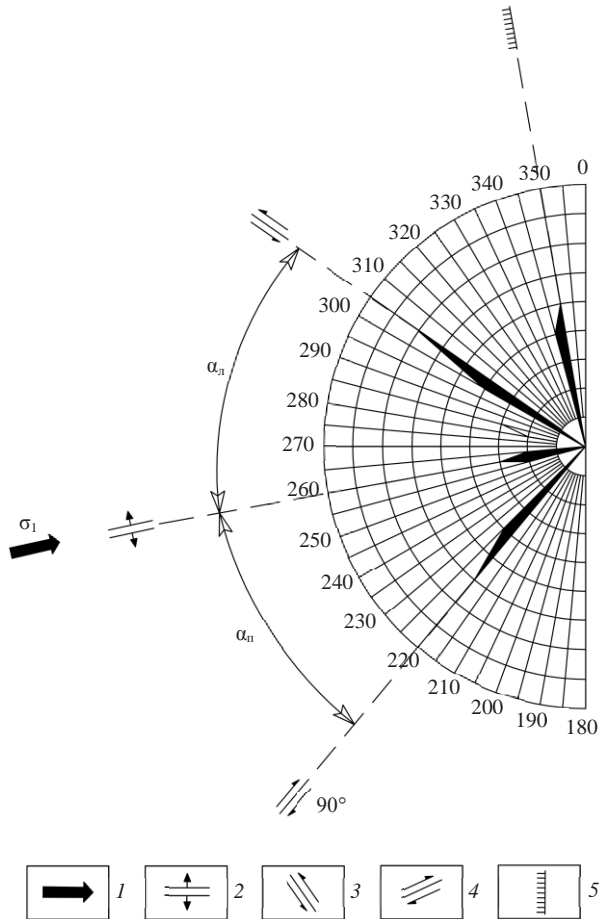


Рис. 2. Преобладающие ориентировки разломов в поле тектонических напряжений с азимутом ГМН 260° :

1 – действие ГМН; 2 – раздвиги и сбросы; 3 – левые сдвиги; 4 – правые сдвиги; 5 – взбросы; $\alpha_{л}$ – угол скола левых сдвигов; $\alpha_{п}$ – угол скола правых сдвигов

Fig. 2. Predominate orientations of faults in the field of tectonic stresses with MMS azimuth 260° :

1 – MMS action; 2 – tension cracks and faults; 3 – left displacements; 4 – right displacements; 5 – upthrow faults; $\alpha_{л}$ – left displacements taper angle; $\alpha_{п}$ – right displacements taper angle

Поскольку возрастание напряжения от веса горных пород с глубиной продолжается, на определенной глубине вертикальное геостатическое напряжение превышает величину геодинамических напряжений по обоим горизонтальным осям. Роль максимального главного напряжения переходит к вертикальному вектору напряжений. В свою очередь, два горизонтальных вектора отражают

положение осей промежуточного и минимального главных напряжений. Такая расстановка сил характеризует условия нижнего геодинамического этажа [8], в пределах которого формируются тектонические разломы сбросовой кинематики (рис. 1).

Таким образом, закономерное изменение напряженного состояния с глубиной приводит к формированию определенного «набора» тектонических нарушений в массиве горных пород. В приповерхностном слое земной коры образуются надвиги, смещение вдоль которых ориентировано в сторону земной поверхности,

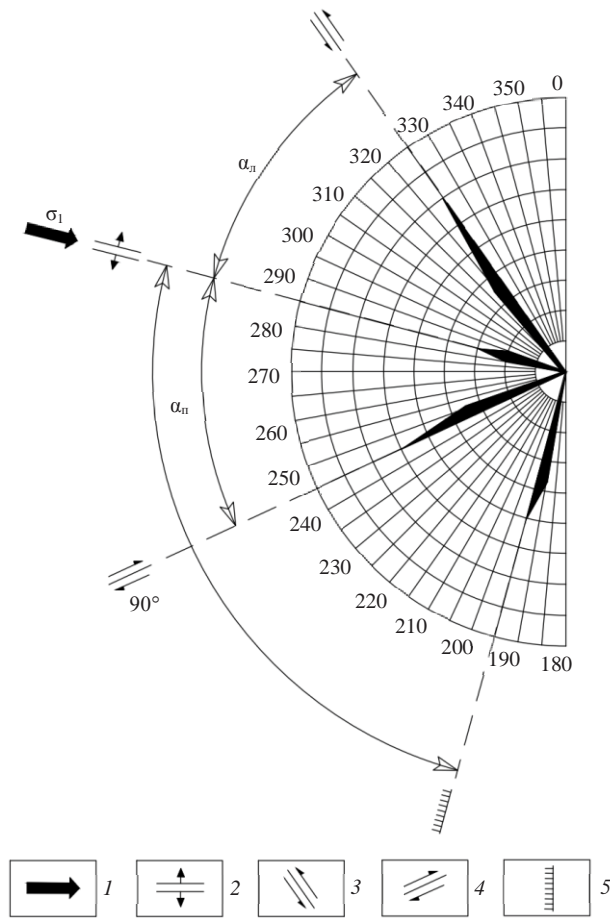


Рис. 3. Преобладающие ориентировки разломов в поле тектонических напряжений с азимутом ГМН 285°:
 1 – действие ГМН; 2 – раздвиги и сбросы; 3 – левые сдвиги; 4 – правые сдвиги; 5 – взбросы; α_n – угол скола левых сдвигов; α_n – угол скола правых сдвигов
 Fig. 3. Predominate orientations of faults in the field of tectonic stresses with MMS azimuth 285°:
 1 – MMS action; 2 – tension cracks and faults; 3 – left displacements; 4 – right displacements; 5 – upthrow faults; α_n – left displacements taper angle; α_n – right displacements taper angle

являющейся границей нулевых тектонических напряжений или границей разгрузки напряжений. Ниже происходит заложение сдвигов, определяющих смещение породных блоков по горизонтали. В нижнем геодинамическом этаже происходит заложение сбросов, по которым происходят субвертикальные перемещения породных блоков. Несмотря на различную глубину заложения тектонических нарушений, разломы нижних этажей «прорезают» верхние этажи и обычно прояв-

ляются на земной поверхности. Это явление связано с определенной силовой иерархией геодинамических этажей [8].

Взаимное расположение тектонических разломов в пространстве можно наглядно показать при помощи розы-диаграммы. Для построения роз-диаграмм в реальных условиях используются данные геологического, инженерно-геологического и гидрогеологического картирования. Методика построения роз-диаграмм

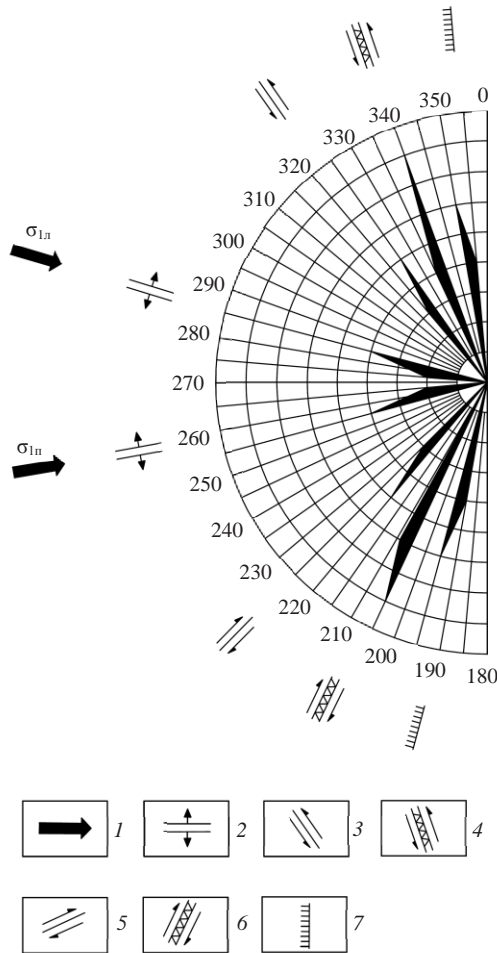


Рис. 4. Преобладающие ориентировки разломов в Уральском регионе:

1 – ориентировка основных ГМН; 2 – сбросы; 3 – левые хрупкие и пластично-хрупкие сдвиги; 4 – левые хрупко-пластичные сдвиги; 5 – правые хрупкие и пластично-хрупкие сдвиги; 6 – правые хрупко-пластичные сдвиги; 7 – взбросы

Fig. 4. Prevailing faults orientations in the Urals:
1 – orientation of basic MMS; 2 – faults; 3 – left brittle and elastic-brittle faults; 4 – left brittle-elastic faults; 5 – right brittle and elastic-brittle faults; 6 – right brittle-elastic faults; 7 – upthrow faults

заключается в суммировании относительных длин тектонических нарушений в пределах выбранных диапазонов азимутов простирания. В результате группы разломов преобладающей ориентировки формируют на диаграмме выраженные пики.

Результаты исследований. Анализ пространственной ориентировки тектонических нарушений выполнялся в рамках решения практических задач гидроге-

ологии, инженерной геологии и геомеханики на рудных месторождениях, месторождениях пресных подземных вод и на территории городов Северного, Среднего и Южного Урала [5, 6, 8, 14]. В ходе работ был выявлен ряд важных закономерностей. Установлено, что на разных территориях Урала выявляются три основных вида розы-диаграммы, отражающих преобладающие отличительные особенности ориентировки главных максимальных напряжений (ГМН). Главное максимальное напряжение, формирующее большинство активных тектонических разломов в современную геологическую эпоху, имеет два преобладающих направления (две ориентировки). На некоторых объектах основное направление ГМН действует по азимуту 260° . На других территориях преобладает ориентировка ГМН со средним азимутом 285° . Очень часто выявляются участки земной коры, на которых проявляются оба этих направления.

Вид розы-диаграммы, отражающей ориентировку ГМН по азимуту 260° , показан на рис. 2. Представлены пики, отражающие простириание сбросов, надвигов, левых и правых сдвигов. Простириание сбросов совпадает с ориентировкой оси максимального главного нормального напряжения, что соответствует закономерностям, связанным с геодинамической этажностью (рис. 1). Пик диаграммы, отражающий положение в пространстве надвиговых структур, располагается под прямым углом к оси ГМН и к пику диаграммы, определяющему ориентировку сбросов. Ориентировка надвигов имеет преобладающий азимут 350° . Два пика сдвиговых структур закономерно располагаются справа и слева от пика сбросовых нарушений и отстоят на угол скола, который чаще всего составляет 40° . Левые сдвиги имеют преобладающую среднюю ориентировку 300° , а сдвиги правой кинематики – 220° .

На некоторых объектах проявилось направление ГМН, действующее по азимуту 285° . В этом случае (рис. 3) простириание сбросов совпадает с ориентировкой оси ГМН, простириание надвигов имеет преобладающий азимут 15° (195°), два пика сдвиговых структур закономерно располагаются справа и слева от пика сбросов и отстоят на угол скола, который примерно составляет 40° . Левые сдвиги имеют преобладающую среднюю ориентировку 325° , а сдвиги правой кинематики – 245° .

На большинстве изученных объектов в различной степени выраженности проявляются два направления действия ГМН. В этих случаях диаграмма, отражающая ориентировку тектонических нарушений, имеет более сложную форму (рис. 4). В обобщающем варианте наблюдается взаимное наложение диаграмм, изображенных на рис. 2 и рис. 3. На обобщающей диаграмме пространственной ориентировки тектонических нарушений Уральского региона проявляются те же самые пики, соответствующие простирианию надвиговых, сдвиговых и сбросовых тектонических нарушений, эти пики как бы удваиваются. Имеется два пика, соответствующих простирианию сбросов, два пика, отражающих простириание надвигов, и четыре пика, соответствующих азимутам простириания сдвиговых нарушений (рис. 4).

При изучении объектов, где проявляются два направления действия ГМН, выявились особенности, которые отражают определенные отличия от простого наложения двух главных максимальных направлений. Главное максимальное направление с ориентировкой 285° формирует чаще всего левые по кинематике движения, хрупкие сдвиги со средним азимутом 320 – 325° и хрупко-пластичные сдвиги с азимутом 335 – 340° . ГМН с направлением 260° формирует чаще всего правые по кинематике движения, хрупкие сдвиги со средним азимутом 220 – 225° и хрупко-пластичные сдвиги с азимутом 205 – 210° . Эти данные заставляют полагать, что действующие попеременно ГМН делят сферы влияния на геологическую среду, и можно, с некоторой долей условности, рассматривать ГМН 285° как «левое» главное максимальное напряжение ($\sigma_{1л}$), а ГМН 260° – как «правое» ($\sigma_{1п}$).

Анализ результатов. Следует полагать, что описанная геодинамическая структура обусловлена закономерными природными вариациями предельно напряженного состояния скальных массивов. Так, два выраженных пика сбросовых нарушений свидетельствуют о возможном попеременном воздействии ГМН по двум смежным направлениям. Показательно, что эти направления отстоят друг от друга на угол, близкий к характерной величине хрупкого скола ($\alpha = 25\text{--}35^\circ$).

Концентрация тектонических напряжений происходит при отсутствии возможности их разгрузки путем деформации. При деформации массива под действием максимального главного напряжения по одному направлению может быть исчерпана возможность разгрузки напряжений путем смещения по существующим тектоническим швам. В этом случае возникает альтернативный вариант, когда вектор максимального главного нормального напряжения переключается на угол $25\text{--}35^\circ$. Сброс избыточных напряжений происходит по сети тектонических нарушений, сформированных по смежному направлению воздействия максимального напряжения, имеющего тот же набор деформационных структур.

Двойной набор тектонических структур создает возможность разнонаправленного смещения по одним и тем же тектоническим швам, позволяя максимально эффективно использовать существующую сеть разломов для релаксации избыточных напряжений. Например, при переключении силового воздействия на ориентировку 260° сбросы, заложенные под действием максимального напряжения по «старому» направлению 285° , оказываются расположенными под углом $25\text{--}30^\circ$ к новому положению оси максимального главного напряжения, и по ним могут реализовываться сдвиговые деформации.

Меняется характер деформации сдвиговых разломов. Так, угол между осью максимального напряжения и пластично-хрупкими левыми сдвигами с азимутами 320° увеличивается с 35 до 60° . Это приводит к увеличению вероятности пластических деформаций в плоскости тектонического шва. Угол между левыми хрупко-пластичными сдвигами с азимутами 340° возрастает до 80° . В результате по ним могут реализовываться надвиговые (взбросовые) смещения. С другой стороны, при переходе силового воздействия на ориентировку 260° , надвиги, заложенные под действием максимального напряжения по направлению 285° , оказываются расположенными под углом пластического скольжения к новому положению оси ГМН, и по ним могут реализовываться сдвиговые деформации.

Таким образом, вариации направления воздействия максимального главного нормального напряжения на угол $\alpha = 25\text{--}35^\circ$ очень существенным образом меняют картину деформации скального массива. Изменяется кинематика смещения вдоль плоскостей заложения тектонических разломов. Уменьшается или увеличивается доля хрупких и пластических деформаций в зоне тектонического шва. Обеспечивается более эффективная релаксация избыточных напряжений путем разнонаправленных смещений вдоль существующей сети тектонических нарушений.

Двойной набор тектонических структур, выступающих в роли подвижных элементов, увеличивает количество степеней свободы при деформации скального массива. Закономерное пространственное расположение тектонических разломов в породном массиве является его ответной реакцией на постоянное воздействие избыточных напряжений. Заложение закономерной сети тектонических разломов является элементом самоорганизации скального массива под воздействием внешних геодинамических сил.

Область применения результатов. Результаты геомеханического анализа современной геодинамической структуры скальных массивов Уральского региона показывают, что активные тектонические разломы, как правило, имеют определенную ориентировку в современном поле напряжений. Приведенные диаграм-

мы (рис. 2–4) с некоторыми незначительными вариациями повторяются при изучении большинства объектов. Современное поле напряжений испытывает вариации, выражающиеся в смене основного направления силового воздействия. Максимальное главное напряжение может переключаться на смежное направление воздействия, отстоящее на угол 25–35°. Существование двух основных направлений силового воздействия четко проявляется в пространственной ориентировке тектонических разломов.

Методика использования результатов зависит от цели конкретной работы. При поисковых работах, направленных на выявление участков, пригодных для питьевого и технического водоснабжения, исследования начинаются с камерального анализа картографических материалов. На этом этапе работ необходимо выявить достоверную структуру линеаментов конкретной местности. Желательно использовать широкий спектр карт: топографические, геологические, космические, геоботанические и др. Как правило, полученные диаграммы имеют высокий уровень соответствия со структурами, изображенными на рис. 2–4. На основании соответствия азимутальных ориентировок определяется кинематический тип предполагаемых разломов. Для поисков воды следует ориентироваться на сдвиги и сбросы, и, главное, на узлы их пересечения. На предполагаемых перспективных участках выполняется комплекс геофизических, буровых и опытных работ, направленных на подтверждение и детализацию тектонической и гидрогеологической структуры конкретного объекта исследований.

При инженерно-геологических изысканиях и для выявления причин деформации зданий и сооружений необходимо определить на аварийном участке местоположение, ориентировку и кинематический тип тектонических нарушений. Опираясь на предполагаемый кинематический тип разломов и вероятное направление деформации [8], следует с помощью методов высокоточной геодезии оценить интенсивность происходящих подвижек. Основную опасность представляют просадочные, реже – сдвиговые деформации. Эти деформации при своевременном выявлении и диагностике направления смещений можно компенсировать и предотвратить с помощью специальных методов. На этапе инженерно-геологических изысканий наиболее эффективные результаты может принести корректировка проекта, включающая изменение местоположения здания или сооружения.

Выводы. Для успешного решения практических задач необходимо правильное понимание природы тектонических разломов как самостоятельных геологических тел. Ключевыми вопросами при изучении тектонических нарушений являются показатели, характеризующие современное напряженно-деформированное состояние в конкретном участке земной коры. Тектонические разломы являются природными регуляторами напряженного состояния земной коры.

Деформация породных массивов представляет собой нормальную реакцию горных пород на воздействие тектонических напряжений и определяет процесс понижения напряжений и поддержания состояния предельного равновесия. Избыточные напряжения понижаются (сбрасываются) в результате разрушающих (предразрушающих) деформаций, ведущих к образованию трещин, заложению тектонических нарушений или смещений по разломам. Глобальная природа избыточных напряжений предопределяет бесконечность этого процесса.

Один из трех векторов главных нормальных напряжений всегда должен совпадать с вектором силы тяжести как основной действующей силы в земной коре. Это предопределяет в большинстве случаев строго горизонтальную ориентировку двух других векторов. При заложении тектонического разлома или смещении по нему проявляется некоторая доля пластических деформаций. В практике гидрогеологических и инженерно-геологических работ именно такие разломы составляют основной предмет исследований, что заставляет ориентироваться на значение угла скола, составляющее в среднем 40°.

Одним из важнейших условий формирования тектонических нарушений является геодинамическая этажность земной коры. Геодинамическая этажность земной коры предусматривает изменение ориентировки (изменение роли) осей главных напряжений с глубиной, что служит основным фактором образования тектонических разломов различного кинематического типа (надвигов, сдвигов, сбросов).

Главное максимальное напряжение (ГМН), формирующее большинство активных тектонических разломов в современную геологическую эпоху на Урале, имеет два преобладающих направления (две ориентировки). На некоторых объектах основное направление ГМН действует по азимуту 260° . На других территориях преобладает ориентировка ГМН со средним азимутом 285° . Очень часто выявляются участки земной коры, на которых проявляются оба этих направления.

При ориентировке ГМН по азимуту 260° простираение сбросов совпадает с ориентировкой оси максимального главного нормального напряжения, что соответствует закономерностям, связанным с геодинамической этажностью. Надвиговые структуры располагаются под прямым углом к оси ГМН, и ориентировка надвигов имеет преобладающий азимут 350° . Левые сдвиги имеют преобладающую среднюю ориентировку 300° , а сдвиги правой кинематики – 220° .

При ориентировке ГМН по азимуту 285° простираение сбросов совпадает с ориентировкой оси максимального главного нормального напряжения. Ориентировка надвигов имеет преобладающий азимут 15° (195°). Левые сдвиги имеют преобладающую среднюю ориентировку 325° , а сдвиги правой кинематики – 245° . При изучении объектов, где проявляются два направления действия ГМН, выявились особенности, которые имеют определенные отличия от простого наложения двух главных максимальных направлений.

Деформации скальных массивов и смещения вдоль тектонических разломов не являются хаотическими. Предельно напряженное состояние скальных массивов испытывает определенные вариации, но эти вариации имеют регулярный характер. Выявленные закономерности являются общими для Уральского региона. Следует предполагать, что закономерности пространственной ориентировки тектонических разломов являются важным условием существования скальных массивов в состоянии предельного равновесия и с некоторыми особенностями проявляются в других регионах.

Изучение пространственной ориентировки и геомеханической роли тектонических разломов имеет важное практическое значение. Геомеханические свойства тектонических нарушений определяют их проницаемость для подземных вод, инженерно-геологические характеристики скальных массивов и степень современной геодинамической опасности участков земной коры.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Артюшков Е. В. Физическая тектоника. М.: Наука, 1993. 302 с.
2. Тектонический кодекс России / Г. С. Гусев [и др.]. М.: Геокарт: Геос, 2016. 240 с.
3. Гончаров М. А., Талицкий В. Г., Фролова Н. С. Введение в тектонофизику. М.: КДУ, 2005. 496 с.
4. Бачманов Д. М., Рассказов А. А. Активность разрывных нарушений и некоторые черты геодинамики области сочленения Южного и Среднего Урала // Геотектоника. 2000. № 4. С. 25–31.
5. Лукьянов А. Е. Гидрогеомеханический анализ ориентировки водоносных тектонических структур в скальных породах // Известия вузов. Горный журнал. 2008. № 8. С. 182–184.
6. Тагильцев С. Н., Осипова А. Ю., Лукьянов А. Е. Активные тектонические структуры и их выявление на строительном площадках // Уральский строитель. 2012. № 11–12. С. 31–33.
7. Tkachuk E. I. Regular vertical changeability of rock mass properties of filtration // Proceeding Sixth Int. Congress IEAG. 1990. Vol. 2. P. 1249–1252.
8. Тагильцев С. Н., Лукьянов А. Е. Геомеханическая роль тектонических разломов и закономерности их пространственного расположения // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. (12–14 октября 2011 г.). Екатеринбург, 2012. С. 26–39.
9. Zoback M. L. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: The world stress map project // Journal of Geophysical Research. 1992. Vol. 97. No. B8. P. 11761–11782.

10. Шерман С. Н., Днепровский Ю. И. Поля напряжений земной коры и геолого-структурные методы их изучения. Новосибирск: Наука, 1989. С. 158.
11. Влох Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках. М.: Недра, 1994. 207 с.
12. Тажибаев К. Т. Напряжения, процессы деформации и динамического разрушения горных пород. Т. 1. Бишкек: Алтын Принт, 2016. 352 с.
13. Bird C. Planetary Grid // *New Age Journal*. 1975. No. 5. P. 36–41.
14. Тагильцев С. Н., Кибанова Т. Н. Закономерности поля тектонических напряжений в геологической среде Красноуральского рудного района // *Известия УГГУ*. 2017. Вып. 2. С. 43–47.

Поступила в редакцию 9 апреля 2018 года

Тагильцев С. Н. Закономерности пространственного расположения тектонических нарушений в поле современного напряженного состояния земной коры // *Известия вузов. Горный журнал*. 2018. № 7. С. 52–66.

Сведения об авторах:

Тагильцев Сергей Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии Уральского государственного горного университета. E-mail: tagiltsev@k66.ru

REGULARITIES IN THE SPATIAL ARRANGEMENT OF TECTONIC DISTURBANCES IN THE FIELD OF MODERN STRESS STATE OF THE EARTH'S CRUST

Tagil'tsev S. N.¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Research aim. The main aim of the present research is to determine spatial regularities in the arrangement of tectonic disturbances which are active in modern field of geodynamic stresses. Tectonic faults are considered as the structures of hard rock masses breaking which occur under the Earth's crust stresses exceeding the strength characteristics of the hard rocks. Tectonic faults are natural controllers of the Earth's crust stress state which ensure the deformation of the hard rocks and excessive tectonic stresses relieving. Modern activation of tectonic disturbances depends on the faults orientation in the field of modern geodynamic stresses acting within a definite section of the Earth's crust. The crust's geodynamic levels presence determines the variation of axes of the main stresses with the depth, which is the main factor of tectonic faults of various types (thrusts, displacements, and faults) generation.

Research results. The Ural hard rock masses modern geodynamic structure analysis shows that active tectonic faults have definite orientation in modern field of stresses. The main maximum stress (MMS) which forms the majority of active tectonic faults in the modern geological age in the Urals has two predominate directions (two orientations). At some facilities the main direction of MMS acts in azimuth 260°. At the other territories, MMS orientation prevails with an average azimuth 285°. Very often the sections of the Earth's crust are distinguished where both directions appear.

Modern stress field undergoes definite variations which are expressed in the power action main direction variation. The presence of the two main directions of the power action manifests in the spatial orientation of tectonic faults. The existence of a regular network of faults is an element of a hard rock mass self-organization under the impact of the Earth's crust tectonic stresses.

Research results application area. The study of the spatial orientation and geomechanical role of tectonic faults is of a great practical significance. Geomechanical properties of tectonic disturbances determine their permeability for subsoil waters, engineering-geological characteristics of hard rock masses, and the degree of modern geodynamic hazard of the Earth's crust sections.

Key words: tectonic faults; stress state of the Earth's crust; modern tectonic activation; geodynamic floors presence; main maximum stresses orientation.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-52-66

REFERENCES

1. Artiushkov E. V. [Physical tectonics]. Moscow, Nauka Publ., 1993. 302 p.
2. Gusev G. S., Mezhelevskii N. V., Gushchin A. V., and others [Tectonic code of Russia]. Moscow, Geocart: Geos Publ., 2016. 240 p.
3. Goncharov M. A., Talitskii V. G., Frolova N. S. [Introduction to tectonophysics]. Moscow, KDU Publ., 2005. 496 p.
4. Bachmanov D. M., Rasskazov A. A. [Fractures activity and some features of geodynamics at the area of the Southern and the Middle Urals joint]. *Geotektonika – Geotectonics*, 2000, no. 4, pp. 25–31. (In Russ.)
5. Luk'ianov A. E. [Hydrogeomechanical analysis of water-bearing tectonic structures orientation in hard rocks]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2008, no. 8, pp. 182–184. (In Russ.)

6. Tagil'tsev S. N., Osipova A. Iu., Luk'ianov A. E. [Active tectonic structures and their exposure at construction sites]. *Ural'skii stroitel' – Ural Builder*, 2012. no. 11–12, pp. 31–33. (In Russ.)
7. Tkachuk E. I. Regular vertical changeability of rock mass properties of filtration. Proceeding Sixth Int. Congress IEAG, 1990, vol. 2, pp. 1249–1252.
8. Tagil'tsev S. N., Luk'ianov A. E. [Geomechanical role of tectonic faults and regularities in their spatial arrangement]. [Proc. of the Research. to Pract. Conf. (12th–14th October, 2011) "Geomechanics in Mining"]. Ekaterinburg, 2012, pp. 26–39. (In Russ.)
9. Zoback M. L. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: The world stress map project. *Journal of Geophysical Research*, 1992, vol. 97, no. B8, pp. 11761–11782.
10. Sherman S. N., Dneprovskii Iu. I. [The Earth's crust stress fields and geological-structural methods of their investigation]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1989, 158 p.
11. Vlokh N. P. [Rock pressure control at underground mines]. Moscow, Nedra Publ., 1994. 207 p.
12. Tazhibaev K. T. [Stresses, rock dynamic breaking and deformation processes. Vol. 1]. Bishkek, Altyn Print Publ., 2016. 352 p.
13. Bird C. Planetary Grid. *New Age Journal*, no. 5, 1975, pp. 36–41.
14. Tagil'tsev S. N., Kibanova T. N. [Regularities in the field of tectonic stresses in geological environment of Krasnotur'insky ore district]. *Izvestiya Ural'skogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2017, issue 2, pp. 43–47. (In Russ.)

Information about authors

Tagil'tsev Sergei Nikolaevich – Doctor of Engineering Science, Professor, head of the Department of Hydrogeology, Engineering Geology, and Geoecology, Ural State Mining University.
E-mail: tagiltsev@k66.ru

SOME FEATURES OF MASS TRANSFER AT SPIRAL DEVICES

ПРОКОП'ЕВ С. А.¹, ПЕЛЕВИН А. Е.², МОРОЗОВ ИУ. П.²

¹ OOO Manufacturing Company Spirit
(Lermontova Str., 128/2, room 305, Irkutsk, the Russian Federation)

² The Ural State Mining University
(Kuibysheva Str., 30, Ekaterinburg, the Russian Federation)

Research aim is to investigate the mechanism of mass transfer at spiral separators and to determine motive powers of particles stratification in a flow.

Research methodology. The issues of water flows and pulp mass transfer at spiral separators are considered. To assess the states and the flow modes, the Froude number and the Reynolds number were determined. It has been shown that water flows at spiral devices refer to complex fluid motion modes. They have no fixed depth and speed along the width of the trough. Within one trough, a water flow has several modes and states simultaneously, from laminar “smooth” and laminar “rough” to turbulent “rough”.

Results and analysis. The presence of capillary and gravitational waves and transverse circulation of flows has been stated. Researches over the determination of circulations at spiral troughs have shown that the upper flows move along the unfolding spirals gradually approaching the outer side. Getting close to the bottom, the water currents move along the folding spirals with a decreasing radius. The presence of transverse circulation has been determined by experiment. When spiraling down along the trough, the water currents sink to the depth of a flow near the outer side and rise up against the bottom near the inner side. At spiral troughs with the diameter more than 1 m near the outer side there is secondary transverse circulation with different direction of the water currents. Between the first and secondary circulations there exists a transition zone without any circulation.

Conclusion. The mechanism of particles separation by density at a spiral separator has been discovered. The basic motive powers of particles stratification in a flow are lift forces which occur because of capillary and gravitational waves motion and flow transverse circulation.

Key words: spiral separation; stratification mechanism; capillary and gravitational waves; flows transverse circulation.

Research aim is to investigate the mechanism of mass transfer at spiral separators and to determine motive powers of particles stratification in a flow.

The current state of the theory and practice of spiral separation is sufficiently explored [1–5]. Mass transfer and separation of particles by density is largely determined by water flows features. The water flows at spiral devices refer to complex modes of fluid motion. They have no fixed depth and speed along the width of the trough. Within one trough, the water flow has several modes and states simultaneously, from laminar to turbulent supercritical.

The state and modes of the water flows are determined by the Froude number:

$$Fr = \frac{v^2}{gH}, \quad (1)$$

and by the Reynolds number:

$$Re = \frac{v \cdot H}{\nu}, \quad (2)$$

where v is the speed of the water flow, m/s; H is the depth of the water flow, m; g is the gravitational acceleration, m/s²; ν is the kinematic viscosity coefficient, m²/s [6].

Experimental determination of the Froude number and the Reynolds number for the water flows in straight and spiral troughs and the obtained data comparison by the graph $Fr = f(Re)$ shows that the values of laminar, transition, and turbulent modes almost coincide [7]. The major part of a flow at a spiral trough is characterized by Fr number of more than one, which indicates "rough" state of a flow, where free surface is distinguished by the presence of waves. An only the minor part of the water flow near the spiral trough inner side has "smooth" state without waves under $Fr < 1$. The state of the flow under $Fr = 1$ should be referred to critical.

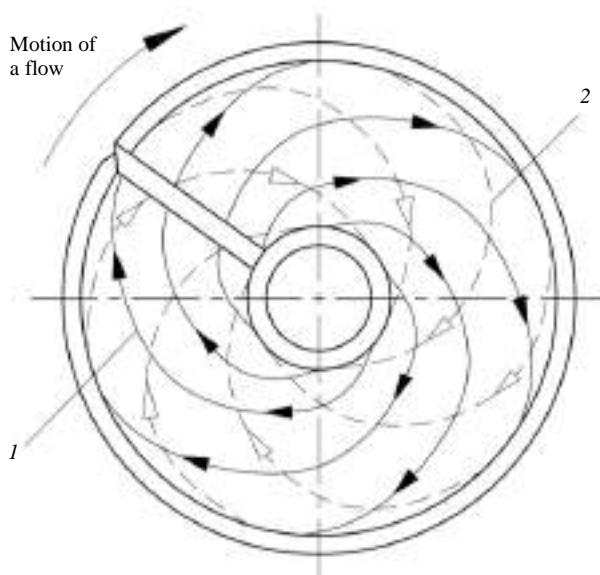


Fig. 1. The scheme of water circulation:
1 – motion of the surface water currents; 2 – motion of the water current at the bottom

Рис. 1. Схема циркуляции воды:
1 – движение поверхностных струй воды; 2 – движение донных струй воды

The water flows at spiral devices refer to complex modes of fluid motion. They have no fixed depth and speed along the width of the trough. Within one trough, the water flow has several modes and states simultaneously, from laminar "smooth" ($Re < 300$; $Fr < 1$) and laminar "rough" ($Re < 300$; $Fr > 1$) to turbulent "rough" ($Re > 3400$; $Fr > 1$).

Waves at a spiral trough with a smooth profile have a form resembling coastal waves with a prominent wave crest in front. At a spiral trough with a complex profile, waves have a complex pattern. Depending on the water flow parameters and the correlation of surface tension force and gravitational force there occur whether capillary, or gravitational, or both waves together.

Capillary waves occur in spiral water flows with the number of Reynolds up to ~ 3000 and with the number of Froude of more than one. They are observed at all spiral troughs in the flow bordered to the inner side.

Capillary waves lack fixed depth neither along the radius, nor along the spiral line. The depth of a wave grows from the axis to the outer side and reduces from the wave's

crest to the back side. Capillary wave parameters (speed, depth, length, and frequency) in a spiral flow have stable character and remain practically unchanged if the water flow and pulp density in the power supply is varied.

Gravitational waves occur at the number of Reynolds higher than ~ 3000 and the number of Froude higher than one, and exist at spiral troughs near the outer side.

Variation and complexity of water flows wave motion at the narrowing trough should lead to circulating flows generation. The hypothesis on the presence of water circulation at a spiral trough was made as early as 1945 [8].

Results. Investigations on the determination of circulation at spiral troughs have shown that the upper flows move along the unfolding spirals gradually approaching the outer side. Getting close to the bottom, the water currents move along the folding spirals with a decreasing radius. At that, water masses, on the one hand, circle around the axis of a spiral trough, on the other hand, around the spiral axis of a flow. This motion of water masses is conditioned on the difference between the centrifugal forces in depth.

The character of the water flows motion at the spiral trough is schematically represented at fig. 1.

The presence of transverse circulation has been experimentally determined, the scheme of which is represented at fig. 2, *a*. When spiraling down along the trough, the water currents sink to the depth of a flow near the outer side and rise up against the bottom near the inner side. Transverse circulation at a spiral trough is a stable notion; it hasn't been disturbed even in the trough with ripples at the working surface along the spiral lines.

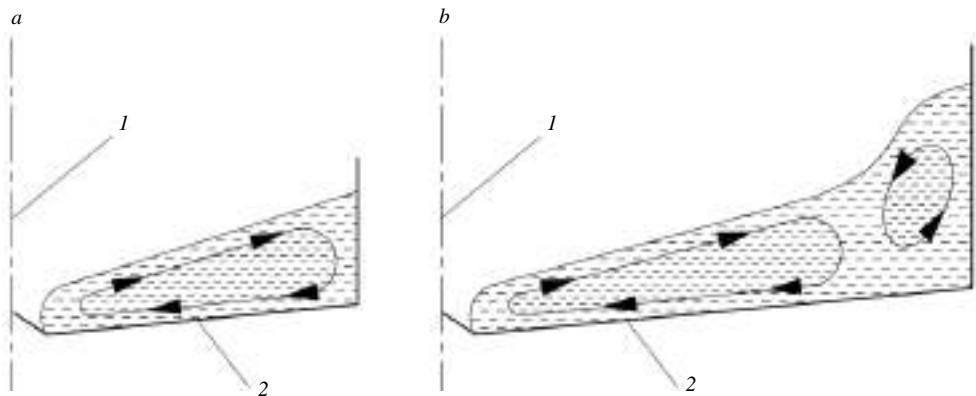


Fig. 2. The scheme of the water flows' transverse circulation:

a – the scheme of transverse circulation; *b* – secondary transverse circulation; 1 – spiral trough axis; 2 – spiral trough

Рис. 2. Схема поперечной циркуляции водных потоков:

a – схема поперечной циркуляции; *b* – двойная поперечная циркуляция; 1 – ось винтового желоба; 2 – винтовой желоб

When investigating at spiral troughs with the diameter more than 1 m near the outer side, secondary circulation with different direction of the water currents has been discovered (fig. 2, *b*) [7].

Secondary transverse circulation occurs practically at once at the first coil and is observed down along the trough near the outer side up to the unloading part. Between the first and secondary circulations there exists a transition zone without any circulation.

In general, the presence of transverse circulation should play a significant role in mineral particles lower layers motion towards the axis of the device and in the solid phase disintegration in a flow.

Mass transfer at a spiral trough significantly differs from water mass transfer. This difference has been experimentally observed at the spiral trough with the diameter

0.5 m and coils pitch 0.35 m, and elliptic cross section. The obtained experimental data after mathematical treatment are represented at fig. 3.

The analysis of dependences represented at fig. 3 shows that the introduction of a mass of mineral particles into the spiral water flow leads to the switch of the flow's separate sections laminar mode into the transition mode, and further into the turbulent one. The numbers Fr and Re are higher at pulp motion, than at water motion. Depth and speed of a flow at its major part which is closer to the trough's axis is higher at pulp motion, than at water motion.

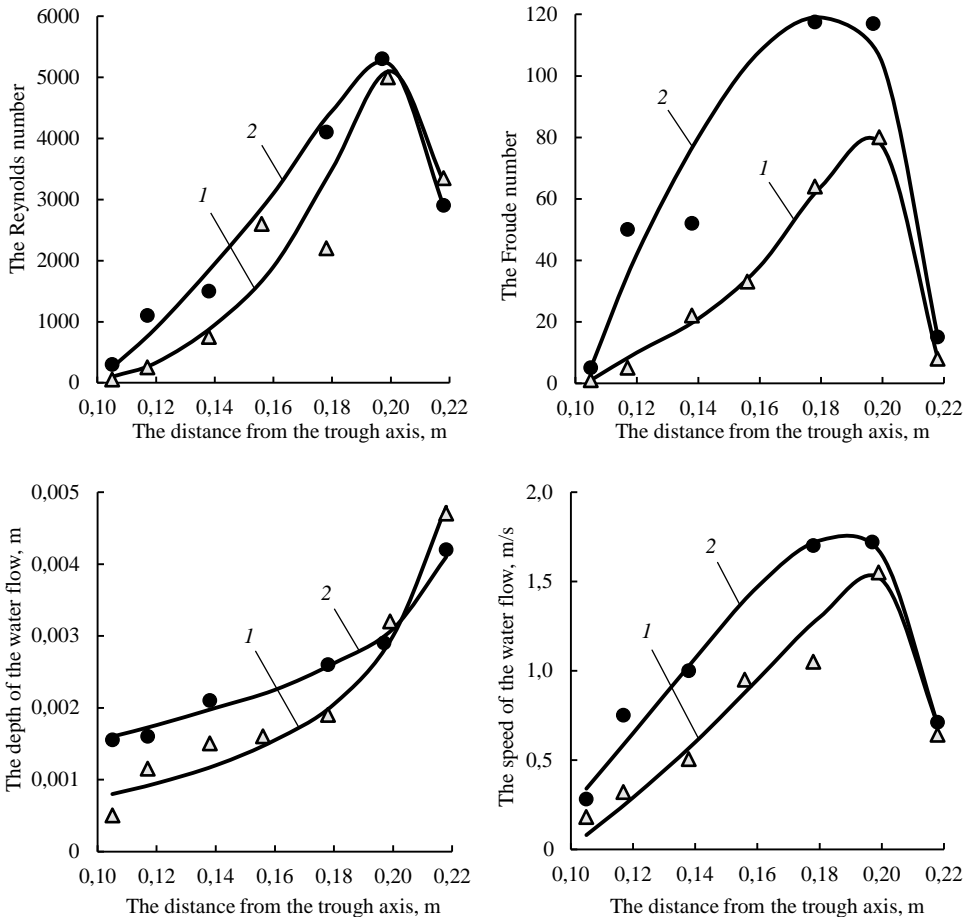


Fig. 3. The parameters of a water flow – 1 and the pulp flow with the mass share of solid in the power supply 31 % – 2 at a spiral trough

Рис. 3. Параметры водного потока – 1 и потока пульпы с массовой долей твердого в питании 31 % – 2 на винтовом желобе

Mass share of solid in a pulp flow at a spiral trough is not identical across the width. It is higher near the inner side reaching 60–66% of solid, and it is lower near the trough's periphery where only water and slime move. As experiments of L. G. Podkosov and others have shown [9], mass share of solid in pulp near the inner side depends on the track length. Thus, at trough's length of 1.75 of a coil, mass share of solid in pulp is 62.0%, and at length of 2.75 of a coil – 65.2%, at length of 6 coils – 66.4%.

Spiral separators and sluices are meant for mineral particles separation by density in the flow of water moving along the inclined plane. Apart from separating the particles by density, stratification of particles by size inevitably occurs. The mechanism

of particles stratification by size and density at spiral separators is carried out in the following manner.

Under the action of the inner currents, mineral particles form into longitudinal bands which are the elements of the transfer of solid in the water flow. At a definite water flow mode, particles motion is carried out with the help of the capillary waves in the form of separate portions. At a spiral trough with a smooth profile, the water flows replete with mineral particles, transport particles towards the outer side.

The motive powers of particles stratification in a flow are lift forces [7]. Lift forces result from capillary waves motion because surface flows possess higher speeds than undercurrents. Within the limits of such wave transverse circulation occurs which predetermines vertical velocity component. Their values are of the same order as the lift forces from undercurrents.

Particles disintegration in a pulp flow is undoubtedly also determined by their encounter which occurs because of velocity gradient in depth. Being in the disintegrated state, particles in a spiral flow clash, and distance between them increases and decreases.

There inevitably occurs “sifting” of the minor heavier particles into the spans between the coarse particles. At that lighter coarse particles move in the upper layers of a flow by means of their “wedging up” and displacement by the minor particles [10]. This natural process of particles stratification by size and density is called *segregation*.

The processes of segregation are widely known at solid particles transportation by water both in natural conditions and at concentrating gravitational devices. The presence of additional impacts on a pulp flow, such as centrifugal force (for a spiral separator) or inertial vibrational forces (for a concentrating table, a jigging machine, and a hydraulic screen) intensifies material segregational stratification by size and density [10–16].

Particles stratification by size and density goes on simultaneously. Stratification by density can be intensified with the help of oscillations and upward water flow, and the higher total mobility and disintegration of particles is, the better stratification by density and the worse stratification by size is.

Stratification by density occurs when a heavy particle can advance into the lower layer if under the particle an intergranular channel of a slightly bigger size forms. In the process of a heavy particle motion through the layer of fine light particles it has to overcome resistance of the surrounding particles [7].

Transverse circulation significantly influences the process of particles stratification by density. Solid phase located within the limits of the lower branch of transverse circulation, moving downwards gradually shifts towards the axis of the device under the effect of hydrodynamic pressure which is the result of gravitational force, centrifugal force, and friction force. This shift doesn't depend on the presence of the heavy particles in this layer. The whole layer shifts. Heavy particles surrounded by the particles of a waste rock comply with the general character of the whole layer of the particles motion. At that, heavy particles gradually advance into the field of a flow with the shallower depths. Because of this, light particles of the layer under consideration are found within the limits of the transverse circulation upper branch, where the motion is directed along the unfolding spiral towards the outer side. At that, the upper layers of light particles pull away from the axis of a spiral trough.

In the process of the lower layer displacement towards the field of a concentrate, there occurs the displacement of lighter particles by the heavier particle into the upper layers. By means of this, heavy particles concentration near the inner side increases.

The velocity of the pulp transverse flow at a spiral trough is directly proportional to the velocity of the pulp longitudinal flow. The larger the flow's depth is, together with the relation of coils pitch to the trough's diameter and the angle of transverse section to the horizon, the higher the transverse circulation velocity is.

Thus, when concentrating at a spiral device, heavier particles center near the inner side of the trough side, when the lighter particles center near the outer side, which makes it possible to divide them as the pulp comes down the trough.

Results area of application. The process of stratification by density at a spiral device is more effective for a narrow grain size class of the primary product. If heavy minerals are generally represented by "slime" particles, then for their isolation into a heavy product mainly laminar mode of pulp motion along the spiral trough is required. Therefore, in order to eliminate the effect of size on the separation results, spiral devices are divided into spiral separators and spiral sluices which are distinguished by the profile of the trough transverse section. The former are applied for the concentration of the particles with the size of 0.071–2 mm, the latter are applied for the concentration of the particles with the size of 0.03–0.5 mm.

Conclusion. The basic feature of mass transfer at spiral devices is the presence of capillary and gravitational waves, generation of circulating flows moving in the upper layers along the unfolding spirals and along the folding spirals at the bottom. Motive powers of particles stratification in a flow are lift forces and transverse circulations of flows.

REFERENCES

1. Auret L., Haasbroek A., Holtzhausen P., Lindner B. Online concentrate band position detection for a spiral concentrator using a Raspberry Pi. XXVII Int. Min. Proc. Cong., 2014. Stellenbosch University, South Africa, pp. 83–92.
2. Konovalov A. B., Aleksandrova T. N., Korchevenkov S. A. [Developing the methodology of determining the characteristics of water flowing along the trough of a spiral separator with the account of its geomechanical characteristics]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2014, no. S4-6, pp. 26–32. (In Russ.)
3. Prabal Kumar Agrwal, Sanket Bacchuwar, G. V. Rao, and S. K. Sharma. Optimisation of process parameters of spiral concentrator for beneficiation of iron ore stacked slimes from Kirandul, Chhattisgarh, India. Proc. XXVIII Int. Min. Proc. Cong., 2016. 10 p.
4. Darryel Boucher, Joshua Sovechles, Zhoutong Deng, Raymond Langlois, Thomas W. Leadbeater, and Kristian E. Waters. Observation of wash water effect on particle motion in a spiral concentrator by positron emission particle tracking. Proc. XXVIII Int. Min. Proc. Cong., 2016. 12 p.
5. Maryam Sadeghi, Claude Bazin, Pier-Olivier Devin, François Lavoie, Daniel Hodouin, Marilène Renaud. Control of spiral concentrators for the concentration of iron ore. Proc. XXVIII Int. Min. Proc. Cong., 2016. 12 p.
6. Vinnikov V. A., Karkashadze G. G. *Gidromekhanika: uchebnik dlia vuzov* [School book for the institutions of higher education "Hydromechanics"]. Moscow, MSMU Publ., 2003. 302 p.
7. Ivanov V. D., Prokop'ev S. A. *Vintovye apparaty dlia obogashcheniia rud i peskov v Rossii* [Spiral devices for ore and sand concentration in Russia]. Moscow, Daksi Publ., 2000. 239 p.
8. Gleeson W. Why the Humphreys spiral works. *Engineering and Mining Journal*, 1945, March, pp. 85–86.
9. Podkosov L. G., Brodskina E. P., Komissarov O. S. [Investigating the conditions of materials stratification in a spiral separator]. *Trudy Vserossiiskogo nauchno-issledovatel'skogo instituta mineral'nogo syr'ia – Proceedings of N. M. Fedorovskiy All-Russian Research Institute of Mineral Raw Materials*, Moscow, Nedra Publ., 1970, pp. 142–148. (In Russ.)
10. Bochkovskii V. M. [Stratification as a primarily important branch of gravitation theory and practice]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1954, no. 1, pp. 47–55. (In Russ.)
11. Morozov Yu. P. [Analysis of the gravity separation of minerals in the constrained conditions of motion]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2011, no. 4, pp. 93–98. (In Russ.)
12. Shokhin V. N., Lopatin A. G. *Gravitatsionnye metody obogashcheniia: uchebnik* [School book "Gravitational Methods of Concentration"]. Moscow, Nedra Publ., 1980. 400 p.
13. Blekhman I. I., Dzhaneldize G. Iu. *Vibratsionnoe peremeshchenie* [Vibrational displacement]. Moscow, Nauka Publ., 1964. 410 p.
14. Ivanov V. D. [Stratification of mineral particles by density, size, and shape in water flows along the inclined surface]. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya – Universities' Proceedings. Nonferrous Metallurgy*, 1985, no. 1, pp. 3–7. (In Russ.)
15. Ivanov V. D. [On the mechanics of mineral particles stratification at spiral devices]. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya – Universities' Proceedings. Nonferrous Metallurgy*, 1986, no. 2, pp. 11–15. (In Russ.)
16. Pelevin A. E. [Probability of bolting particles through the mesh and the process of segregation on a bolting machine]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2011, no. 1, pp. 119–129. (In Russ.)

Prokop'ev S. A., Pelevin A. E., Morozov Iu. P. Some features of mass transfer at spiral devices. Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal. 2018. No. 7. Pp. 67–74.

Information about authors

Prokop'ev Sergei Amperovich – Chairman of ООО Manufacturing Company Spirit. E-mail: s.a.prok@gmail.com

Pelevin Aleksei Evgen'evich – Doctor of Engineering Sciences, Associate professor, professor of the Department of Minerals Processing of the Ural State Mining University. E-mail: a-pelevin@yandex.ru

Morozov Iurii Petrovich – Doctor of Engineering Science, Professor, professor of the Department of Minerals Processing of the Ural State Mining University. E-mail: tails2002@inbox.ru

ОСОБЕННОСТИ МАССОПЕРЕНОСА НА ВИНТОВЫХ АППАРАТАХ

Прокопьев С. А.¹, Пелевин А. Е.², Морозов Ю. П.²

¹ ООО ПК «Спирит», Иркутск, Россия.

² Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.

Целью работы является рассмотрение механизма массопереноса на винтовых сепараторах и определение движущих сил расслоения частиц в потоке.

Методика проведения исследований. Рассмотрены вопросы массопереноса водных потоков и пульпы на винтовых сепараторах. Для оценки состояния и режимов потоков определены числа Фруда и Рейнольдса. Показано, что водные потоки на винтовых аппаратах относятся к сложным формам движения жидкости. Они не имеют постоянной глубины и скорости по ширине желоба. В одном желобе водный поток одновременно имеет несколько режимов и состояний – от ламинарного «спокойного», ламинарного «бурного» до турбулентного «бурного».

Результаты и их анализ. Установлено наличие капиллярных и гравитационных волн, поперечных циркуляций потоков. Исследования по определению циркуляций на винтовых желобах показали, что верхние потоки движутся по развертывающимся спиральям, постепенно приближаясь к внешнему борту. Оказавшись вблизи дна, водные струи движутся по свертывающимся спиральям с уменьшающимся радиусом. Экспериментально определено наличие поперечной циркуляции потока. Водные струи при движении вниз по желобу опускаются в глубь потока у внешнего борта и поднимаются вверх относительно дна у внутреннего борта. На винтовых желобах диаметром более 1 м у внешнего борта присутствует вторичная поперечная циркуляция с другим направлением водных струй. Между первой и вторичной циркуляциями существует промежуточная зона без циркуляции.

Вывод. Раскрыт механизм разделения частиц по плотности на винтовом сепараторе. Основными движущими силами расслоения частиц в потоке являются подъемные силы, которые возникают от движения капиллярных и гравитационных волн и поперечной циркуляции потока.

Ключевые слова: винтовая сепарация; механизм расслоения; капиллярные и гравитационные волны; поперечная циркуляция потоков.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-67-74

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Auret L., Haasbroek A., Holtzhausen P., Lindner B. Online concentrate band position detection for a spiral concentrator using a Raspberry Pi. XXVII International Mineral Processing Congress, 2014. Stellenbosch University, South Africa. P. 83–92.
2. Коновалов А. Б., Александрова Т. Н., Корчевенков С. А. Разработка методики определения характеристик потока воды, текущей по желобу винтового сепаратора, с учетом его геомеханических характеристик // ГИАБ. 2014. № S4-6. С. 26–32.
3. Prabal Kumar Agrwal, Sanket Bacchuwar, G. V. Rao, and S. K. Sharma. Optimisation of process parameters of spiral concentrator for beneficiation of iron ore stacked slimes from Kirandul, Chattisgarh, India. Proc. XXVIII International Mineral Processing Congress, 2016. 10 p.
4. Darryel Boucher, Joshua Sovechles, Zhoutong Deng, Raymond Langlois, Thomas W. Leadbeater, and Kristian E. Waters. Observation of wash water effect on particle motion in a spiral concentrator by positron emission particle tracking. Proc. XXVIII International Mineral Processing Congress, 2016. 12 p.
5. Maryam Sadeghi, Claude Bazin, Pier-Olivier Devin, François Lavoie, Daniel Hodouin1, Marilène Renaud. Control of spiral concentrators for the concentration of iron ore. Proc. XXVIII International Mineral Processing Congress, 2016. 12 p.
6. Винников В. А., Каркашадзе Г. Г. Гидромеханика: учебник для вузов. М.: МГТУ, 2003. 302 с.
7. Иванов В. Д., Прокопьев С. А. Винтовые аппараты для обогащения руд и песков в России. М.: Дакси, 2000. 239 с.
8. Gleeson W. Why the humphreys spiral works // Engineering and Mining Journal. 1945. March. P. 85–86.

9. Подкосов Л. Г., Бродкина Е. П., Комиссаров О. С. Исследование условий разделения материала в винтовом сепараторе // Труды ВИМСа. М.: Недра, 1970. С. 142–148.
10. Бочковский В. М. Расслаивание как наиболее важный раздел теории и практики гравитации // Горный журнал. 1954. № 1. С. 47–55.
11. Морозов Ю. П. Анализ гравитационного разделения минералов в стесненных условиях движения // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 4. С. 93–98.
12. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения: учебник. М.: Недра, 1980. 400 с.
13. Блехман И. И., Джанелидзе Г. Ю. Вибрационное перемещение. М.: Наука, 1964. 410 с.
14. Иванов В. Д. Расслоение минеральных частиц по плотности, крупности и форме в водных потоках по наклонной плоскости // Известия вузов. Цветная металлургия. 1985. № 1. С. 3–7.
15. Иванов В. Д. О механизме расслоения минеральных частиц на винтовых аппаратах // Известия вузов. Цветная металлургия. 1986. № 2. С. 11–15.
16. Пелевин А. Е. Вероятность прохождения частиц через сито и процесс сегрегации на вибрационном грохоте // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 1. С. 119–129.

Сведения об авторах:

Прокопьев Сергей Амперович – председатель совета директоров ООО ПК «Спирит». E-mail: s.a.prok@gmail.com

Пелевин Алексей Евгеньевич – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета.

E-mail: a-pelevin@yandex.ru

Морозов Юрий Петрович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета.

E-mail: tails2002@inbox.ru

RATIONAL USE OF SUBSOIL MINERAL RESOURCES

MEL'NIKOV N. N.¹, BUSYREV V. M.¹

¹ Mining Institute, Kola Scientific Center of RAS
(Fersman Str., 24, Apatites, the Russian Federation)

Introduction. *Up to the present time neither of mining rent state mechanism changes has led to its radical perfection and rational use of deposit reserves.*

Methodology. *A method of determining the cost of valuable components reserves distinguishing the share of natural processes in the subsoil and materialized human labour in the creation of a mineral resources base.*

Results. *Consumable deposit reserves cost involvement in the creation of objective economic foundation for deposits rational exploitation tasks solution has been substantiated. The methods of assessing the effectiveness of deposits operation technology variants have been introduced, as well as the substantiation of deposits utilization acceptable completeness, and income distribution, observing harmonization between the economic interests of the state, the owner of the subsoil, and the economic interests of the mining enterprises, subsoil users.*

Results analysis. *Rational subsoil use crucial tasks solution results have been introduced and analyzed by the example of Kovdorsky phlogopite deposit.*

Conclusions. *The suggested principles and methods of solving crucial tasks of subsoil use with the involvement of deposit reserves cost contribute to subsoil mineral resources rational use.*

Key words: *reserves cost; harmonization of economic interests; subsoil use crucial tasks; solution methods.*

Introduction. Worldwide experience testifies that the development of human civilization is inseparably connected to the need in continuous growth of subsoil mineral resources consumption. For that reason by the present time the ownership of the subsoil has been completely moved to the state regardless of its political structure. In Russia the state's ownership of the subsoil is recognized in the Constitution, and its use, according to the Law of the Russian Federation "On the Subsoil" (article 9), is not conditional upon the form of the ownership of the subsoil user. Naturally, the presence of the owner raises the question for the subsoil users to pay for the subsoil mineral resources which have been used up by them. The Russian economy's move towards market relations has inflamed the situation of the subsoil users' payment for the utilized subsoil mineral resources, because certain previously existing inconsistency between the economic interests of the owner and the user of the subsoil has intensified. The former is interested in both effective and more economical, i. e. complete and integrated, use of deposit reserves, the latter is interested mainly in its own most profitable production economic performance, i. e. maximum profit regardless of deposit reserves utilization completeness. Existing mineral tax is incapable of respecting the interests of both parties.

There is a wealth of examples. Thus, at the turn of the 20th and the 21st centuries in the course of Norilsk polymetallic ore deposits operation the average content of copper in the extracted ore by 2–3 times exceeded the average one in the deposit reserves [1]. A that, high grade ore production reached 87% with reserves share of 32%. According to the data from the Central Committee for Solid Mineral Deposit Development of the

Federal Subsoil Resources Management Agency, the subsoil reserves losses during deposits exploitation reach from 5–6 to 12–15% on average according to the branches of ore mining industry; extracted mineral raw materials losses during processing reach from 2–25 to 15–55%. As a result, to produce their own marketable mineral products, mining enterprises use up significant reserves of the national mineral resources base. Thus, mining enterprises of Murmansk region, for 1 t of valuable components extracted in the marketable mineral products, use up from 1.1 to 3.7 t of all reserves at the operated deposits (table 1).

It follows from the above that deposit operation should provide, firstly, their utilization effectiveness, secondly, economically acceptable mineral extraction and losses, thirdly, harmonization between the economic interests of the state and subsoil users. These three tasks meet the solution of the problem of subsoil mineral resources rational use. At that, the central key task without which the solution of other tasks seems impossible is the harmonization of the economic interests of all parties.

Table 1. Consumption of mineral raw resources of the Kola region deposits
Таблица 1. Расход запасов минерально-сырьевых ресурсов месторождений Кольского региона

Enterprise	Valuable component	Consumption of valuable component reserves for 1 t in products, t/t
ООО Kovdorsliuda	Phlogopite	3.7
	Vermikulite	2.2
ОАО Kovdorsky GOK	Fe	1.1
	P ₂ O ₅	1.6
ОАО Olkon	Fe	1.2
ОАО Apatit	P ₂ O ₅	1.2
ООО Chalmozero	Pegmatite	1.5
JSC Kola MMC Pechenganickel Combine	Ni, Cu, Co	1.4
Lebedinsky GOK Karnasurt Mine	Loparite	2.6
Umbozero Mine	Loparite	2.2

Prominent scientists have been repeatedly indicating the need for the mining rent state mechanism development [2–4]. However, up to the present time neither of mining rent state mechanism changes and the amendments made has led to its radical perfection and rational use of deposit reserves.

Research methodology. Mining Institute of KSC RAS substantiated the solution concept for the crucial tasks of the subsoil use with direct involvement of the cost of consumable subsoil reserves, which provides the creation of an objective economic basis to solve the problem of deposits rational exploitation [5]. It has been suggested to approach the determination of deposits cost as goods representing original raw material for the production of marketable mineral products by the subsoil users.

The world practice have accepted the general principle of establishing the price of the produced marketable products Π_o which includes, firstly, recovery of all costs C_k , involved in manufacturing of products including those for original raw material acquisition, secondly, gaining profit for costs provided that it is not lower than the rates for costs accepted in the economy $C_k K_{np}$, thirdly, tax payments according to the rates accepted in the taxation mechanism ($\Pi_o \cdot 0.01H$):

$$\Pi_o (1 - 0.01H) \geq D_k (1 + K_{np}).$$

The same principle must be used when determining the cost of deposit reserves being utilized by mining enterprises. However, the distinctive features of subsoil mineral raw resources extraction should be taken into account.

The emergence and the location area of valuable components within the subsoil, their type, quality, quantity, as well as mining-geological conditions they are in, completely depend on the natural processes within the Earth's subsoil. Detection of valuable components in the subsoil, their examination and defining whether they meet the requirements applicable to mineral deposits is carried out with significant human input in the process of exploration and geologic prospecting works, which end up in the national mineral raw base formation.

For deposit reserves cost objective estimation and its application when solving the tasks of deposits rational exploitation, shares of natural processes and materialized human labour should be determined and distinguished. The suggested methodological approach is used when substantiating the operated deposit reserves cost determination [6–10].

The cost of 1 t of valuable component at a deposit:

$$C_{\text{н}} = C_{\text{п}}(1 + K_{\text{пп}}) + \frac{\Delta\Pi_{\text{п}}}{\text{Бс}}, \quad (1)$$

where $C_{\text{п}}$ – costs for geological prospecting works for 1 t of explored valuable component reserves; $K_{\text{пп}}$ – profit rate for costs accepted in the economy; Б – mineral reserves used up under deposit operation; c – the content of valuable component in reserves; $\Delta\Pi_{\text{п}}$ – excess profit or damage depending on natural conditions of deposit exploitation.

In formula (1), the share of human labour in the cost of deposit reserves is represented by human input for exploration and geological prospecting and a profit accounted for them $C_{\text{п}}(1 + K_{\text{пп}})$. Share of natural processes is represented by the excess profit or damage depending on them entirely. Its size is determined from the remainder of the income after all taxes have been withdrawn (excluding mineral tax), together with human labour inputs for the extracted reserves exploration and operation, and the profit accounted for these costs:

$$\Delta\Pi_{\text{п}} = \text{Д}_{\text{к}}\Pi_{\text{о}}(1 - 0.01\text{H}) - \text{Д}_{\text{к}}C_{\text{к}}(1 + K_{\text{пп}}) - \text{Бс}C_{\text{п}}(1 + K_{\text{пп}}), \quad (2)$$

where $\text{Д}_{\text{к}}$ – the quantity of the obtained marketable products; $\Pi_{\text{о}}$ – the price of the marketable products; H – the total of tax rates on the income; $K_{\text{пп}}$ – profit rate for costs; $C_{\text{к}}$ – prime cost of marketable products; $C_{\text{п}}$ – costs for geological prospecting works.

The cost of all reserves used up for the manufacture of marketable products:

$$\text{Бс}C_{\text{н}} = \text{Бс}C_{\text{п}}(1 + K_{\text{пп}}) + \Delta\Pi_{\text{п}} = \text{Д}_{\text{к}}\Pi_{\text{о}}(1 - 0.01\text{H}) - \text{Д}_{\text{к}}C_{\text{к}}(1 + K_{\text{пп}}).$$

Thus, the cost of valuable component reserves used up for the manufacture of marketable products can be defined from the fraction of income remained after payments for taxes as well as the costs of a mining enterprise for deposit operation and profit accounted for the costs.

Basic information required to calculate the cost of reserves is available at mining enterprises; it is regularly replenished by them, controlled by government compliance monitoring and oversight authorities, therefore being rather reliable. Profit rate for costs is a very particular case. In the world practice its size is not set at random at the subsoil user's will, but depending on the state of national economy and is usually distinguished by significant stability. At that, the type of marketable products

manufacture has scarce or little influence on the size of the profit rate. Thus, in a stable period of economy (1980–1990) in England, Germany, the USA, and South Korea fixed credit interest rates varied from 8.2 to 13.4%, and for deposits – from 11 to 12% per annum [11–14]. In mining industry profit rate for costs have been changing within a wider range, from 8 to 16%, because of various distances and costs for raw material transportation to the consumer [15–24]. So, in the world economy the size of profit rate for costs is sustained sensibly constant.

It follows from formulae (1) and (2) that the cost of deposit reserves depends on many factors. By the example of Kovdorsky phlogopite deposit [9], adequate variation of reserves cost under the variation of the content of a valuable component in the subsoil, prime cost and price for marketable products, and costs for exploration work have been shown. Unlike other types of marketable products, subsoil mineral raw materials cost may be found a negative value in case of unfavorable environmental conditions for deposits operation. The reasons for a negative cost of subsoil mineral reserves may also be other natural conditions of deposits, for example, their location at a significant depth. Adequate reaction of valuable components reserves cost to some changes in mining geological conditions of deposits and corresponding changes in the technology of extracted ore production and processing has been proved [25]. The possibility to use the cost of reserves which has been calculated using the suggested method in order to solve the tasks of rational subsoil use has been justified.

To assess the effectiveness of deposits exploitation, universally recognized indicator of profit from the sales of marketable products gained in the process of mineral raw material production and processing has been used.

Total profit from the operation of the deposit represents, firstly, share accounted for the human input on geological prospecting works and deposit operation, secondly, excess profit or damage depending on mining geological conditions of a deposit the state of which have been completely determined by natural processes within the subsoil:

$$\Pi_p = D_k C_k K_{np} + Bc C_p K_{np} + \Delta \Pi_p.$$

Total profit from deposit operation can be determined from the remainder of the income after the sales of marketable products gained by a mining enterprise after all taxed (excluding mineral tax on ore) have been paid, and costs for exploration, prospecting and operation of a deposit have been offset:

$$\Pi_p = D_k \Pi_o (1 - 0.01H) - D_k C_k - Bc C_p.$$

In order to get a fair view of the role of the subsoil owner, the state, and subsoil users it is desirable to determine their share in the total profit under the operation of a deposit.

Profit accounted for the share of the subsoil user:

$$\Pi_{p,r} = D_k \Pi_o (1 - 0.01H) - D_k C_k - Bc C_H,$$

or

$$\Pi_{p,r} = D_k C_k K_{np}.$$

Profit accounted for the share of the state:

$$\Pi_{p,b} = D_k \Pi_o (1 - 0.01H) - D_k C_k (1 + K_{np}) - Bc C_p,$$

or

$$\Pi_{p,b} = Bc C_p K_{np} + \Delta \Pi_p.$$

Apparently, involvement of the cost of mineral raw reserves used up for the manufacture of marketable production by the subsoil users allows to ascertain and assess the share of natural factors and human labour in the profit gained in the course of deposit operation. Firstly, it allows assessing economic performances of deposit operation deeper and more objectively, secondly, contributes to make more economically profitable engineering solutions.

The choice of economically profitable variant of deposit operation gives reason to simultaneously accept losses of reserves under the operation and processing of extracted ore as economically acceptable, i. e. to solve the second crucial task of rational subsoil use.

In order to get a comprehensive view of the completeness of the operated deposit reserves utilization it is reasonable to use the coefficient of all losses of a valuable component in the process of extracted ore production and processing:

$$n_3 = \frac{Бс - Д_k a_k}{Бс},$$

or

$$n_3 = n + n_{ог},$$

where a_k – the content of a valuable component in marketable products (concentrate); n – valuable component reserves loss rate under ore production; $n_{ог}$ – valuable component reserves loss rate under ore processing;

$$n_{ог} = \frac{Дa - Д_k a_k}{Бс},$$

or

$$n_{ог} = \frac{Бс(1 - n) - Д_k a_k}{Бс},$$

where $Д$ – produced ore; a – the content of a valuable component in produced ore.

In practice, in order to assess the results of produced ore processing, the coefficient of a valuable component losses is commonly used, which is within the produced ore:

$$n_{xb} = \frac{Бс(1 - n) - Д_k a_k}{Бс(1 - n)},$$

or

$$n_{xb} = \frac{Дa - Д_k a_k}{Дa}.$$

Then the coefficient of the deposit valuable component reserves will be:

$$n_{ог} = (1 - n)n_{xb}.$$

The role of the third crucial task, which is the distribution of income gained at deposit operation with the harmonization of the economic interests of the state and subsoil users, should be admitted crucial in ensuring rational subsoil use. Consumable reserves cost involvement ensures objective foundation for the indicated problem solution for the first time.

The state as the owner of mineral raw base of the country must receive a sum from the income, which is equal to the accepted taxes and the cost of valuable component reserves used up for the manufacture of marketable products:

$$A_b = BcC_{\text{H}} + D_{\text{K}} \Pi_o \cdot 0.01H. \quad (4)$$

Mining enterprise acquires its share from the income after all taxes have been paid (except for the mineral tax) excluding the cost of the used up reserves:

$$A_r = D_{\text{K}} \Pi_o (1 - 0.01H) - BcC_{\text{H}}, \quad (5)$$

or

$$A_r = D_{\text{K}} \Pi_o (1 - 0.01H) - BcC_p (1 + K_{\text{np}}) - \Delta \Pi_p,$$

or income share equal to recovery of all costs for deposit operation and the profit on these costs corresponding to the rates accepted in the economy:

$$A_r = D_{\text{K}} C_{\text{K}} (1 + K_{\text{np}}).$$

As follows from the formulae above, in case of mining the deposit's sections with especially favorable mining and geological conditions (for example, with a high content of a valuable component in reserves) excess profit increases and, correspondingly, the state's income share increases. At that, the share of subsoil users may fall because their costs for the manufacture of the same quantity of marketable products are cut. It also follows from above that the involvement of reserves cost in income distribution allows the state to control selective development of deposits which is currently restricted by the Law of the Russian Federation "On the Subsoil".

Special situation occurs when the deterioration of environmental conditions of deposit's exploitation leads to the fact that its reserves cost is found a negative value. In this case the state's costs for exploration and the subsoil user's costs for deposit operation, as well as profit accounted for the costs, as can be seen from the formula (2), cannot be completely recovered from the income gained. Their general damage is equal to an absolute value of the cost of deposit's utilized reserves. It is unprofitable for the subsoil user to develop such deposits. If the state needs mineral raw material, it must undertake the recovery of all costs of the subsoil user. The said can be carried out by means of reducing the state's share in the income (formula (3)) by the cost of utilized reserves and corresponding increase in the subsoil user's share (formula (4)). Damage recovery will allow the subsoil user to justify operational costs and gain profit on them according to the rates accepted in economy.

Results of economic analysis. In table 2 by the example of Kovdorsky phlogopite deposit, the variants of its reserves utilization are considered.

Discussion. The assessment of effectiveness has been carried out for three typical situations most probable at deposit operation. Firstly, the choice of rational operation technology by the example of sections with valuable component content equal to the average for a deposit (variants 1 and 2). Secondly, operation effectiveness assessment for the sections with phlogopite content exceeding the average for a deposit (variant 3). Thirdly, operation effectiveness of the sections with low phlogopite content, verging towards the boundary content (variants 4 and 5).

Assessment of two first variants has shown that the best economic performances are provided by variant 1, which, at the settled marketable products output of 50 thousand t of crystal raw material, ensures the highest profit which is 21.4 million rub as compared

to the variant 2 (19.2 million rub). The main reason of the advantage of this variant of extracted ore production and primary processing consists in the lower quantity and cost of phlogopite reserves used for the manufacture of marketable products. It should be noted that under existing state tax mechanism which does not take into account the quantity and cost of consumable mineral resources, variant 2 has been considered more preferable, the marketable products prime cost of which is somewhat lower than that of the variant 1. Due to the fact that when assessing the variants with the account of the cost of consumed deposit reserves variant 1 has been chosen, valuable component losses under extracted ore production and processing corresponding to the chosen variant of technology should be considered economically acceptable or normative.

Table 2. Assessment of Kovdorsky phlogopite deposit operation variants effectiveness
Таблица 2. Оценка эффективности вариантов эксплуатации Ковдорского флогопитового месторождения

Indicator	Variant 1	Variant 2	Variant 3	Variant 4	Variant 5
<i>Initial data</i>					
Phlogopite content in reserves c , kg/m ³	200	200	250	100	50
Marketable products D_k , t	50 000	50 000	50 000	50 000	50 000
Price of marketable products Π_0 , rub/t	2500	2500	2500	2500	2500
Prime cost of marketable products C_k , rub/t	1250	1200	1050	1350	2200
Costs for exploration of 1 t of phlogopite C_p , rub/t	400	400	400	420	500
Losses of phlogopite in the course of production and processing of extracted ore n_3 , unit fraction	0.3	0.4	0.3	0.3	0.3
Profit rate for costs K_{np} , unit fraction	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Tax rates for income H , %	10	10	10	10	10
<i>Results</i>					
Consumption of mineral reserves B , thousand m ³	357.1	416.7	285.7	714	1429
Consumption of phlogopite reserves B_c , t	71 429	83 333	71 429	71 429	71 429
Cost of utilized reserves of phlogopite $B_c C_H$, thousand rub	43 786	46 500	54 786	38 286	-8500
Excess profit or damage from environmental conditions $\Delta\Pi_p$, thousand rub	12 321	9833	23 321	5250	-47 786
Total profit Π_p , thousand rub	21 428	19 167	31 428	15 000	-33 214
Profit of the mining enterprise $\Pi_{p,r}$, thousand rub	6250	6000	5250	6750	11 000
Profit of the state $\Pi_{p,b}$, thousand rub	15 178	13 167	26 178	8250	-44 214
Share of the mining enterprise income A_r , thousand rub	68 714	65 000	57 714	74 214	121 000
Share of the state's income A_b , thousand rub	56 286	125 000	67 286	50 786	4000

In case of using the sections of the deposit with the higher content of valuable component in reserves (variant 3), there is a possibility of receiving higher profit (31.0 million rub) under the same settled marketable products output. It can testify to the advisability of deposit's best sections selective development, but only, as it will be revealed further, in case of taking into account the cost of consumable resources under income distribution. In fact, the main reason for a higher profit in this case is a significant increase in the excess profit (23.3 million rub as compared to variants 1 and 2) depending

exceptionally on particularly advantageous environmental conditions of such sections utilization. For this reason the share of the state, the owner of the subsoil, in the income increases when the share of the subsoil user is somehow decreased because the raise of the content of mined reserves somehow reduces the prime cost of ore production and processing. For the same reason within more advantageous environmental conditions the share of the owner of the subsoil in the income increases; the share of the subsoil user correspondingly decreases, which ensures the harmonization of the economic interests of both parties. Thus, when assessing the effectiveness of deposit operation with the account of the cost of consumable mineral reserves, selective development of the best sections of a deposit currently restricted by the Law of the Russian Federation "On the Subsoil" may be economically feasible especially if it is required to leave interchamber pillars I in the subsoil to ensure mining safety.

Operation of the sections of a deposit with the content of a valuable component in reserves being lower than the average (variant 4) is followed by reduction of profit (15 million rub) as a result of a significant reduction of excess profit, ore production and processing rate increase and, correspondingly, costs on the manufacture of the settled quantity of marketable products due to the deterioration of environmental conditions of operation. At the same time, due to the deterioration of environmental conditions of operation, the excess profit decreases and, correspondingly, costs of deposit consumable reserves. As a result of the indicated reasons the share of the state in the income decrease, whereas the share of a mining enterprise, incurring more substantial costs, increases which indicates the compliance with the harmonization of the economical interests of both parties.

In case of operating the sections with the content of phlogopite at the level of the boundary one for the deposit (variant 5), ore production and processing rates grow even more, and correspondingly, costs for marketable products manufacture increase. At the same time such rapid deterioration in the environmental conditions of deposit sections operation leads to significant damage instead of the excess profit and, as a result, negative value of phlogopite reserves cost. As a result deposit operation causes damage (–33 214 thousand rub) instead of the profit. While the only reason for this is disadvantageous environmental conditions of operation, the owner of the reserves, the state, if interested in mineral raw material, must recover the damage for the subsoil user equal to the absolute value of the cost of the used up reserves (8500 thousand rub). In this case the subsoil user is permitted to justify costs for operation and gain profit accounted for them according the rates $\Pi_k C_k (1 + K_{np}) = 121\ 000$ thousand rub.

At that the share of the state in the income, which constitutes tax payments $\Pi_k \Pi_o \cdot 0.01 \cdot 1 = 12\ 500$ thousand rub, reduces up to 4000 thousand rub.

Conclusion. Suggested principles and methods of solving key tasks of subsoil use involving the cost of deposit reserves contribute to rational utilization of mineral raw resources of the subsoil, as well as the creation of objective economic foundation for radical perfection of the state mechanism of regular payments for the use of the national mineral raw base with the compliance with the economic interests of the owner of the subsoil, the state, and the subsoil users, which are distinguished by certain contradictoriness.

REFERENCES

1. Kozlovskii E. A. [Mineral raw policy and national safety]. Moscow, MSTU Publ. 849 p.
2. Fedorenko N. N. [Economic problems of subsoil use optimization]. *Ekonomicheskie problemy prirodopol'zovaniia – Economic Problems of Subsoil Use*. Moscow, Nauka Publ., pp. 8–22. (In Russ.)
3. [Mining sciences. Exploitation and preservation of the Earth's subsoil. Edited by K. N. Trubetskoi]. Moscow, AGN Publ., 1997. 478 p.
4. Mel'nikov N. V., Agoshkov M. I., Burchakov A. S., Kapustin N. G. [Problems of rational utilization of mineral raw resources]. Moscow, AS USSR Publ., 1969.

5. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Conception of mineral-raw material base resource balanced exploitation]. *Mineral'nye resursy Rossii. Ekonomika i upravlenie – Mineral resources in Russia. Economics and management*, 2005, no. 2, pp. 58–63. (In Russ.)
6. Busyrev V. M. [Determination of the cost of balance mineral reserves in deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1992, no. 12, pp. 14–16.
7. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Economic aspects of deposits exploration]. Apatites, CSC RAS Publ., 2001, 156 p.
8. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Resource-balanced subsoil use: theory and methods]. Apatites, CSC RAS Publ., 2007, 110 p.
9. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Economic base for well-balanced mineral-raw materials base exploration]. Apatites: CSC RAS Publ., 2010, 125 p.
10. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Assessing the projects of deposits exploitation and possibilities for their implementation]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2008, no. 8, pp. 28–37. (In Russ.)
11. Chocon A. Too much of a risk: an answer to passive cash management. *Publ. Pinan and Aceount*. 1991, June, pp. 17–19.
12. Die Bundesbank halt den Markt lignide. *Blick Wirt*, 1991, vol. 34, no. 198, p. 3.
13. Clifford M. South Korean bonds investing insecurity. *Par East. Econ. Rev.*, 1991, vol. 152, no. 26, p. 38.
14. Bank investment managers continue to outpace competitors, CDA study finds. *ABA Manag. Update Pers. Frust and Private Bank*, 1991, March-April, p. 28.
15. Chile: a Latin America model. *Mining I.*, 1992, vol. 318, no. 8176, pp. 414–415.
16. Angola. *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 8, p. 10.
17. Mawritania. *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 8, p. 76.
18. CVRD's gold strategy. *Mining I.*, 1989, vol. 313, no. 8043, p. 343.
19. Return to Amason. *Mining I.*, 1989, vol. 313, no. 8043, p. 343.
20. Malaysia. *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 8, pp. 95–96.
21. Greenland. *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 8, pp. 124, 126.
22. High- and low-grade mines strengthen Amax Gold's position. *Mining Eng. (USA)*, 1989, vol. 41, no. 9, pp. 915–916.
23. Major new base metal resource cut-lined in Ireland. *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 7, p. 7.
24. Senegal // *Int. Mining*, 1989, vol. 6, no. 8, pp. 80.
25. Busyrev V. M. [Cost of mineral raw resources in deposits and its properties]. *Vestnik Kol'skogo nauchnogo tsentra RAN – Herald of the Kola Science Centre RAS*, 2013, no. 1, pp. 20–26. (In Russ.)

Received 20th March, 2018

Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. Rational use of subsoil mineral resources. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2018. No. 7. Pp. 75–84.

Information about authors:

Mel'nikov Nikolai Nikolaevich – Academician of RAS, scientific supervisor of the Mining Institute, Kola Scientific Center of RAS.

Busyrev Vladislav Mikhailovich – Doctor of Engineering Science, leading researcher of the Laboratory of the Theory of Complex Exploitation and Preservation of the Subsoil, Mining Institute, Kola Scientific Center of RAS. E-mail: root@goi.kolasc.net.ru

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ НЕДР

Мельников Н. Н.¹, Бусырев В. М.¹

¹ Горный институт Кольского научного центра РАН, Апатиты, Россия.

Вступление. До настоящего времени все изменения государственного механизма платы за недра не привели к радикальному его совершенствованию и рациональному использованию запасов месторождений.

Методология. Изложен метод определения стоимости запасов полезных компонентов с выделением долей участия в ней природных процессов в недрах и овеществленного труда человека в создании минерально-сырьевой базы.

Результаты. Обосновано привлечение стоимости расходуемых запасов месторождений для создания объективной экономической основы решения задач рационального освоения месторождений. Приведены методы оценки эффективности вариантов технологии эксплуатации месторождений, обоснования приемлемой полноты использования месторождений, распределения дохода с соблюдением сбалансированности экономических интересов государства – владельца недр и горных предприятий – недропользователей.

Анализ результатов. Приведены и проанализированы результаты решения ключевых задач рационального недропользования на примере Ковдорского флогопитового месторождения.

Выводы. Предложенные принципы и методы решения ключевых задач недропользования с привлечением стоимости запасов месторождений способствуют рациональному использованию минерально-сырьевых ресурсов недр.

Ключевые слова: стоимость запасов; сбалансированность экономических интересов; ключевые задачи недропользования; методы решения.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-75-84

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козловский Е. А. Минерально-сырьевая политика и национальная безопасность. М.: МГТУ, 2002. 849 с.
2. Федоренко Н. Н. Экономические проблемы оптимизации природопользования // Экономические проблемы природопользования. М.: Наука, 1973. С. 8–22.
3. Горные науки. Освоение и сохранение недр земли / под ред. К. Н. Трубецкого. М.: АГН, 1997. 478 с.
4. Мельников Н. В., Агошков М. И., Бурчаков А. С., Капустин Н. Г. Проблемы рационального использования минерально-сырьевых ресурсов. М.: АН СССР, 1969.
5. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Концепция ресурсобалансированного освоения минерально-сырьевой базы // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2005. № 2. С. 58–63.
6. Бусырев В. М. Определение стоимости балансовых запасов полезных ископаемых в месторождениях // Горный журнал. 1992. № 12. С. 14–16.
7. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Экономические аспекты освоения месторождений (грант РФФИ № 01-05-78003). Апатиты: КНЦ РАН, 2001. 156 с.
8. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Ресурсобалансированное недропользование: теория и методы (грант РФФИ № 07-05-07027). Апатиты: КНЦ РАН, 2007. 110 с.
9. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Экономические основы сбалансированного освоения минерально-сырьевой базы (грант РФФИ № 10-05-07007). Апатиты: КНЦ РАН, 2010. 125 с.
10. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Оценка проектов освоения месторождений и возможностей их реализации // Известия вузов. Горный журнал. 2008. № 8. С. 28–37.
11. Chocon A. Too much of a risk: an answer to passive cash management // Publ. Pinan and Account. 1991. June. P. 17–19.
12. Die Bundesbank halt den Markt liquide // Blick Wirt. 1991. Vol. 34. No. 198. P. 3.
13. Clifford M. South Korean bonds investing insecurity // Par East. Econ. Rev. 1991. Vol. 152. No. 26. P. 38.
14. Bank investment managers continue to outpace competitors, CDA study finds // ABA Manag. Update Pers. Frust and Private Bank. 1991, March-April. P. 28.
15. Chile: a Latin America model // Mining I. 1992. Vol. 318. No. 8176. P. 414–415.
16. Angola // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 8. P. 10.
17. Mawritania // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 8. P. 76.
18. CVRD's gold strategy // Mining I. 1989. Vol. 313. No. 8043. P. 343.
19. Return to Amason // Mining I. 1989. Vol. 313. No. 8043. P. 343.
20. Malaysia // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 8. P. 95–96.
21. Greenland // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 8. P. 124, 126.
22. High- and low-grade mines strengthen Amax Gold's position // Mining Eng. (USA). 1989. Vol. 41. No. 9. P. 915–916.
23. Major new base metal resource cut-lined in Ireland // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 7. P. 7.
24. Senegal // Int. Mining. 1989. Vol. 6. No. 8. P. 80.
25. Бусырев В. М. Стоимость минерально-сырьевых ресурсов в месторождениях и ее свойства // Вестник Кольского научного центра РАН. 2013. № 1. С. 20–26.

Сведения об авторах:

Мельников Николай Николаевич – академик РАН, научный руководитель Горного института Кольского научного центра РАН.

Бусырев Владислав Михайлович – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории теории комплексного освоения и сохранения недр Горного института Кольского научного центра РАН. E-mail: root@goi.kolasc.net.ru

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАРЬЕРНЫХ САМОСВАЛОВ

ХАЗИН М. Л.¹, ТАРАСОВ П. И.², ФУРЗИКОВ В. В.³, ТАРАСОВ А. П.²

¹ Уральский государственный горный университет

(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

² ООО «Перспектива-М»

(Россия, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87)

³ ООО «Уральский дизель-моторный завод»

(Россия, г. Екатеринбург, ул. Фронтовых Бригад, 18)

Цель работы – анализ проблем использования карьерных самосвалов с дизельными двигателями. Выхлопные газы дизельного автотранспорта оказывают вредное влияние на здоровье человека и окружающую среду.

Методология проведения исследований. Проанализированы эколого-экономические проблемы, возникающие при использовании карьерных самосвалов.

Результаты. До 80 % горной массы при открытых горных работах перевозится карьерными самосвалами с дизельными двигателями, существенным недостатком которых является влияние на загазованность атмосферы. На глубине карьеров более 200–250 м загрязнение воздуха вредными веществами на рабочих местах приводит к постепенному превышению предельно допустимых концентраций. Это сказывается не только на людях, но и на экономике предприятия, так как влечет за собой необходимость остановки карьера, а ухудшение видимости на трассе также обуславливает частичную или полную остановку работы оборудования. Практический опыт показывает, что наиболее перспективным направлением решения проблемы является перевод карьерных самосвалов на природный сжиженный или природный сжатый газ. Применение природного газа как моторного топлива позволяет сократить дымность отработавших газов, снизить удельные выбросы и исключить образование сажи. Природный газ не образует отложений в топливной системе и не смывает масляную пленку со стенок цилиндров.

Выводы. Использование природного газа в качестве моторного топлива позволяет увеличить срок службы двигателя в 1,5–2 раза, уменьшить уровень шума на 50 % и в 1,5–2 раза снизить затраты на топливо.

Ключевые слова: карьерные самосвалы; экологическая ситуация; открытые горные работы; выбросы; дизельное топливо; альтернативное топливо; сжиженный природный газ; экологическая и экономическая эффективность; глубина карьера.

Введение. В настоящее время открытым способом добываются руды черных и цветных металлов, уголь, строительные материалы. До 80 % горной массы, получаемой при добыче полезных ископаемых открытым способом, перевозится карьерными самосвалами с дизельными двигателями.

В 2012 г. в карьерах России работало 1725 карьерных самосвалов. Только БелАЗ ежегодно продает в России около 800 самосвалов, и это число постоянно увеличивается. В январе-феврале 2018 г. на российский рынок было поставлено на 40 единиц карьерных самосвалов больше, чем в прошлом году за этот же период (<https://rg.ru/2018/03/05/belaz-uvlichil-eksport-v-rossiiu-na-65-procentov.html>).

Цель работы – анализ проблем использования карьерных самосвалов с дизельными двигателями. Выхлопные газы дизельного автотранспорта оказывают вредное влияние на здоровье человека и окружающую среду.

Методология проведения работы.

Воздействие выбросов дизельных двигателей на здоровье людей и окружающую среду. Все современные автомобили, используемые в карьерах, оснащены дизелями мощностью 150–2600 кВт с турбонаддувом, рабочим объемом от 10 до 117 л [1]. Одним из существенных недостатков дизельного автотранспорта является загазованность атмосферы, особенно на глубоких горизонтах. Увеличение объемов производства также способствует повышению потребления энергии и выбросов выхлопных газов. Кроме того, дизельные двигатели характеризуются повышенной дымностью.

Выхлопные газы содержат около 300 веществ, большинство из которых токсичны. Основными нормируемыми токсичными компонентами выхлопных газов двигателей являются углеводороды и оксиды углерода, азота.

Исследованиями на многих карьерах установлено [2–4], что при высокой интенсификации и концентрации производства с увеличением глубины происходит загрязнение воздуха вредными примесями с превышением ПДК по оксидам углерода в 1,5–3 раза, по оксидам азота – в 5–7 раз. При постоянном воздействии выхлопных газов на организм могут развиваться иммунодефицит, бронхиты, страдают сосуды головного мозга, нервная система и другие органы. Рак легких был обнаружен у горнорабочих, которые подвергались действию выхлопных газов дизельных двигателей на протяжении 10–20 лет [5, 6].

В июне 2012 г. Всемирная организация здравоохранения (ВОЗ) классифицировала выхлопы от дизельных двигателей как канцерогенные, сокращающие продолжительность жизни людей в среднем на 8,6 месяцев [7, 8].

Воздействие выбросов дизельных двигателей на экономику предприятия. С ростом глубины горных работ возрастает концентрация техники на горизонтах, ухудшаются условия естественного проветривания рабочего пространства карьеров, что ведет к постепенному превышению предельно допустимых концентраций (ПДК) и не отвечает требованиям ГОСТ 12.1.005-88. Воздух рабочей зоны [3] (рис. 1).

Превышение нормативов влияет не только на самочувствие людей, но и на экономику предприятия, так как влечет за собой необходимость остановки карьера; ухудшение видимости на трассе также обуславливает частичную или полную остановку работы оборудования. Простои карьеров вследствие загазованности для Якутии, Восточной Сибири, Северо-Запада и Урала составляют соответственно 3500, 2720, 1650 и 1220 ч/год.

Изучение условий работы водителей карьерных самосвалов на Навоийском горно-металлургическом комбинате, на ГОКах: Айхальский, Юбилейный, Удачный, Ковдор показало, что необходимо снижать выбросы выхлопных газов при работе двигателей на холостом ходу и при малых нагрузках [9], так как даже несмотря на применение индивидуальных средств защиты для операторов техники, работающей в карьере, рабочий процесс нередко останавливается именно по причине недостаточной видимости и невозможности безопасно проводить работы в карьере.

Результаты работы. Снижение экологической нагрузки на окружающую среду имеет большое значение при разработке месторождений полезных ископаемых. В октябре 2014 г. Европейская комиссия приняла «Директиву по качеству топлива», требующую от дистрибьюторов топлива для автомобильного транспорта сократить к 2020 г. на 6 % интенсивность выброса выхлопных газов [10].

Нормализация атмосферы в карьерах с автотранспортом может быть достигнута несколькими путями:

- проветриванием: естественным, в основном, на нагорных карьерах, и искусственным, с помощью стационарных и передвижных вентиляторных установок;
- разработкой новых, экологически чистых конструкций двигателей;
- снижением расхода топлива на транспортирование горной массы;
- применением специальных присадок к топливу, снижающих выбросы сажи в атмосферу;
- применением нейтрализаторов отработанных газов, устанавливаемых на машинах непосредственно за дизелем;
- применением альтернативных видов топлива и энергии.

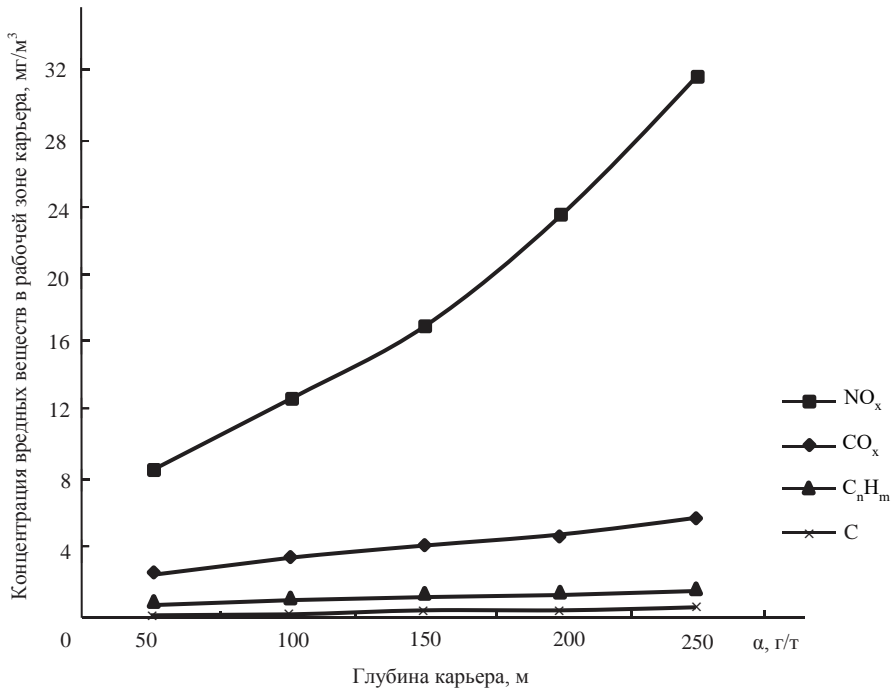


Рис. 1. Зависимость концентрации вредных веществ в рабочей зоне карьера от его глубины

Fig. 1. Dependence between the concentration of harmful substances in the workplace of an open pit and its depth

В последние годы были проведены различные исследования для улучшения процесса сгорания и экономии топлива дизельных двигателей карьерных самосвалов. Усовершенствованная система управления температурным режимом работы двигателя позволяет уменьшить расход топлива, выбросы загрязняющих веществ, время прогрева, а также повысить производительность двигателя. Тем не менее до 30 % топлива расходуется на выработку энергии, рассеиваемой в окружающем пространстве [11].

Другим способом снижения выбросов токсичных веществ является применение на двигателях устройств по обезвреживанию выхлопных газов, в том числе нейтрализаторов. В то же время стоит отметить, что карьерные автосамосвалы, применяемые на открытых горных работах, не оборудованы нейтрализаторами. В случае установки нейтрализаторов на дизели они эффективно работают лишь при температуре отработавших газов выше 300 °С, а в зимних условиях,

особенно в северных районах, отработавшие газы быстро охлаждаются, что резко снижает степень их очистки [12]. В результате исследований уровня выхлопных газов, выделяемых самосвалами БелАЗ на разрезах угольных компаний Кузбасса (Кедровский, Бачатский, Листвянский, Ольжерасский и Томусинский), было установлено [12], что восстановительные катализаторы с использованием родия имеют низкий срок службы. При неисправных топливной аппаратуре и(или) двигателе нейтрализаторы через несколько часов работы выходят из строя. При этом высокая температура блока носителя приводит к переходу NO_x в более высокие оксиды, а значит, еще большей опасности для человека и окружающей среды при выбросе таких газов в атмосферу. Кроме того, нейтрализаторы создают повышенное сопротивление движению отработавших газов, снижают мощность двигателя, поэтому водителю часто приходится форсировать обороты дизеля, увеличивая тем самым потребление дизтоплива, а значит и выбросы опасных веществ в атмосферу.

Достаточно простым и результативным решением проблемы снижения выбросов токсичных компонентов в отработанных газах является использование усовершенствованных дизельных двигателей с малотоксичными рабочими процессами, а также использование двигателей других принципиальных решений и типов (газотурбинных или электродвигателей с автономным питанием от специальных источников).

Сегодня большую долю используемой на карьерах техники составляют импортные самосвалы, топливная аппаратура которых оборудована по европейским стандартам, что позволяет им оказывать меньшее негативное воздействие на экологию региона. Например, самосвал САТ-785С, введенный в эксплуатацию на Лебединском ГОКе в 2006 г., сразу показал преимущества в работе перед автосамосвалом БелАЗ-7513, имеющим ту же грузоподъемность. Грузооборот превысил аналогичный показатель на 32 %, удельный расход топлива оказался ниже на 25 % в тех же условиях. Выше оказались показатели надежности, коэффициент технической готовности, долговечность и экологические характеристики [13].

Однако в настоящее время самосвалы БелАЗ комплектуются импортными двигателями и по экологическим характеристикам практически не отличаются от зарубежных аналогов [14].

Для карьеров отдаленного будущего наряду с аккумуляторными автономными источниками питания перспективно применение топливных элементов, в которых газообразное или жидкое топливо подвергается электрохимическому окислению (водород + кислород).

Использование альтернативных топлив рассматривается сегодня как способ расширения базы энергоресурсов и уменьшения техногенного влияния на окружающую среду [15–18]. Практика показывает, что наиболее перспективным направлением для транспортных средств является применение газообразного топлива [15, 17–19].

Выбросы загрязняющих веществ у двигателей, использующих в качестве топлива природный газ, по наиболее вредным компонентам в 1,5–5 раз менее опасны, чем у дизелей. Испытания самосвала САТ-785В в газодизельном режиме работы на карьере Мурунтау показали снижение содержания оксида углерода в выхлопах двигателя на 25–40 %; оксида азота на 25–30 %; сажи на 40–50 % [20].

Кроме того, природный газ не образует отложений в топливной системе, не смывает масляную пленку со стенок цилиндров и таким образом снижает трение и уменьшает износ двигателя. Использование природного газа в качестве моторного топлива позволяет увеличить срок службы двигателя в 1,5–2 раза.

У газа есть еще одно важное преимущество – он значительно дешевле дизельного топлива (рис. 2). В связи с этим на Ковдорском ГОКе с 2015 г.

начался перевод карьерных самосвалов на сжиженный природный газ (СПГ). Ковдорский ГОК – первый в России, кто взялся за реализацию такого проекта (<https://www.hibiny.com/news/archive/75172/>).

В Кузбассе карьерные самосвалы также переводят на газовое топливо местного производства. В настоящее время в Кузбассе работает около двух тысяч БелАЗов, которые заправляются дизельным топливом. Ожидается, что перевод на сжиженный газ позволит сократить затраты на топливную составляющую в себестоимости угля на 30–40 % и значительно уменьшить негативное воздействие на окружающую среду. В рамках данного проекта планируется оборудовать самосвалы БелАЗ-75139 двигателями Cummins KTA 50C (<https://news.drom.ru/40156.html>).

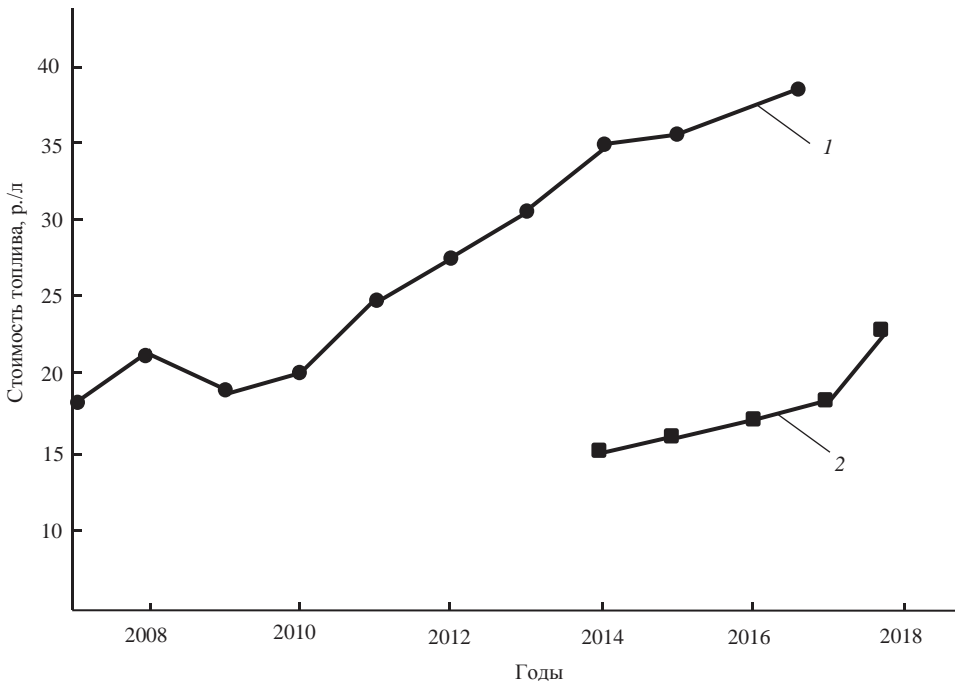


Рис. 2. Динамика стоимости дизельного топлива и сжиженного природного газа в России (по данным Росстата):

1 – дизельное топливо; 2 – сжиженный природный газ

Fig. 2. Diesel fuel and liquefied gas cost dynamics in Russia (according to Rosstat data):

1 – diesel fuel; 2 – liquefied natural gas

АК «АЛРОСА» с 2015 г. активно внедряет систему перевода техники на газовое топливо. Ежегодно на ГСМ (бензин, дизельное топливо) компания расходует 2 млрд р., основные затраты – на дизельное топливо для карьерных самосвалов. В 2018 г. значительно увеличится число рейсов автопоездов от Верхне-Мунского месторождения алмазов на фабрику № 12 Удачинского ГОКа. Соответственно увеличится объем работы горнодобывающей и обслуживающей техники на промышленном участке Верхней Муны и потребность в ГСМ. В условиях Мирнинского района метан используется в сжатом (компримированном) виде. Природный газ отличает не только его наличие в районе, но и дешевизна и экологическая безопасность. В этом году за счет использования газа в качестве моторного топлива ожидается экономия на ГСМ до 100 млн р. (<http://www.1sn.ru/206663.html>).

Экономия будет тем больше, чем выше стоимость дизельного топлива, например на Севере. Так, в Якутии стоимость дизельного топлива в 1,2–1,3 раза выше, чем в центральных районах России (таблица).

Специфика Якутии такова, что топливо можно завезти только в период навигации, которая длится всего пять месяцев, поэтому топливо вынуждены завозить на год вперед, что увеличивает его цену. Тогда как газовые месторождения расположены близко к ГОКах АК «АЛРОСА».

Цена дизельного топлива (октябрь 2017 года)*
Diesel fuel price (October, 2017)*

Регион	Цена дизельного топлива, р./л	Регион	Цена дизельного топлива, р./л
Республика Ингушетия	30,80	Республика Бурятия	39,07
Москва	34,50	Владимирская область	39,24
Алтайский край	37,26	Республика Тыва	39,26
Республика Хакасия	37,75	Иркутская область	39,48
Республика Татарстан	37,83	Ямало-Ненецкий АО	41,61
Ставропольский край	38,00	Ненецкий автономный округ	45,50
Смоленская область	38,46	Камчатский край	47,39
Красноярский край	38,88	Республика Саха (Якутия)	49,78

* Источник – Росстат: <http://xn--b1ae2adf4f.xn--p1ai/article/45378-gde-v-possii-samy-deshevy-benzin.html>

Помимо практически полного отсутствия загрязняющих выбросов, газ еще и очень дешев по сравнению с дизельным топливом. И в Азии это уже поняли. Так, в планах КНР по снижению загрязнения воздуха приоритетной мерой является перевод грузового транспорта на газовое топливо. Например, карьерный самосвал HOWO производства китайского автозавода Sinotruk работает на сжиженном природном газе (СПГ). Результаты испытаний показали двукратную экономию на топливе в денежном эквиваленте. Дизельный самосвал за смену расходует около 200 л дизельного топлива, а аналогичный газовый – примерно 280 л сжиженного природного газа. Даже при одноменном режиме работы экономия составит более млн р. в год. Данный вид топлива также позволяет обеспечить большой запас хода на одной заправке с использованием емкостей традиционной формы и размеров, сопоставимых с топливными баками для дизельного топлива. В Китае в связи с увеличением использования СПГ в качестве топлива для большегрузных и карьерных самосвалов (примерно 4,6 млрд м³ природного газа в 2015 г.) экономия дизельного топлива составила 16 млн т, выбросы парниковых газов сократились на 6 млн т эквивалента CO₂ [15].

В настоящее время GFS Corp. предлагает системы перехода на СПГ для четырех моделей грузовиков: Caterpillar 777 и 793, а также Komatsu 830 и 930. За десятки тысяч часов пробега самосвалы Caterpillar и Komatsu на горных предприятиях в западной части США показали значительную экономию затрат на топливо.

Американская компания Chart Industries запускает пилотный СПГ-проект в сотрудничестве с канадской компанией Teck Resources. В рамках проекта планируется использовать сжиженный газ в качестве моторного топлива для шести сверхтяжелых карьерных самосвалов с мощнейшими двигателями, работающих в канадской провинции Британская Колумбия. Сжиженный газ поставляет компания Fortis BC.

На международной выставке ИННОПРОМ-2017 (г. Екатеринбург) был представлен газомоторный самосвал БелАЗ-75476 грузоподъемностью 45 т. Самосвал оснащен газопоршневым двигателем «Кунгур-550», разработанным на базе дизеля ЯМЗ-240 уральской компанией «Технология 1604». Новый силовой агрегат имеет газотурбинный наддув и развивает мощность 404 кВт. В качестве топлива используется сжиженный природный газ. Снаряженная масса и грузоподъемность БелАЗ-75476 остались такими же, как и у дизельного самосвала БелАЗ-7547. Но самосвал, работающий на газе, на 10 % мощнее, экономичнее, обеспечивает низкий уровень выбросов вредных веществ, что особенно актуально при работе в глубоких карьерах.

Использование работающих на газе самосвалов позволяет не только уменьшить концентрацию выбросов загрязняющих веществ, но и снизить уровень шума двигателя на 50 % [21].

Однако компримированный природный газ (КПГ) и сжиженный природный газ (СПГ), используемые в качестве автомобильного топлива, имеют недостатки:

- требуется специальное исполнение бортовых топливных емкостей (баллоны высокого давления или криогенные сосуды) с повышенными, по сравнению с традиционными топливными баками, массогабаритными характеристиками из-за низкой плотности газового топлива;

- накладываются существенные ограничения на организацию ТО, ремонтов, заправки и использования машин;

- двигатели на сжиженном природном газе потребляют больше энергии на километр.

Вместе с тем при соблюдении установленных правил работа машин на природном газе достаточно безопасна. Природный газ почти в два раза легче воздуха и при утечке стремится вверх, достаточно быстро «растворяясь» в атмосфере. Массогабаритные характеристики карьерных автомобилей-самосвалов и условия их эксплуатации на открытых горных работах создают благоприятные предпосылки по использованию сжиженного природного газа в качестве моторного топлива [22].

Выводы. Использование природного газа в качестве моторного топлива позволяет увеличить срок службы двигателя в 1,5–2 раза, уменьшить уровень шума на 50 % и в 1,5–2 раза снизить затраты на топливо.

Экологическая ситуация в карьерах во многом зависит от конструктивного совершенства транспортных машин, особенно дизелей. Простой перевод транспорта на газомоторное топливо позволяет значительно сократить выбросы вредных веществ, как за счет токсичности выхлопных газов, так и суммарного выброса вредных веществ, а также полностью исключить соединения свинца, снизить дымность отработанных газов в 8–10 раз и уровень шума в 2 раза.

Помимо практически полного отсутствия загрязняющих выбросов, газ еще и дешевле дизельного топлива почти в 2 раза. При этом экономия на ГСМ будет тем больше, чем выше стоимость дизельного топлива, т. е. в Арктических и Северных районах, где недостаточно развита транспортная инфраструктура. Использование СПГ в качестве моторного топлива для карьерных самосвалов только начинается. Но использование КПГ и СПГ в автомобилях требует новой инфраструктуры. Необходимо строительство новых заправочных станций или переоборудование существующих АЗС.

Таким образом, экологические преимущества природного газа очевидны, а перспективы замены дизельного топлива природным газом позитивны.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Анистратов К. Ю. Мировые тенденции развития структуры парка карьерной техники // Горная промышленность. 2011. № 6. С. 22–26.
2. Шешко О. Е. Эколого-экономическое обоснование возможности снижения нагрузки на природную среду от карьерного транспорта // ГИАБ. 2017. № 2. С. 241–252.
3. Шешко О. Е. Эколого-экономическое сравнение применения в глубоких карьерах дизель-троллейбусов и циклично-поточной технологии // Научный вестник Московского государственного горного университета. 2013. № 5. С. 108–116.
4. Тарасов П. И., Журавлев А. Г., Фефелов Е. В. Сокращение загазованности карьерного пространства при применении новых видов карьерного транспорта // ГИАБ. 2008. № 2. С. 260–271.
5. Kachuri L., Villeneuve P. J., Parent M.-E., Johnson K. C. Workplace exposure to diesel and gasoline engine exhausts and the risk of colorectal cancer in Canadian men // Environmental Health. 2016. Vol. 15. No. 1. P. 4–16.
6. Taxell P., Santonen T. Diesel engine exhaust: basis for occupational exposure limit value // Toxicological Sciences. 2017. Vol. 158. No. 2. P. 243–251.
7. Thiruvengadam A., Besch M., Carder D., Oshinuga A. Unregulated greenhouse gas and ammonia emissions from current technology heavy-duty vehicles // Journal of the Air & Waste Management Association. 2016. Vol. 66. No. 11. P. 1045–1060.
8. Jacobs W., Hodkiewicz M. R., Bräunl T. A Cost-Benefit Analysis of electric loaders to reduce diesel emissions in underground hard rock mines // IEEE Transactions on industry applications. 2015. Vol. 51. No. 3. P. 2565–2573.
9. Кулешов А. Н., Андреев Л. Н. Влияние параметров микроклимата салонов грузовых автомобилей на условия труда и методы его улучшения // Современные тенденции развития науки и технологий. 2016. № 12-3. С. 68–72.
10. European Commission, Climate action: Reducing the carbon content of transport fuels. Press release. Brussels, 2014.
11. Nessim W., Zhang F. J., Zhao C. L. Optimizing operational performance of diesel mining truck using thermal management // Advanced Materials Research – Trans. Tech. Publications. 2013. Vol. 813. P. 273–277.
12. Протасов С., Березин А., Подгорный А., Билибин В. Хороший опыт лучше поучений // Уголь Кузбасса. 2017. № 4. С. 104–106.
13. Дронов Н. Н., Ефремов Ю. И., Беклемишев А. Н. Опыт работы карьера Лебединского ГОКа: гигантские масштабы, оригинальные технологии, перспективы развития // Горный журнал. 2009. № 11. С. 88–91.
14. Степук О. Г., Семко С. Н., Зуенок А. С. Большегрузные карьерные самосвалы и машины повышенной проходимости – серийная продукция предприятия сегодня // Горный журнал. 2013. № 1. С. 30–41.
15. Song H., Ou X., Yuan J., Wang C. Energy consumption and greenhouse gas emissions of diesel / LNG heavy-duty vehicle fleets in China based on a bottom-up model analysis // Energy. 2017. Vol. 140. P. 966–978.
16. Бойченко С. В., Шкильнюк И. А. Экологические аспекты использования моторных топлив (обзор) // Энерготехнологии и ресурсосбережение. 2014. № 5–6. С. 35–44.
17. Марков В. А., Поздняков Е. Ф. Природный газ как наиболее выгодное моторное топливо // Автомобильная промышленность. 2017. № 1. С. 11–15.
18. Тарасов П. И., Хазин М. Л., Фурзиков В. В. Природный газ – перспективное моторное топливо карьерного автотранспорта для районов Севера // Горная промышленность. 2016. № 6. С. 51–61.
19. Тарасов П. И., Хазин М. Л., Фурзиков В. В. Применение природного газа в качестве моторного топлива техники горнодобывающих предприятий // Горная промышленность. 2017. № 1 (131). С. 66–68.
20. Ильин С. А., Коваленко В. С., Пастихин Д. В. Преодоление изначальных недостатков открытого способа разработки: опыт и результаты на Урале: настоящее и будущее // Горный журнал. 2012. № 4. С. 25–33.
21. Osorio-Tejada J., Llera E., Scarpellini S. LNG: an alternative fuel for road freight transport in Europe // WIT Transactions on The Built Environment. 2015. Vol. 168. P. 235–246.
22. Кудрявцев А. А., Лашманов В. В. БелАЗы XXI века с газодизелями семейства двигателей ДМ // АвтоГазоЗаправочный комплекс + Альтернативное топливо. 2010. № 3 (51). С. 3–6.

Поступила в редакцию 3 мая 2018 года

Хазин М. Л., Тарасов П. И., Фурзиков В. В., Тарасов А. П. Эколого-экономическая оценка использования карьерных самосвалов // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 85–94.

Сведения об авторах:

Хазин Марк Леонтьевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры эксплуатации горного оборудования Уральского государственного горного университета. E-mail: khasin@ursmu.ru

Тарасов Петр Иванович – кандидат технических наук, заместитель директора по научной работе ООО «Перспектива-М». E-mail: petr.tarasov95@mail.ru

Фурзиков Виталий Витальевич – заместитель начальника по экспериментальным работам департамента разработки нового семейства дизелей ООО «Уральский дизель-моторный завод». E-mail: furzikovvv@mail.ru

Тарасов Александр Петрович – инженер ООО «Перспектива-М». E-mail: tp6005@mail.ru

ECOLOGICAL AND ECONOMIC EVALUATION OF OPEN PIT DUMP TRUCKS USE

Khazin M. L.¹, Tarasov P. I.², Furzikov V. V.³, Tarasov A. P.²

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

² ООО Перспектива-М, Ekaterinburg, Russia.

³ ООО Ural Diesel Engine Plant, Ekaterinburg, Russia.

Research aim is to analyze the problems of using open pit dump trucks with diesel engines. Automobile exhaust gas has harmful effect on human health and environment.

Research methodology. Ecological and economic problems occurring under the use of open pit dump trucks are analyzed.

Results. Up to 80% of rock mass is transported by open pit dump trucks with diesel engine under opencast mining, a significant disadvantage of which is their impact on atmospheric gas pollution. At an open pit depth of more than 200–250 m air pollution with harmful substances in the workplaces leads to gradual increase in maximum permissible concentrations. It affects not only people but the economy of an enterprise, as it necessitates open pit stoppage, whereas road visibility reduction contributes to partial of full work stoppage of equipment. Practical experience shows that the most prospective solution to the problem is conversion of open pit dump trucks into natural liquefied or natural compressed gas. The use of natural gas as engine fuel allows reducing exhaust smoking, specific emissions, and exclude soot formation. Natural gas does no form residue within fuel delivery system and does not wash off oil film from the cylinders' walls.

Conclusions. The use of natural gas as engine fuel allows increasing engine life by 1.5–2 times, reduce noise level by 50%, and reduce fuel costs by 1.5–2 times.

Key words: open pit dump trucks; ecological situation; opencast mining; emissions; diesel fuel; alternative fuel; liquefied natural gas; ecological and economic effectiveness; open pit depth.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-85-94

REFERENCES

1. Anistratov K. Iu. [World tendencies towards quarry machinery park structure development]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry Journal*, 2011, no. 6, pp. 22–26. (In Russ.)
2. Sheshko O. E. [Ecological and economic substantiation of environmental load reduction caused by open pit transport]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2017, no. 2, pp. 241–252. (In Russ.)
3. Sheshko O. E. [Ecological and economic comparison of the use of diesel-trolley cars and cyclical-continuous technology in deep open pits]. *Nauchnyi vestnik Moskovskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – Bulletin of Moscow State Mining University*, 2013, no. 5, pp. 108–116. (In Russ.)
4. Tarasov P. I., Zhuravlev A. G., Fefelov E. V. [Reducing contamination of open pit under the use of new types of open pit transport]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2008, no. 2, pp. 260–271. (In Russ.)
5. Kachuri L., Villeneuve P. J., Parent M.-E., Johnson K. C. Workplace exposure to diesel and gasoline engine exhausts and the risk of colorectal cancer in Canadian men. *Environmental Health*, 2016, vol. 15, no. 1, pp. 4–16.
6. Taxell P., Santonen T. Diesel engine exhaust: basis for occupational exposure limit value. *Toxicological Sciences*, 2017, vol. 158, no. 2, pp. 243–251.
7. Thiruvengadam A., Besch M., Carder D., Oshinuga A. Unregulated greenhouse gas and ammonia emissions from current technology heavy-duty vehicles. *Journal of the Air & Waste Management Association*, 2016, vol. 66, no. 11, pp. 1045–1060.
8. Jacobs W., Hodkiewicz M. R., Bräunl T. A Cost-Benefit Analysis of electric loaders to reduce diesel emissions in underground hard rock mines. *IEEE Transactions on industry applications*, 2015, vol. 51, no. 3, pp. 2565–2573.
9. Kuleshov A. N., Andreev L. N. [The influence of a truck's cabin microclimate parameters on labour conditions and methods of its improvement]. *Sovremennye tendentsii razvitiia nauki i tekhnologii – Modern Tendencies in the Development of Science and Technology*, 2016, no. 12-3, pp. 68–72. (In Russ.)
10. European Commission, Climate action: Reducing the carbon content of transport fuels. Press release. Brussels, 2014.

11. Nessim W., Zhang F. J., Zhao C. L. Optimizing operational performance of diesel mining truck using thermal management. *Advanced Materials Research – Trans. Tech. Publications*, 2013, vol. 813, pp. 273–277.
12. Protasov S., Berezin A., Podgornyi A., Bilibin V. [Good experience is better than preachments]. *Ugol' Kuzbassa – Coal of Kuzbass*, 2017, no. 4, pp. 104–106. (In Russ.)
13. Dronov N. N., Efremov Iu. I., Beklemishchev A. N. [The experience of open pit operation at Lebedinsky GOK: gigantic scale, original technologies, and future development]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2009, no. 11, pp. 88–91. (In Russ.)
14. Stepuk O. G., Semko S. N., Zuyonok A. S. [Heavy open pit dump trucks and off-road vehicles are serial products of an enterprise nowadays]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 1, pp. 30–41. (In Russ.)
15. Song H., Ou X., Yuan J., Wang C. Energy consumption and greenhouse gas emissions of diesel. LNG heavy-duty vehicle fleets in China based on a bottom-up model analysis. *Energy*, 2017, vol. 140, pp. 966–978.
16. Boichenko S. V., Shkil'niuk I. A. [Ecological aspects of using engine fuel (review)]. *Energotekhnologii i resursosberezhenie – Energy Technologies and Resource Saving*, 2014, no. 5–6, pp. 35–44. (In Russ.)
17. Markov V. A., Pozdnyakov E. F. [Natural gas as the most profitable engine fuel]. *Avtomobil'naia promyshlennost' – Automotive Industry*, 2017, no. 1, pp. 11–15. (In Russ.)
18. Tarasov P. I., Khazin M. L., Furzikov V. V. [Natural gas is prospective engine fuel for open pit transport of the North regions]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry Journal*, 2016, no. 6, pp. 51–61. (In Russ.)
19. Tarasov P. I., Khazin M. L., Furzikov V. V. [The use of natural gas as engine fuel for the machinery of mining enterprises]. *Gornaia promyshlennost' – Mining Industry Journal*, 2017, no. 1 (131), pp. 66–68. (In Russ.)
20. Il'in S. A., Kovalenko V. S., Pastikhin D. V. [Overcoming initial disadvantages of opencast mining: experience and results in the Urals: the present and the future]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2012, no. 4, pp. 25–33. (In Russ.)
21. Osorio-Tejada J., Llera E., Scarpellini S. LNG: an alternative fuel for road freight transport in Europe. *WIT Transactions on The Built Environment*, 2015, vol. 168, pp. 235–246.
22. Kudriavtsev A. A., Lashmanov B. V. [BelAZ of the 21st century with gas diesel engines of DM engine family]. *AvtoGazoZapravochnyi kompleks+Al'ternativnoe toplivo – Autogas Complex+Alternative Fuel*, 2010, no. 3 (51), pp. 3–6. (In Russ.)

Information about authors

Khazin Mark Leont'evich – Doctor of Engineering Science, Professor, professor of the Department of Exploitation of Mining Equipment, Ural State Mining University. E-mail: khasin@ursmu.ru

Tarasov Petr Ivanovich – Candidate of Engineering Science, deputy director for science, OOO Perspektiva-M. E-mail: petr.tarasov95@mail.ru

Furzikov Vitalii Vital'evich – deputy manager for experimental works of the Department of a New Diesel Family Development, OOO Ural Diesel Engine Plant. E-mail: furzikovvv@mail.ru

Tarasov Aleksandr Petrovich – engineer, OOO Perspektiva-M. E-mail: tp6005@mail.ru

МЕТОДИКА УПРАВЛЕНИЯ ПАРАМЕТРАМИ ПРОЦЕССА ПУСКА ПОГРУЖНОГО ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ В ОСЛОЖНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

ЛЫСОВА О. А.¹, ФРАЙШТЕТЕР В. П.², СМЕРНОВ А. Ю.³

¹ Тюменский индустриальный университет
(Россия, г. Тюмень, ул. Володарского, 38)

² ООО «Юганский научно-исследовательский проектный институт»
(Россия, г. Нефтеюганск, ул. Сургутская, 4а/2)

³ ОАО «НОВАТЭК НТЦ»
(Россия, г. Тюмень, ул. 50 лет ВЛКСМ, 53)

Предмет исследования. В данной статье приведено краткое описание функционирования установки центробежных электронасосов (УЭЦН) и особенностей ее работы. Описаны причины, по которым происходит частичное или полное «подклинивание» рабочих колес погружного насоса (ПЭД). Причем достаточно распространено явление полного «заклинивания» насоса, что приводит к отключению защиты (или перегреву изоляции), срезанию шпонки или скручиванию вала. «Расклинивание» вала ПЭД прежде всего характеризуется работой электродвигателя в режиме короткого замыкания, так называемого «тяжелого пуска». Такой же пуск осуществляется при освоении скважины или ее запуске в эксплуатацию после ремонта. В настоящее время получили широкое распространение частотно-регулируемые электроприводы, где возможно регулирование как частоты, так и величины напряжения питания погружного электродвигателя.

Целью данной работы является разработка методики «расклинивания» рабочих колес погружного насоса УЭЦН при максимально допустимом моменте электродвигателя и минимальном токе обмотки статора, удовлетворяющей условиям нагрева ПЭД.

Методика исследований. В данной работе произведен краткий анализ существующих методов «расклинивания» рабочих колес насоса и сформулированы их основные недостатки. Показано, что основным критерием при «тяжелом пуске» должно быть получение максимально допустимого момента электродвигателя при минимально возможном токе обмотки его статора. На цифровой модели методом имитационного моделирования получены семейства зависимостей моментов короткого замыкания погружного электродвигателя и токов короткого замыкания обмотки статора от частоты напряжения питания при их различных величинах.

Результаты и их анализ. На основании указанных кривых разработана методика «расклинивания» рабочих колес ПЭД путем толчкового снижения частоты напряжения питания, удовлетворяющая сформулированным критериям. Определено время работы ПЭД при пониженной частоте (время толчка) и время паузы между толчками из условий удовлетворительной работы электродвигателя с точки зрения нагрева. Для реализации предложенной методики разработана блок-схема алгоритма расклинивания рабочих колес погружного насоса.

Выводы. Применение предлагаемой методики «расклинивания» вала ПЭД позволяет получить максимальный, в рамках перегрузочной способности, момент ПЭД при минимальном токе обмотки статора и рассчитать параметры процесса «расклинивания» – время толчка и время паузы – из условий нагрева электродвигателя.

Ключевые слова: погружной насос; регулирование скорости; «расклинивание» насоса; толчковое повышение величины напряжения; толчковое понижение частоты напряжения; нагрев электродвигателя.

Введение. Установки погружных центробежных электронасосов (УЭЦН) предназначены для откачки из нефтяных скважин, в том числе и наклонных, пластовой жидкости, содержащей нефть, воду, газ, механические примеси [1].

Анализ литературных данных [1–3] и результаты эксплуатации систем УЭЦН–скважина в промышленных условиях показывают, что при эксплуатации значительной части месторождений имеют место процессы отложения солей и других веществ на стенки насосно-компрессорных труб (НКТ) и рабочие элементы насосов и их абразивный износ. В результате этого в процессе эксплуатации происходит «подклинивание» рабочих колес насоса, заключающееся в том, что рабочие колеса фиксируются, садятся на опорный подшипник и к валу погружного электродвигателя (ПЭД) прикладывается повышенная нагрузка, т. е. возрастает статический момент. Причем в процессе работы происходит стохастическое как заклинивание, так и расклинивание неопределенного количества рабочих колес насоса, что ведет к постоянному колебанию момента статического M_c .

Известно, что УЭЦН имеет специфические конструктивные и технологические особенности, а именно: в нормальном состоянии рабочие колеса элементов погружного насоса могут свободно перемещаться вдоль вала так, что осевые усилия, связанные с созданием момента, идущего на подъем жидкости в колонне НКТ, передаются на корпус насоса и далее на колонну НКТ. В этом случае на упорный подшипник действует только сила тяжести ЭЦН, а вал привода воспринимает только полезные скручивающие усилия. Однако в реальных условиях на характеристики УЭЦН и величину статического момента погружного электродвигателя оказывает значительное влияние процесс солеотложения на рабочих органах насоса, за счет чего происходит «подклинивание» рабочих колес насоса вплоть до его полного «заклинивания», что приводит к отключению защиты (или перегреву изоляции), срезанию шпонки или к скручиванию вала.

Расклинивание вала УЭЦН – достаточно сложный технологический процесс, требующий комплексного подхода. Как правило, все попытки восстановить работоспособное состояние УЭЦН сводятся к работе установки в режиме перегрузки – это так называемый «тяжелый пуск».

В последние годы для электропривода погружных установок все чаще стала применяться система *преобразователь частоты–асинхронный электродвигатель*. Применение этой системы позволяет оптимизировать функционирование УЭЦН и использовать более совершенные способы расклинивания погружного насоса [4, 5].

При заклинивании рабочих колес насоса, т. е. при статическом моменте M_c , превышающем момент $M_{кз}$ короткого замыкания ПЭД на данной механической характеристике, ток цепи обмотки статора превышает допустимое значение, определяемое уставкой защиты, происходит запираание преобразователя частоты (ПЧ), а затем остановка электродвигателя.

В настоящее время для «расклинивания» ПЭД применяют «толчковый» режим разгона (*Инструкция по выводу на режим скважин при помощи станций управления с частотным регулированием. Радужный Владимирской обл., 2014; Centrilift – Hughes, Ins., one of Huges Tool Co. Haudbook for oilfeld subsurface electrically driven pumps, 1981, section 6, p. 16–44, section 1, p. 136*), заключающийся в том, что при постоянной частоте напряжения питания скачком увеличивают величину напряжения, а затем (если расклинивание произошло) производят согласованное совместное изменение частоты и величины напряжения до требуемого значения. Если расклинивания не произошло, то величина и частота напряжения питания снижаются до нуля.

При этом, согласно регламенту (*Инструкция по выводу на режим скважин при помощи станций управления с частотным регулированием. Радужный Вла-*

дмирской обл., 2014), устанавливаются следующие параметры «толчка»: время толчка $t_T = 12$ с; пауза между толчками $t_P = 12$ с; количество толчков – 5. Количество толчков определяется условиями нагрева ПЭД.

Если после регламентированного количества толчков «расклинивания» не происходит, то установка извлекается из скважины и подвергается ремонту, что влечет за собой значительные материальные затраты на подъем, спуск УЭЦН, ремонт насоса, а значит и потери в добыче нефти.

В [6] указывалось, что расклинивание рабочих колес насоса производится при заторможенном роторе ПЭД, т. е. в точке короткого замыкания. При этом необходимо, чтобы процесс осуществлялся при максимально допустимом моменте электродвигателя и минимально возможном токе обмотки статора.

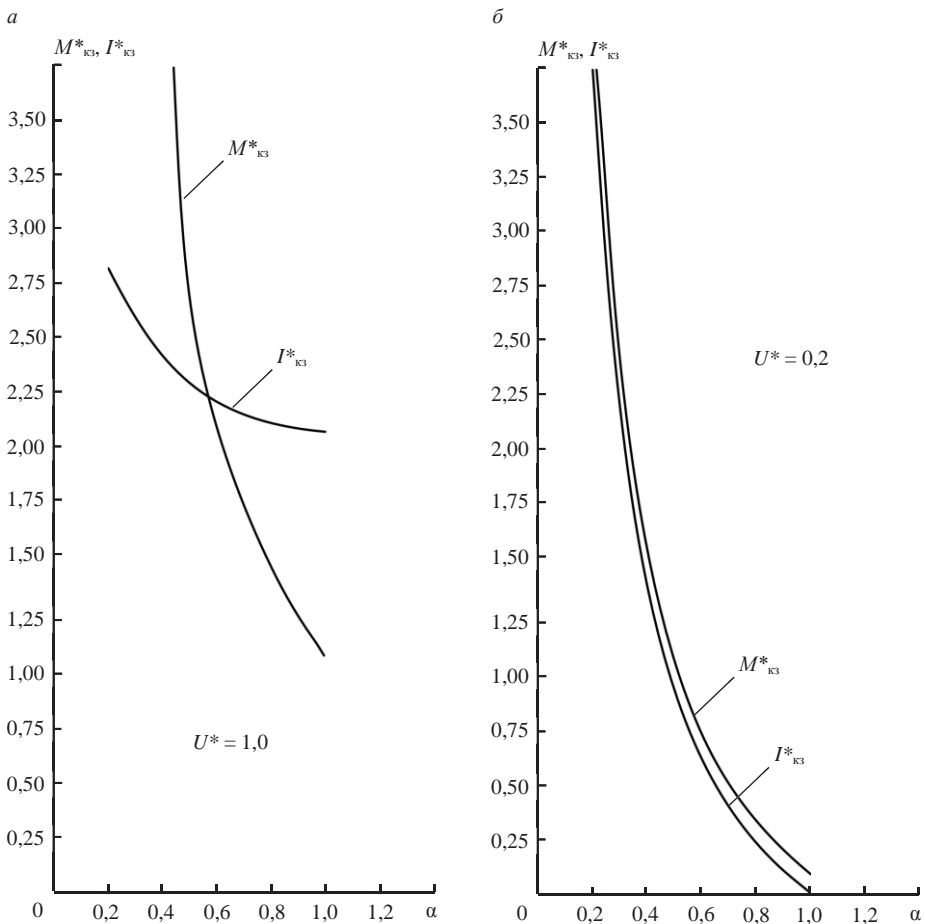


Рис. 1. Зависимости тока $I^*_{кз}$ и момента $M^*_{кз}$ от относительной частоты α при номинальном – a и минимальном – b значениях напряжения питания

Fig. 1. Graphical charts of dependences between current $I^*_{кз}$ and torque $M^*_{кз}$ and relative frequency α under nominal – a and minimum – b values of power supply voltage

Методика проведения исследований. В работе использовались методы имитационного моделирования. На цифровой модели преобразователь частоты–асинхронный электродвигатель (ПЧ-АД) [7] получены зависимости относительных моментов $M^*_{кз}$ и токов $I^*_{кз}$ короткого замыкания от относительного напряжения U^* при разных относительных частотах α .

Анализ полученных кривых показывает следующее:

– кривые являются нелинейными;

- во всех случаях, в пределах перегрузочной способности ПЭД, относительный ток короткого замыкания превышает относительный момент короткого замыкания, т. е. процесс расклинивания характеризуется повышенными токами;
- величины ускорения $dI_{кз}^*/dU^*$ и $dM_{кз}^*/dU^*$ являются переменными во всем реальном диапазоне изменения величины и частоты напряжения питания;
- при увеличении частоты напряжения питания для обеспечения заданного момента ток короткого замыкания увеличивается.

Таким образом, в производственных условиях практически невозможно достаточно точное прогнозирование величин и частот напряжения питания, при которых выполнялось бы условие получения максимального момента при минимальном токе. Следовательно, при применении традиционного способа расклинивания погружного насоса велика вероятность усугубления существующей аварийной ситуации.

Целью данной работы является разработка методики расклинивания рабочих колес погружного насоса УЭЦН при максимально допустимом моменте электродвигателя и минимальном токе обмотки статора, удовлетворяющей условиям нагрева ПЭД.

На цифровой модели [7] были получены зависимости относительных моментов $M_{кз}^*$ и токов $I_{кз}^*$ короткого замыкания от относительной частоты α напряжения питания при разных величинах относительного напряжения U^* (рис. 1).

Из анализа кривых следует:

- при всех значениях U^* зависимости $M_{кз}^* = f(\alpha)$ и $I_{кз}^* = f(\alpha)$ имеют точку пересечения;
- в области низких частот соблюдается соотношение $M_{кз}^* > I_{кз}^*$, т. е. в этом случае можно получить пусковой момент при минимальном токе;
- при увеличенных значениях напряжения с уменьшением частоты увеличивается относительный момент $M_{кз}^*$ короткого замыкания и снижается относительный ток $I_{кз}^*$ короткого замыкания;
- при малых величинах напряжения и ток, и момент короткого замыкания значительно возрастают при снижении частоты и могут достичь недопустимо больших значений.

На основании проведенных исследований предлагается производить расклинивание рабочих колес насоса не толчковым повышением величины напряжения, а толчковым понижением частоты.

В этом случае процесс расклинивания производится в следующем порядке.

1. Согласно [8], совместное изменение напряжения и частоты должно производиться по закону

$$U^* = \sqrt{\alpha} \quad (1)$$

и выдерживаться до точки, где $I_{кз}^* = M_{кз}^*$.

2. Величина напряжения в этой точке определяется исходя из следующих соображений. Согласно [10],

$$I_{кз}^* = C \frac{M_{кз}^* \alpha}{U^*}, \quad (2)$$

где $C = M_n \omega_{0н} (1 + R_1/R_2)(3U_n I_n \cos \varphi)^{-1}$; I_n , U_n , M_n – номинальные ток, напряжение и момент ПЭД соответственно; $\omega_{0н}$ – скорость идеального холостого хода ПЭД при номинальной частоте напряжения питания; R_1 , R_2 – активные сопротивления цепей статора и приведенное ротора соответственно; $\cos \varphi$ – коэффициент мощности.

Следовательно, при $I_{кз}^* = M_{кз}^*$

$$C \frac{\alpha}{U^*} = 1. \tag{3}$$

Подставляем в (3) вместо α значение из (1) и получаем начальное значение относительного напряжения расклинивания $U_{нач}^* = 1/C$.

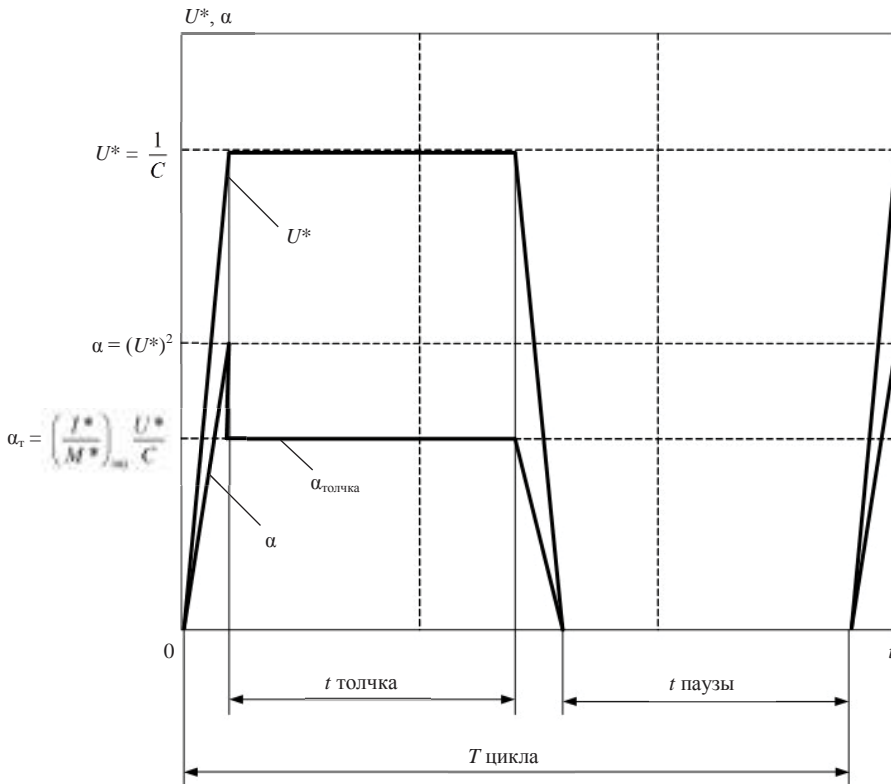


Рис. 2. Упрощенные диаграммы изменения частоты и величины напряжения питания при расклинивании рабочих колес насоса путем толчкового снижения частоты и напряжения питания
 Fig. 2. Simplified diagrams of frequency and power supply voltage value variation under pump impellers wedging out by means of logging decrease in the frequency of voltage of power supply

3. При рассчитанном таким образом напряжении относительная частота определяется $\alpha_{нач} = (U^*)^2$.

4. Значение относительной частоты α_T , до которого происходит ее снижение при толчке, определяется из условия получения требуемого соотношения тока и момента короткого замыкания, а именно: из (2) получаем

$$\frac{I_{кз}^*}{M_{кз}^*} = C \frac{\alpha_T}{U^*}. \tag{4}$$

Из (4) получаем

$$\alpha_T = \left(\frac{I_{кз}^*}{M_{кз}^*}_{зад} \right) \frac{U^*}{C}, \tag{5}$$

т. е. исходя из технологических требований и уставок защит необходимо задать величину $(I_{кз}^*/M_{кз}^*)_{зад}$ и согласно (5) произвести расчет толчкового значения частоты. При этом величина момента короткого замыкания выбирается из условия получения динамического момента, не превышающего допустимого значения.

5. Для улучшения условий работы ПЭД с точки зрения нагрева во время паузы между толчками частота и величина напряжения питания снижаются до нуля.

6. Если расклинивание произошло, производят согласованное совместное изменение частоты и величины напряжения до требуемого значения.

Исходя из изложенного, изменение частоты и величины напряжения питания можно представить в виде диаграмм (рис. 2).

Время работы ПЭД при пониженной частоте (время толчка) и время паузы между толчками определяется из условий удовлетворительной работы электродвигателя с точки зрения нагрева.

В рассматриваемом случае ПЭД работает на прямолинейных участках механических характеристик при примерно постоянном магнитном потоке [8]. Следовательно, проверку по нагреву можно осуществить методом эквивалентного момента:

$$M_{э} \leq M_{н}.$$

Проведем проверку ПЭД по нагреву для наиболее тяжелых, с точки зрения нагрева, условий, когда пусковой и тормозной моменты максимальны в течение всего времени пуска и торможения и расклинивание производится при моменте короткого замыкания:

$$M_{э} = \sqrt{\frac{M_{п}^2 t_{п} + M_{пр}^2 t_{пр} + M_{т}^2 t_{т}}{t_{п} + t_{пр} + t_{т} + t_0}} \leq M_{н}, \quad (6)$$

где $M_{э}$ – эквивалентный момент; $M_{п} = M_{кз}$ – максимальный пусковой момент; $M_{пр} = M_{кз}$ – момент расклинивающего толчка; $M_{т} = M_{п}$ – максимальный момент при торможении; $t_{п}$, $t_{пр}$, $t_{т}$, t_0 – время пуска, расклинивающего толчка, торможения и паузы соответственно.

Представим (6) в относительных единицах:

$$\sqrt{\frac{(M_{п}^*)^2 t_{п} + (M_{пр}^*)^2 t_{пр} + (M_{т}^*)^2 t_{т}}{t_{п} + t_{пр} + t_{т} + t_0}} \leq 1. \quad (7)$$

Пусть $t_{п} + t_{т} = t_{пп}$, где $t_{пп}$ – время переходных процессов.

Из (7) получаем

$$(M_{п}^*)^2 t_{пп} + (M_{пр}^*)^2 t_{пр} \leq t_{пп} + t_{пр} + t_0. \quad (8)$$

Если при пуске и расклинивании насоса максимально допустимый момент регламентируется перегрузочной способностью λ ПЭД, то (8) можно представить в виде

$$\lambda^2 t_{пп} + \lambda^2 t_{пр} \leq t_{пп} + t_{пр} + t_0. \quad (9)$$

Время расклинивающего толчка и паузы между толчками значительно превышает время переходных процессов, а именно: суммарное время пуска и торможения не превышает 1 с, а суммарное время толчка и паузы составляет более 24 с (Станция управления Электон-05 ПЧ-ТТПТ-380-50-1 УХЛП. Руководство по эксплуатации ЦТКД 065 РЭ. ЗАО "ЭЛЕКТОН", ЗАТО, Радужный Владимирской обл., 2010). Причем, как правило, такие системы оптимизированы по техническому оптимуму, т. е. пусковой момент не превышает максимально допустимый [9].

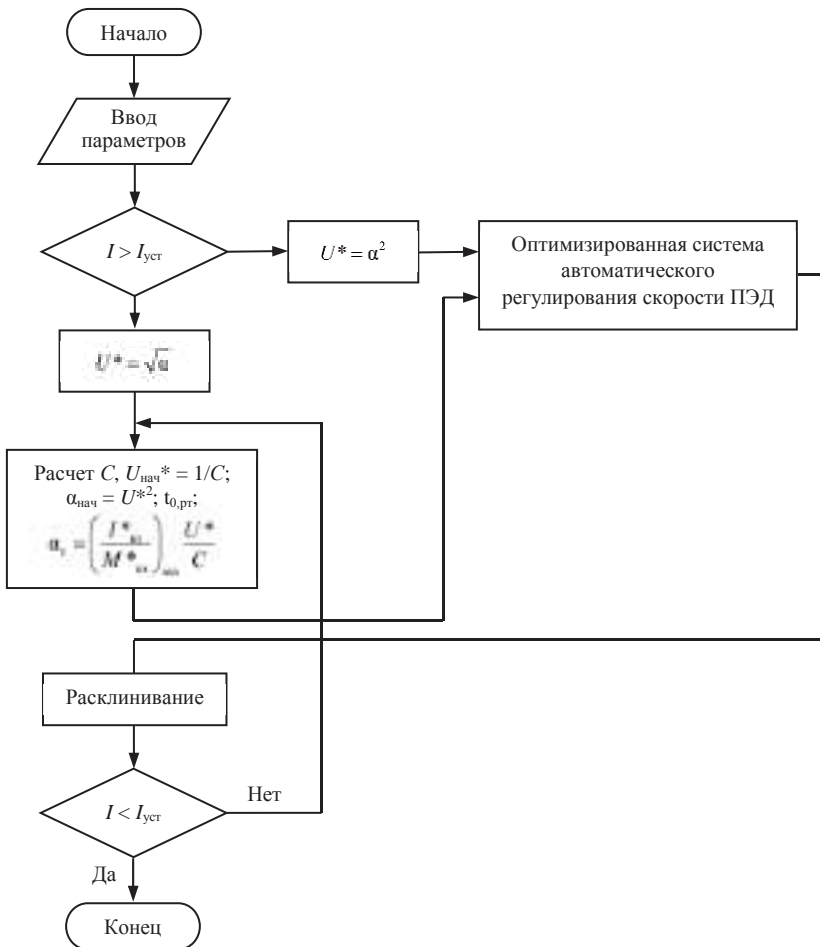


Рис. 3. Блок-схема алгоритма расклинивания рабочих колес погружного насоса
 Fig. 3. Control flow chart for SEM impellers wedging out algorithm

Следовательно, в данном случае временем переходных процессов можно пренебречь, и тогда (9) можно представить в виде:

$$\lambda^2 t_{пр} \leq t_{пр} + t_0.$$

Тогда соотношение между временем толчка и временем паузы можно представить в следующем виде:

$$t_0 \geq (\lambda^2 - 1)t_{пр}. \tag{10}$$

В зависимости от конкретных условий задается время толчка или время паузы, а вторая величина рассчитывается из (10).

Ранее предложены методики расчета основных параметров процесса частотного расклинивания рабочих колес погружного насоса и определения времени толчка или паузы между расклинивающими толчками. Однако ручное осуществление этих расчетов является неудобным и не всегда возможным. В настоящее время ПЧ для погружных установок комплектуются микропроцессорными контроллерами, далее предлагается алгоритм для расчета указанных параметров (рис. 3).

Область применения результатов. Предлагаемая методика «расклинивания» рабочих колес ПЭД может быть применена на скважинах с УЭЦН, в состав электропривода которых входит преобразователь частоты. Причем такие системы электропривода могут быть как разомкнутыми, так и замкнутыми. Однако применение блок-схемы алгоритма расклинивания рабочих колес погружного насоса возможно только в замкнутых системах электропривода.

Выводы. На основании проведенных исследований определено следующее:

– при предлагаемой в данном случае методике «расклинивания» погружного насоса можно добиться получения максимального, в рамках перегрузочной способности, момента электродвигателя при минимальном токе обмотки статора, в отличие от общепринятой методики;

– предлагаемая методика позволяет рассчитать параметры процесса «расклинивания», время толчка и время паузы из условий нагрева электродвигателя.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Centrilift hughes and division of hughes tool company. Electrical Submersible Pumps and Equipment, 1993. 136 p.
2. Ведерников В. А., Лысова О. А. Описание и анализ стендовых исследований насосной электроцентробежной установки (УЭЦН) // Известия вузов. Горный журнал. 2003. № 5. С. 89–92.
3. Бруслова О. В. Классификация отказов скважин после капитального ремонта по статистическим данным // Нефть и газ. 1998. № 6. С. 23.
4. TRW Reda Pump Division. Variable Speed Drivers, Specification and Recomded Installation Proadures, 1984, 2 p.
5. TRW Reda Pump Division. Variable Speed Drivers, 1983, 2 p.
6. Лысова О. А., Фрайштетер В. П., Смирнов А. Ю. Анализ способов пуска УЭЦН в осложненных условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 4. С. 87–95.
7. Ведерников В. А., Лысова О. А., Кречина Г. С., Смирнов А. Ю. Разработка математической модели системы ПЧ–погружной электродвигатель // Электротехника. 2006. № 3. С. 48–51.
8. Автоматизированный электропривод промышленных механизмов / Онищенко Г. Б. [и др.]. М.: МОУ, 2001. 520 с.
9. Соколовский Г. Г. Электроприводы переменного тока с частотным регулированием: учеб. для вузов. М.: Академия, 2006. 265 с.

Поступила в редакцию 29 марта 2018 года

Лысова О. А., Фрайштетер В. П., Смирнов А. Ю. Методика управления параметрами процесса пуска погружного электродвигателя в осложненных условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 95–103.

Сведения об авторах:

Лысова Ольга Александровна – кандидат технических наук, доцент кафедры электроэнергетики Тюменского индустриального университета. E-mail: lisova_oa@mail.ru

Фрайштетер Виталий Пинкосович – кандидат технических наук, начальник электротехнического отдела ООО «Юганский научно-исследовательский проектный институт». E-mail: frayshteter52@mail.ru

Смирнов Александр Юрьевич – начальник отдела геологии и разработки месторождений Ямал ОАО «НОВАТЭК НТЦ». E-mail: smirnoffau@mail.ru

METHODS OF CONTROLLING THE PARAMETERS OF SUBMERSIBLE ELECTRIC MOTOR STARTING PROCESS IN ABNORMAL OPERATING CONDITIONS

Lysova O. A.¹, Fraishteter V. P.², Smirnov A. Iu.³

¹ Tyumen Industrial University, Tyumen, Russia.

² OOO Yugansk Scientific Research Design Institute, Nefteyugansk, Russia.

³ OAO NOVATEK STC, Tyumen, Russia.

Research subject. The given article presents a brief description of centrifugal electric pumps unit (CEPU) functioning and its operation features. The article describes the reasons why partial or complete “wedging” of submersible pump (SEM) impellers occurs. At that, the notion of complete “wedging up” of a pump is widespread, which leads to security shutdown (or insulation thermal overload), key cut-off, and shaft twisting off. SEM shaft “wedging out” is first and foremost characterized by the electric motor operation in the mode of short circuit, so called “heavy start”. The same start is carried out at a well exploitation or its putting into operation repaired. Nowadays variable-frequency electric drives have come into common use, where the regulation of both frequency and SEM power supply voltage is possible.

The research aim is the development of the methods of CEPU submersible pump impellers “wedging out” under maximum allowable electric motor torque and stator winding minimum current, meeting the requirements of SEM heating.

Research methodology. The present work has carried out a brief analysis of existing methods of the pump impellers “wedging out” and their main disadvantages are formulated. It has been shown that the basic criterion under “heavy start” must be the obtaining maximum allowable torque of electric motor under minimum stator winding current. At a digital model, the sets of dependences of SEM short circuit torques and stator winding short circuit currents on the power supply voltage frequency under their various values have been obtained.

Results and their analysis. On the basis of the referred curves, the methods of SEM impellers “wedging out” have been developed by means of jogging decrease in the frequency of power supply voltage, meeting the requirements of the formulated criteria. Time of SEM operation at underfrequency (log time) and pause time between the logs has been determined through the conditions of the satisfactory operation of the electric motor as regards heating. To implement the suggested methods, control flow chart for SEM impellers wedging out algorithm has been developed.

Conclusions. The use of the suggested methods of “wedging out” of SEM shaft allows, within the limits of the overload capability, acquiring maximum SEM torque under minimum stator winding current and calculating the parameters of the process of “wedging out” – log time and pause time – through the conditions of the electric motor heating.

Key words: submersible pump; velocity control; pump “wedging out”; logging increase in the power supply voltage frequency; logging decrease in the power supply voltage frequency; electric motor heating.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-95-103

REFERENCES

1. Centrifugal pumps and division of pumps tool company. *Electrical Submersible Pumps and Equipment*, 1993. 136 p.
2. Vedernikov V. A., Lysova O. A. [Description and analysis of centrifugal electric pumps unit (CEPU) bench test]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2003, no. 5, pp. 89–92. (In Russ.)
3. Bruslova O. V. [Classification of wells breakdowns after the general overhaul according to the statistics data]. *Neft' i gaz – Oil and Gas*, 1998, no. 6, pp. 23. (In Russ.)
4. TRW Reda Pump Division. Variable Speed Drivers, Specification and Recommended Installation Procedures, 1984, 2 p.
5. TRW Reda Pump Division. Variable Speed Drivers, 1983, 2 p.
6. Lysova O. A., Fraishteter V. P., Smirnov A. Iu. [Centrifugal electric pumps units startup methods analysis in abnormal operating conditions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2018, no. 4, pp. 87–95. (In Russ.)
7. Vedernikov V. A., Lysova O. A., Krechina G. S., Smirnov A. Iu. [Developing the mathematical model of FC (frequency converter)–submersible electric motor]. *Elektrotehnika – Electrical Engineering*, 2006, no. 3, pp. 48–51. (In Russ.)
8. Onishchenko G. B., and others. [Automated electrical drive for industrial mechanisms]. Moscow, MOU Publ., 2001. 520 p.
9. Sokolovskii G. G. [School book for the institutions of higher education “Frequency regulated alternating current drives”]. Moscow, Akademiia Publ., 2006. 265 p.

Information about authors

Lysova Ol'ga Aleksandrovna – Candidate of Engineering Science, associate professor of the Department of Power Engineering of Tyumen Industrial University. E-mail: lisova_oa@mail.ru

Fraishteter Vitalii Pinkosovich – Candidate of Engineering Science, Head of the Electrical Engineering Department of OOO Yugansk Scientific Research Design Institute. E-mail: fraishteter52@mail.ru

Smirnov Aleksandr Iur'evich – Head of the Department of Geology and Deposits Exploitation of Yamal OAO NOVATEK STC. E-mail: smirnoffau@mail.ru

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СИСТЕМЫ ГОРИЗОНТИРОВАНИЯ КАРЬЕРНОГО БУРОВОГО СТАНКА

КУУЛАР О. О.¹, ШАВЫРАА Ч. Д.¹

¹ Тувинский государственный университет
(Россия, г. Кызыл, ул. Ленина, 36)

Целью работы является адаптирование станков шарошечного бурения к проходке горизонтальных взрывных скважин в условиях отработки месторождений угля открытым способом.

Методика. Анализ структуры и функций элементов и узлов карьерного бурового станка в различных технологических режимах и разработка новой системы горизонтирования.

Результаты. Внедрение современных методов добычи твердых полезных ископаемых требует привлечения дополнительных капитальных вложений, а их эффективность не всегда оправдывает ожидания. В связи с этим рекомендована разработка конструкции системы горизонтирования карьерного бурового станка. Предлагаемая технология не требует дополнительных затрат на обустройство месторождения и закупку дополнительного оборудования, себестоимость добычи угля не увеличивается.

Вывод. Совершенствование системы горизонтирования карьерного бурового станка позволяет оптимизировать его работу в различных технологических режимах. Выполненные работы доказывают эффективность метода, однако технология требует дальнейшего совершенствования.

Ключевые слова: уголь; буровой станок; взрывные скважины; горные работы; рыхление; карьер; конструкция.

Введение. Исключительно важным и ответственным моментом в настоящее время является формирование концепций научно-технического развития открытого способа добычи угля на перспективу [1]. В связи с этим важно высказать некоторые соображения, касающиеся дальнейшего повышения экономической эффективности применения техники на угольных разрезах.

Главной задачей в области открытого способа добычи угля является переход с преимущественно экстенсивного на интенсивный путь развития.

ООО «Тувинская горнорудная компания» осуществляет добычу угля открытым способом с 2009 г. на двух месторождениях.

Каа-Хемское месторождение каменного угля расположено в северо-восточной части Центрально-Тувинской котловины. Участок расположен в 17 км на юго-восток от г. Кызыла Кызылского района Республики Тыва. Климат района резко континентальный с отрицательной среднегодовой температурой от $-2,5$ до $-4,6$ °С. Абсолютный максимум температур $+37,5$ °С (июль), абсолютный минимум $-52,6$ °С (январь). Максимальная глубина сезонного промерзания – до 3 м, многолетняя мерзлота отсутствует.

Чаданское месторождение каменного угля находится в восточной части Хемчикской котловины. Участок расположен в 20 км восточнее г. Чадан Республики Тыва. Климат района резко континентальный с отрицательной среднегодовой температурой от $-0,8$ до $-4,5$ °С. Абсолютный максимум температур $+39,8$ °С (июль), абсолютный минимум $-49,9$ °С (январь). Максимальная глубина сезонного промерзания – до 3 м, многолетняя мерзлота отсутствует.

Наибольшее распространение при открытых горных работах получил шарошечный способ бурения скважин [2]. Этим способом выполняется до 80 % всех объемов бурения. Совершенствование механических способов бурения встречает большие трудности при разрушении пород, поскольку рабочее оборудование

имеет определенные пределы прочности и износостойкости [3]. Сегодня на карьерах России уже работают станки для бурения взрывных скважин комбинированным способом. Сначала бурение скважины выполняется шарошечным долотом, а затем заряжаемая часть расширяется термическим способом до 600 мм [4].

Технология отработки добычного уступа за один проход включает [5]:

- бурение взрывных скважин буровым станком ЗСБШ-200-60;
- зарядание скважин взрывчатым веществом и коммутации зарядов;
- рыхление породы взрывом;
- экскавацию горной массы из навала экскаватором ЭКГ-8И и ее погрузку в автосамосвал;
- транспортирование горной массы автосамосвалом БелАЗ-7547 грузоподъемностью 45 т.

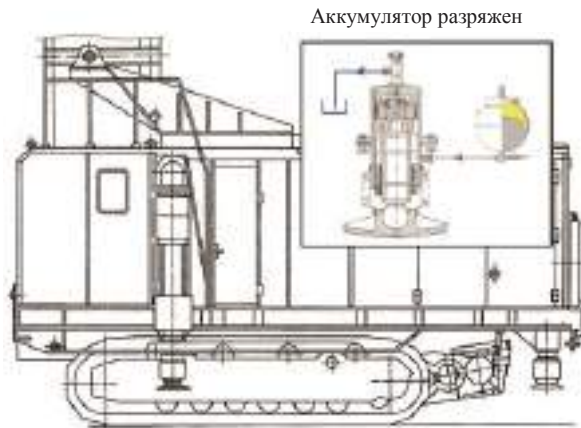


Рис. 1. Система горизонтирования бурового станка в режиме смена места стояния
Fig. 1. Drilling rig leveling system under the mode *changing the standing place*

В машинном отделении бурового станка размещены гидро- и электропривод станка, кабина машиниста и емкость для воды (2,7 м³). Компрессор находится в неотапливаемой части машинного отделения [6].

Целью работы является адаптирование станков шарошечного бурения к проходке горизонтальных взрывных скважин в условиях отработки месторождений угля открытым способом.

Методика. Анализ структуры и функций элементов и узлов карьерного бурового станка в различных технологических режимах и разработка новой системы горизонтирования.

Результаты исследований. Горизонтирование станка базовой модели производится при помощи трех гидравлических домкратов [7]. Каждый домкрат имеет автономное управление с пульта машиниста-оператора. При подъеме станка рабочая жидкость от насоса поступает в поршневую полость каждого гидроцилиндра. Происходит выдвигание штока гидроцилиндра и подъем станка. При этом вытесняемая рабочая жидкость из штоковой полости поступает на слив. При опускании станка рабочая жидкость от насоса поступает в штоковую полость гидроцилиндра. При этом рабочая жидкость из поршневой полости поступает на слив в бак. Наличие гидрозамка обеспечивает надежную фиксацию штока в требуемом положении. Предохранение системы от перегрузок производится предохранительными клапанами, установленными по направлению движения жидкости, находящейся под давлением.

Недостатком системы горизонтирования базовой конструкции является использование насоса при втягивании штока до уровня клиренса станка [8]. Для устранения этого недостатка предлагается система горизонтирования, позволяющая использовать потенциальную энергию массы станка при возвращении гидродомкратов в исходное положение. Это достигается следующим образом.

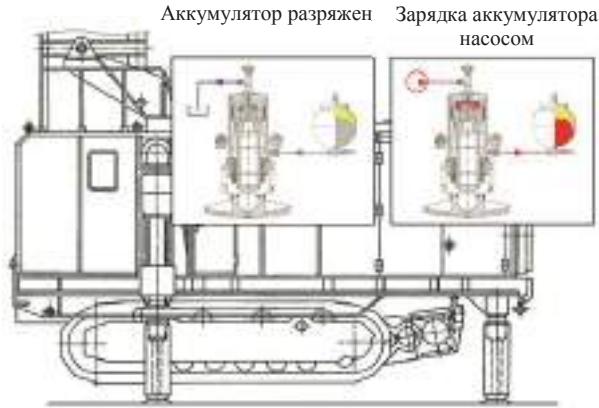


Рис. 2. Система горизонтирования бурового станка в режиме *бурение*

Fig. 2. Drilling rig leveling system under the mode *drilling*

В режиме *смена места стояния* (рис. 1) посредством гидрокommунuкационной аппаратуры штоковая полость домкрата соединена с гидропневмоаккумулятором [9].

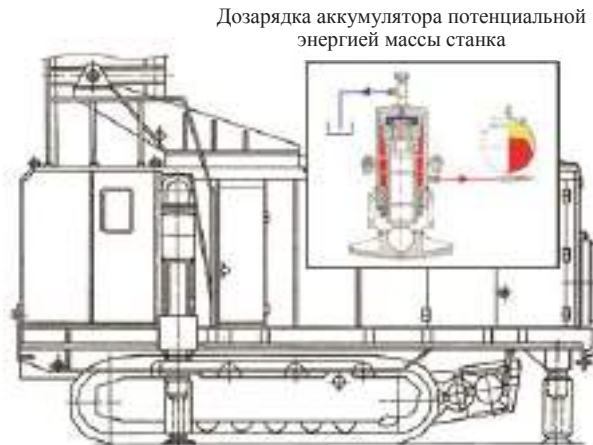


Рис. 3. Система горизонтирования бурового станка в режиме *опускание*

Fig. 3. Drilling rig leveling system under the mode *sinking*

В режиме *бурение* (рис. 2) рабочая жидкость от насоса посредством гидрокommунuкационной аппаратуры поступает в поршневую полость домкрата. Происходит выдвигание штока гидроцилиндра и подъем станка на высоту $h_r = 0,5$ м, при этом происходит зарядка аккумулятора.

В режиме *опускание* (рис. 3) давление, создаваемое потенциальной энергией массы станка, вытесняет рабочую жидкость из штоковой полости в пневмогидроаккумулятор, дозарядка его. При этом рабочая жидкость из поршневой полости домкрата посредством гидрокommунuкационной аппаратуры поступает на слив в бак.

В режиме *смена места стояния* (рис. 4) запасенная энергия давления аккумулятора, связанного со штоковой полостью, втягивает штоки домкрата, обеспечивая требуемый клиренс станка, необходимый для смены места его стояния. Такое конструктивное исполнение системы горизонтирования позволит увеличить ресурс насосной установки станка, сократить длительность горизонтирования и соответственно увеличить его техническую производительность на 3–5 %.

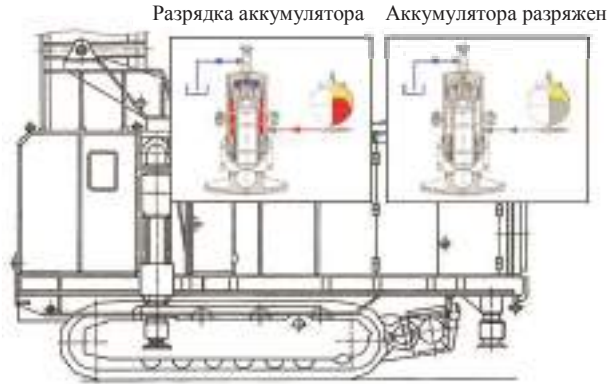


Рис. 4. Система горизонтирования бурового станка в режиме *смена места стояния*

Fig. 4. Drilling rig leveling system under the mode *смена места стояния changing the standing place*

Предохранение системы горизонтирования от перегрузок производится предохранительными клапанами, основным элементом которых является седло [10]. Для изготовления седла повышенной точности применяется среднеуглеродистая сталь 45. Химический состав стали 45: углерода – 0,45 %, марганца – 0,5 %, хрома, кремния – 0,2 %, вредных примесей фосфора и серы – не более 0,035 % [11].

В качестве заготовки принята штамповка из стали 45 горячекатаная круглая, обычной точности. Также представлены основные наладки технологического маршрута механической обработки седла клапана, токарные операции черновой и чистовой обработки седла.

Вывод. Совершенствование системы горизонтирования карьерного бурового станка позволяет оптимизировать его работу в различных технологических режимах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников Н. В., Винницкий К. Е., Потапов М. Г. Развитие открытого способа добычи угля. М.: Недра, 1977. 343 с.
2. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов. М.: Майнинг Медиа Групп, 2011. 640 с.
3. Подэрни Р. Ю. Анализ конструкций современных станков вращательного бурения взрывных скважин на открытых работах // Горное оборудование и электромеханика. 2009. № 2. С. 27–34.
4. Мельников Н. В., Симкин Б. А. Обоснование и выбор основных параметров новых буровых станков для открытых работ. М.: Углетехиздат, 1957. 40 с.
5. Подэрни Р. Ю. Анализ современного состояния мирового рынка поставок оборудования для бурения взрывных скважин на карьерах // Горная техника: каталог-справочник. 2014. Вып. № 2. Ч. 1–3. С. 84–116.
6. Подэрни Р. Ю. Анализ конструкций и технологических возможностей современных станков вращательного бурения взрывных скважин на открытых горных работах // Горная техника: каталог-справочник. 2008. С. 114–123.
7. Жуковский А. А., Нанкин Ю. А., Сушинский В. А. Привод и системы управления буровых станков для карьеров. М.: Недра, 1990. 380 с.
8. Перспективная техника и технология для производства открытых горных работ: учебное пособие / В. И. Супрун [и др.]. М.: МГГУ, 1996. 222 с.
9. Исследования и оптимизация гидропередаточных горных машин / А. В. Докукин [и др.]. М.: Наука, 1978. 196 с.
10. Кудрявцев В. Н. Детали машин. М.: Машиностроение, 1966. 307 с.
11. Основы горного дела: учебник для вузов / П. В. Егоров [и др.]. М.: МГГУ, 2006. 408 с.

Куулар О. О., Шавыраа Ч. Д. Разработка конструкции системы горизонтирования карьерного бурового станка // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 104–108.

Сведения об авторах:

Куулар Олча Орлановна – старший преподаватель кафедры горного дела Тувинского государственного университета. E-mail: mongysh1@rambler.ru

Шавыраа Чечек Деспи-ооловна – кандидат технических наук, доцент кафедры транспортно-технологических средств Тувинского государственного университета. E-mail: shavyraa@mail.ru

DRILLING RIG LEVELLING SYSTEM STRUCTURE DEVELOPMENT

Kuular O. O.¹, Shavyraa Ch. D.¹

¹ Tuvan State University, Kyzyl, Russia.

Research aim is to adapt roller-bit drilling rigs for driving horizontal blastholes in the conditions of coal deposit opencast mining.

Methodology. The analysis of structure and functions of a drilling rig elements and units under various technological modes and a new leveling system development.

Results. The introduction of modern methods of solid minerals production requires attracting extra investments, and their effectiveness doesn't always match expectations. With this regard drilling rig leveling system structure development has been recommended. The technology doesn't require extra expenditures on field facilities development and complementary equipment purchase; coal prime cost doesn't rise.

Conclusion. Drilling rig leveling system improvement allows optimizing its operation under various technological modes. Performed operations testify to the effectiveness of the method; however the technology requires further development.

Key words: coal; drilling rig; blastholes; mining operations; loosening; open pit; structure.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-104-108

REFERENCES

- Mel'nikov N. V., Vinnitskii K. E., Potapov M. G. [Improving the method of opencast coal mining]. Moscow, Nedra Publ., 1977. 343 p.
- Poderni R. Iu. [School book for the institutions of higher education "Pit mechanical equipment"]. Moscow, Maining Media Group Publ., 2011. 640 p.
- Poderni R. Iu. [Design analysis of the rotary blast hole drills operating on open pit mines]. *Gornoe oborudovanie i electromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2009, no. 2, pp. 27–34. (In Russ.)
- Mel'nikov N. V., Simkin B. A. [Substantiation and selection of basic parameters of new drilling rigs for opencast mining]. Moscow, Ugletekhizdat Publ., 1957. 40 p.
- Poderni R. Iu. [The analysis of the modern state of the world market of equipment for open pit blasthole drilling]. *Gornaia tekhnika: katalog-spravochnik – Mining Engineering: the reference catalogue*, 2014, issue 2, part 1–3, pp. 84–116. (In Russ.)
- Poderni R. Iu. [The analysis of structures and technological capabilities of modern roller-bit drilling rigs at opencast mining operations]. *Gornaia tekhnika: katalog-spravochnik – Mining Engineering: the reference catalogue*, 2008, pp. 114–123. (In Russ.)
- Zhukovskii A. A., Nankin Iu. A., Sushinskii V. A. [Drive and control systems of drilling rigs for open pits]. Moscow, Nedra Publ., 1990. 380 p.
- Suprun V. I., and others. [School book "Advanced engineering and technology for opencast mining"]. Moscow, MSMU Publ., 1996. 222 p.
- Dokukin A. V., and others. [Investigations and optimization of mining machines hydraulic drives]. Moscow, Nauka Publ., 1978. 196 p.
- Kudriavtsev V. N. [Machine elements]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1966. 307 p.
- Egorov P. V., and others. [School book for the institutions of higher education "Fundamentals of mining"]. Moscow, MSMU Publ., 2006. 408 p.

Information about authors

Kuular Olcha Orlanovna – senior lecturer of the Department of Mining, Tuvan State University. E-mail: mongysh1@rambler.ru

Shavyraa Chechek Despi-oolovna – Candidate of Engineering Science, associate professor of the Department of Transport Technological Vehicles, Tuvan State University. E-mail: shavyraa@mail.ru

О РАСШИРЕНИИ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ВЕНТИЛЯТОРНОЙ УСТАНОВКИ

ПЕТРОВ А. Г.¹, АВЕРШИН А. А.¹, СТЕПАНОВ Е. И.¹

¹ Луганский национальный университет имени Владимира Даля
(г. Стаханов, ул. Тельмана, 53)

Введение. Постоянное изучение процесса добычи и поиск эффективных путей развития и новых технических решений в технологических процессах, реализующих подземную разработку угольных месторождений, повышает безопасность шахтерского труда, особенно при проветривании шахт. Поэтому представляет практический интерес применение вентиляторных установок с осевыми вентиляторами, конструктивные элементы которых позволяют в широких пределах корректировать их аэродинамические параметры с учетом особенностей системы вентиляции (локальной системы, участков вентиляционных сетей и т. д.) при работе в специфических условиях использования.

Цель. Разработка простых компоновочных схем вентиляторной установки, позволяющих за короткий период времени строительно-монтажных работ в горизонтальной выработке разного назначения осуществлять экстренное проветривание локальной вентиляционной сети через стволы и скважины.

Методика. Анализ функциональных схем проветривания горных выработок и синтез компоновочных схем вентиляторных установок для экстренного проветривания локальных вентиляционных сетей.

Результаты. В выработке создан колодец, в который были помещены шаровые опоры и на них, соосно колодезю, установлена платформа с вентилятором с возможностью углового перемещения. При переходе в разные режимы проветривания вентилятор не прекращает работу.

Выводы. Решение позволяет осуществлять экстренное проветривание любых локальных вентиляционных сетей через вспомогательные, временные стволы, скважины, каналы и т. д. Сокращается время реверсирования струи за счет отсутствия дополнительных операций при реверсировании, например торможения и остановки рабочего колеса вентилятора, поворота лопастей и т. д., что позволяет исключить потери производительности.

Ключевые слова: компоновочная схема; вентиляционная установка; выработка; назначение; проветривание; вентиляционная сеть; ствол; скважина; режим проветривания.

Введение и анализ проблемы. Переоснащение шахт новой горной техникой дает возможность существенно повысить нагрузки и темпы проходки подготовительных выработок. Комплексная механизация и автоматизация всех подземных технологических процессов при постоянном изучении особо опасных из них и поиске эффективных путей повышения безопасности шахтерского труда позволит выйти на объемы добычи полезного ископаемого, необходимые для стабильной рентабельности отрасли. Поэтому представляет практический интерес применение вентиляторных установок с осевыми вентиляторами, конструктивные элементы которых позволяют в широких пределах корректировать их аэродинамические параметры с учетом особенностей системы вентиляции (локальной системы, участков вентиляционных сетей и т. д.) при работе в специфических условиях использования [1–13]. К таким можно отнести осевые одноступенчатые реверсивные вентиляторы серии «ВО-А»: ВО-12А, ВО-14А, ВО-16А, ВО-18А, ВО-21А, входящие в состав вентиляторных установок главного проветривания шахт. Диапазон использования по подаче – от 5 до 150 м³/с; по статическому давлению – от 650 до 4500 Па.

Некоторые конструктивные особенности этих вентиляторов: вентиляторы построены на базе модификаций специальной реверсивной аэродинамической схемы высокой быстроходности, обеспечивающей достижение максимально высокого КПД вентилятора на уровне 80 %; переход вентилятора на реверсивный режим осуществляется путем изменения направления вращения рабочего колеса на противоположное (при соответствующей перестановке направляющих и спрямляющих аппаратов). При этом соотношение подачи на номинальном режиме при прямом течении и реверсировании – от 80 % и более; регулирование параметров работы вентилятора осуществляется путем изменения угла установки лопаток рабочего колеса при остановленном вентиляторе или на ходу – поворотом закрылков направляющих аппаратов с помощью электромеханического привода. Применение регулируемых направляющих аппаратов позволяет улучшить реверсивные качества и повысить максимальное давление вентилятора на 15–20 % без снижения КПД; одноступенчатое исполнение вентилятора, отсутствие подвешенного промежуточного вала, размещение вентилятора и приводного электродвигателя на общей раме повышают эксплуатационную надежность установки.

Техническая характеристика реверсивных осевых вентиляторов
Technical characteristic of reversible axial fans

Показатель	ВО-12А	ВО-14А	ВО-16А	ВО-18А	ВО-21А
Диаметр рабочего колеса, мм	1200	1400	1600	1800	2100
Диаметр втулки рабочего колеса, мм	750/870	870/1000	870/1000	1000/1200	1200/1400
Частота вращения ротора, об/мин	1500	1500	1500	1000	1000
Номинальная подача, м ³ /с	25/22	40/35	60	65	90
Подача в рабочей зоне, м ³ /с:					
минимальная	10	15	20	20	30
максимальная	45/38	65/60	90/95	105/105	150/140
Номинальное статическое давление, даПа	200/240	270/320	270/360	160/230	230/310
Статическое давление в рабочей зоне, даПа:					
минимальное	65/90	90/120	90/120	60/80	80/100
максимальное	250/300	330/410	330/440	190/280	290/380
Максимально полный КПД	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Подача при реверсе, не менее %	60	60	60	60	60
Мощность электропривода, кВт	90/110	200/250	315/400	200/315	400/500
Масса вентилятора, т	3,5	5,0	6,5	8,2	9,5

В совокупности это позволяет поддерживать стабильность аэродинамических характеристик вентиляторов в условиях вентиляционных сетей с переменными характеристиками. В таблице приведена техническая характеристика осевых вентиляторов в установках главного проветривания. На рис. 1 схематически показана вентиляторная установка.

Установка состоит из двух вентиляторных блоков, каждый из которых включает в себя собственно вентилятор с диффузором и входной коробкой, установленных на общей раме с приводным электродвигателем. В составе установки имеется переключатель потока, содержащий трехпозиционную поворотную (относительно вертикальной оси) заслонку с электромеханическим приводом.

Установка работает на общий подводящий вентиляционный канал и объединенную выходную часть (вентиляционная сеть). В зависимости от положения заслонки переключателя обеспечивается работа одного вентилятора при резервировании другого либо отсечении от шахтной сети.

Цель работы. Перечисленные возможности осевых вентиляторов эффективно реализуются при использовании в стационарных установках главного проветривания с обязательным резервированием. Хотя применение реверсивных осевых вентиляторов и позволяет реализовывать простые схемы вентиляторных установок, но использование их в установках вспомогательного и временного

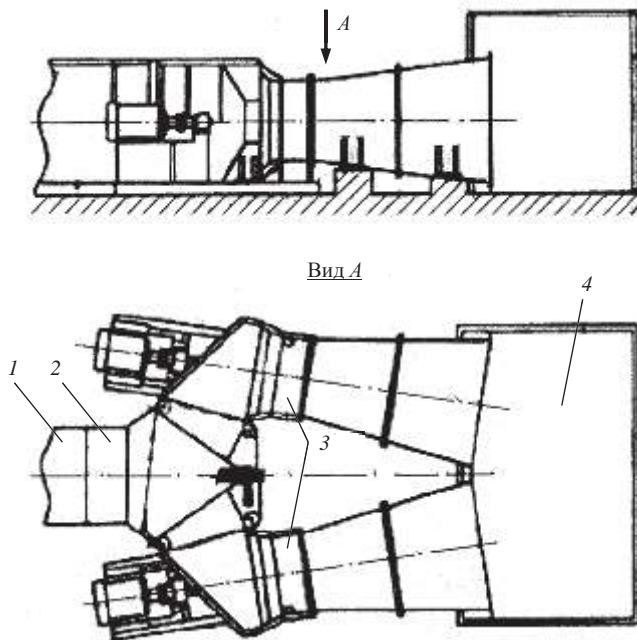


Рис. 1. Конструктивная схема вентиляторной установки:
1 – общий подводящий вентиляционный канал; 2 – переключатель потока;
3 – вентиляторные блоки; 4 – объединенная выходная часть (вентиляционная сеть)

Fig. 1. Ventilation installation flowsheet:
1 – common incoming ventilation duct; 2 – flow switch; 3 – fan modules;
4 – combined exit end (ventilation network)

назначения, где не нужно резервирование, не соответствует затратам на строительно-монтажные работы по назначению и времени установки в локальную вентиляционную сеть. Например, при экстренном использовании: проветривание при спасательных работах через временные стволы и скважины, проветривание при доставке экстренных, специальных и вспомогательных грузов через специальные (временные, вспомогательные, особой конфигурации и т. д.) и другого назначения выработки, каналы, стволы, скважины и т. д. Необходимы более простые и компактные схемы вентиляторной установки для проветривания локальных шахтных вентиляционных сетей с использованием достоинств корректировки аэродинамических параметров для приведения их аэродинамических характеристик в соответствие с потребностями воздуха в той или иной локальной вентиляционной сети шахты.

Методика. Анализ функциональных схем проветривания горных выработок и синтез компоновочных схем вентиляторных установок для экстренного проветривания локальных вентиляционных сетей.

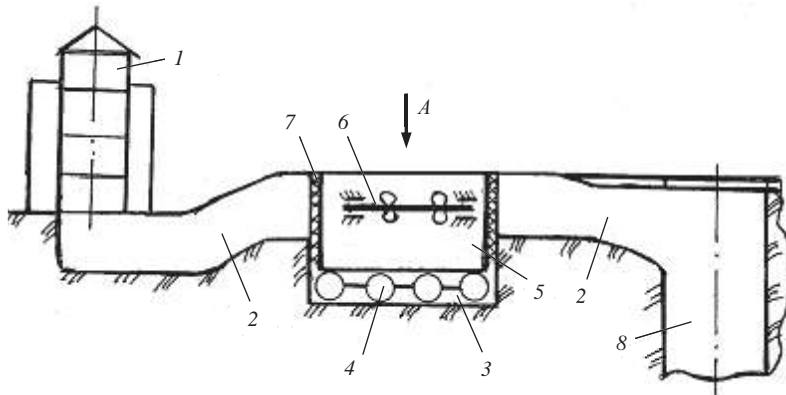


Рис. 2. Схема проветривания через вспомогательный ствол:

1 – воздухозаборник; 2 – вентиляционный канал; 3 – колодец; 4 – шаровые опоры; 5 – платформа; 6 – осевой вентилятор; 7 – эластичные уплотнения; 8 – ствол (скважина)

Fig. 2. Scheme of ventilation through auxiliary mine shaft:

1 – air intake; 2 – ventilation duct; 3 – well; 4 – spherical joints; 5 – platform; 6 – axial fan; 7 – resilient gaskets; 8 – mine shaft (well)

Результаты. Для достижения поставленной цели предлагается разработка, позволяющая реализовать предельно простые компоновочные схемы вентиляторной установки с осевым вентилятором за короткий период времени

строительно-монтажных работ в любой горизонтальной выработке разного назначения для проветривания локальной вентиляционной сети через стволы, скважины и т. д. В основу разработки заложено техническое решение патента на полезную модель [10]. Суть разработки можно представить из анализа функциональной схемы проветривания через вспомогательный (временный) ствол (скважину), приведенной на рис. 2. На рис. 3 схематически показана вентиляторная установка – вид сверху.

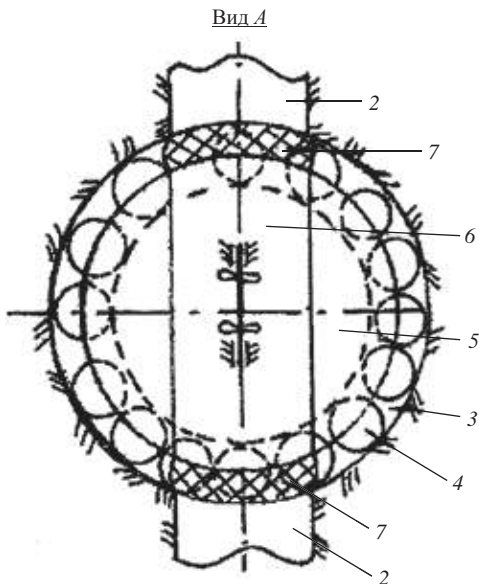


Рис. 3. Схема вентиляторной установки:
вид сверху

Fig. 3. Ventilation installation scheme:
Plan view

рис. 3, вентиляторная установка соединена с каналом через эластичные уплотнения. При нагнетании через ствол воздух поступает из воздухозаборника в вентиляционную сеть. При создании разрежения в вентиляционной сети платформа

поворачивается на угол 180° , воздух поступает из ствола по каналу в вентилятор и через воздухозаборник – в атмосферу. При таком режиме работы вентилятор не отключается.

Выводы. Предлагаемое техническое решение позволяет осуществлять экстренное проветривание любых локальных вентиляционных сетей через вспомогательные, временные стволы, скважины, каналы и т. д. Сокращается время реверсирования струи за счет отсутствия дополнительных операций при реверсировании, например торможения и остановки рабочего колеса вентилятора, поворота лопастей и т. д., что позволяет исключить потери производительности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Авторское свидетельство СССР № 1421877, E21F 1/08, 1984.
2. Авторское свидетельство СССР № 1594282, E21F 1/08, 1990.
3. Холодников Ю. В., Волков А. С. Лопатки осевых вентиляторов из композиционных материалов // Уголь. 2006. № 2. С. 44–45.
4. Ивановский И. Г. Шахтные вентиляторы: учеб. пособие. Владивосток: ДВГТУ, 2003. 196 с.
5. Вентиляторы главного и местного проветривания: отраслевой каталог. М.: ЦНИИИ и ТЭИ, 1985. 62 с.
6. Ивановский И. Г. Проектирование проветривания шахт и калориферных установок: учеб. пособие. Владивосток: ДВГТУ, 2000. 107 с.
7. Хурк Г. Нормализация тепловых условий в каменноугольных шахтах ФРГ: развитие, мероприятия и достигнутые успехи // Глюкауф. 1982. № 19. С. 31–33.
8. Вентиляция, подземные пожары и горноспасательное дело / К. П. Игнатенко и др. М.: Недра, 1975. 245 с.
9. Обухов А. Ю., Кучаев А. Д., Китаев В. И., Гордиенко Ю. А., Тетиор Л. Н. Новый типоразмерный ряд вентиляторных установок главного проветривания шахт и рудников типа АВМ // Уголь. 2008. № 8. С. 51–53.
10. Пристрій повітрярозподілу шахтних вентиляторно-калориферних установок: пат. 51779 Украина. № МПК E21F 1/00; заявл. 15.03.2010; опубл. 26.07.2010. Бюл. № 14.
11. Носырев Б. А., Белов С. В. Вентиляторные установки шахт и метрополитенов: учеб. пособие. Екатеринбург: УГГА, 2000. 278 с.
12. Тимухин С. А., Копачев В. Ф. Осерадиальные вентиляторы: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 252 с.
13. Долганов А. В. Стационарные машины: учебник для вузов. М.: Академия естествознания, 2017. 281 с.

Поступила в редакцию 4 апреля 2018 года

Петров А. Г., Авершин А. А., Степанов Е. И. О расширении области применения вентиляторной установки // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 109–114.

Сведения об авторах:

Петров Александр Геннадиевич – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры горной электромеханики и транспортных систем Стахановского учебно-научного института горных и образовательных технологий Луганского национального университета имени Владимира Даля. E-mail: alex-petrov-1952@yandex.ru

Авершин Андрей Александрович – кандидат психологических наук, доцент, доцент кафедры горной электромеханики и транспортных систем Стахановского учебно-научного института горных и образовательных технологий Луганского национального университета имени Владимира Даля. E-mail: avershin_mf_uera2@rambler.ru

Степанов Евгений Иванович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры горной электромеханики и транспортных систем Стахановского учебно-научного института горных и образовательных технологий Луганского национального университета имени Владимира Даля. E-mail: ewg.stepanov2013@yandex.ru

ON THE EXPANSION OF A VENTILLATION INSTALLATION APPLICATION

Petrov A. G.¹, Avershin A. A.¹, Stepanov E. I.¹

¹ Stakhanov Educational Scientific Institute of Mining and Educational Technologies of Luhansk National University named after Vladimir Dal (Stakhanov city).

Introduction. Production process constant study and search for efficient ways of development and new technological solutions in technological processes implementing underground exploitation of coal

deposits, promotes miner's job safety, especially under shafts ventilation. Thus, the use of ventilation installations with axial fans are of practical interest, structural elements of which allow correcting their aerodynamic parameters in wide range with the account of some ventilation system features (local system, ventilation network sections, etc.) when operated under specific conditions.

Aim. The development of simple ventilation layout diagrams allowing to carry out urgent ventilation of local ventilation network through air shafts and wells within a short period of installation and construction work in a horizontal mine working of various purpose.

Methodology consists in the analysis of mine workings ventilation flowsheet and the synthesis of ventilation installations layout diagrams for urgent ventilation of local ventilation networks.

Results. A well has been created in the mine working, into which spherical joints have been placed, and onto them, in axial alignment with a well, a platform with a mine fan has been installed with the opportunity of angular rotation. The mine fan doesn't stop working when changing the ventilation mode.

Conclusions. The solution allows carrying out urgent ventilation of any local ventilation networks through auxiliary and temporary mine shafts, wells, ducts, etc. Jet reversal time reduces by means of missing auxiliary operations at reversing, for example, braking and halting of a mine shafts impeller, blades turning, etc., which allows excluding capacity losses.

Key words: layout diagram; ventilation installation; mine working; purpose; ventilation; ventilation network; mine shaft; well; ventilation mode.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-109-114

REFERENCES

1. Author's certificate USSR no.1421877, E21F 1/08, 1984. (In Russ.)
2. Author's certificate USSR no.1594282, E21F 1/08, 1990. (In Russ.)
3. Kholodnikov Iu. V., Volkov A. S. [Blades of axial mine fans made of composite materials]. *Ugol' – Coal*, 2006, no. 2, pp. 44–45. (In Russ.)
4. Ivanovskii I. G. [School book "Shaft fans"]. Vladivostok, FESTU Publ., 2003. 196 p.
5. [Mine fans of main and local ventilation. Specialized catalog]. Moscow, TsNIII i TEI Publ., 1985. 62 p.
6. Ivanovskii I. G. [School book "Design of shafts and electric air heating installations ventilation"]. Vladivostok, FESTU Publ., 2000. 107 p.
7. Hurk H. [Normalization of thermal conditions in coalmines of West Germany: development, actions, and success achieved]. *Glückauf*, 1982, no. 19, pp. 31–33.
8. Ignatenko K. P., and others. [Ventilation, underground fires, and mining rescue affairs]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 245 p.
9. Obukhov A. Iu., Kuchaev A. D., Kitaev V. I., Gordienko Iu. A., Tetior L. N. [New dimension range of AVM type ventilation installations of main ventilation at shafts and mines]. *Ugol' – Coal*, 2008, no. 8, pp. 51–53. (In Russ.)
10. Petrov O. G., Simonov V. A., Tugai V. V., Stepanov E. I. [Arranging air distribution of shaft ventilation air heating installations]. Patent Ukr. no. 51779, 2010.
11. Nosyrev B. A., Belov S. V. [School book "Ventilation installations in shafts and metropolitan railways"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2000. 278 p.
12. Timukhin S. A., Kopachev V. F. [Scientific monograph "axial-radial fans"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 252 p.
13. Dolganov A. V. [School book for the institutions of higher education "fixed machines"]. Moscow, Akademiia estestvoznaniia Publ., 2017. 281 p.

Information about authors

Petrov Aleksandr Gennadievich – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, Stakhanov Educational Scientific Institute of Mining and Educational Technologies of Luhansk National University. E-mail: alex-petrov-1952@yandex.ru

Avershin Andrei Aleksandrovich – Candidate of Psychological Science, Associate Professor, Stakhanov Educational Scientific Institute of Mining and Educational Technologies of Luhansk National University. E-mail: avershin_mf_uepa2@rambler.ru

Stepanov Evgenii Ivanovich – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, Stakhanov Educational Scientific Institute of Mining and Educational Technologies of Luhansk National University. E-mail: ewg.stepanov2013@yandex.ru

О ПРОБЛЕМАХ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ В ПРОЦЕССЕ ПРОХОДКИ И КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК

КАЮМОВА А. Н.¹, ХАРИСОВ Т. Ф.¹, РЫБАК С. А.¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58)

Введение. Добыча полезных ископаемых, наряду со строительством, является одним из видов деятельности, где традиционно наблюдается высокий уровень производственного травматизма со смертельным исходом.

Цель. В статье рассмотрены вопросы, связанные с обеспечением безопасности подземных горных работ.

Методика. Проанализированы данные об уровне смертельного травматизма на производстве для горной промышленности по состоянию на 2016 г., приведены основные причины травматизма и травмирующие факторы.

Результаты исследований. В исследованиях отмечается, что незначительная доля выявленных нарушений крепления и управления кровлей горных выработок (10 % от общего числа всех выявленных органами надзора за год нарушений) привела к несчастным случаям, связанным с обрушением горной массы, которые составляют большую часть от общего числа произошедших (38 %).

Выводы. На основе обзора нормативно-методической документации сделан вывод о недостаточности имеющихся нормативных документов в области горной промышленности. Поставлен вопрос о необходимости составления методических указаний по разработке, согласованию и утверждению необходимых технологических инструкций и регламентов по креплению горных выработок, что позволит существенно сократить количество несчастных случаев при ведении подземных горных работ.

Ключевые слова: нормативная документация; опасный производственный объект; выработка; крепление горных пород; технологический регламент; инструкция; горная промышленность; подземные горные работы.

Введение. Добыча полезных ископаемых, наряду со строительством, является одним из видов деятельности, где традиционно наблюдается высокий уровень производственного травматизма со смертельным исходом. Тем не менее по состоянию на 2016 г. на опасных производственных объектах (ОПО) горной отрасли число случаев смертельного и группового травматизма сократилось по сравнению с предыдущими годами и является минимальным за последние 15 лет на объектах ведения горных работ. Объем добычи горной массы на ОПО горной отрасли в 2016 г. по сравнению с 2015 г. снизился на 12 % и составил 1 267,2 млн м³ (в 2015 г. – 1 446,7 млн м³), причем объем добычи полезных ископаемых открытым способом в 16 раз превышает объем добычи подземным способом. Динамика объемов добычи горной массы, случаев аварийности и смертельного травматизма представлена на рис. 1 [1].

Цель работы. Незначительный объем добычи полезных ископаемых подземным способом обусловлен большими капитальными и эксплуатационными затратами, связанными с особенностями залегания на большой глубине месторожде-

ния полезного ископаемого и опасными условиями труда. Количество несчастных случаев со смертельным исходом при подземных горных работах приведено в табл. 1 [1]. Статистика показывает, что количество смертельно травмированных людей в шахтах и рудниках в 2 раза больше, чем при разработке месторождений открытым способом. Согласно «Годовому отчету о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2016 году», число случаев смертельного травматизма при работах, проводимых в подземных условиях в 2016 г., сократилось на 30 %, но по-прежнему составляет основную долю – 66 % от общего числа смертельных несчастных случаев в горной промышленности [1]. Таким образом, работы в рудниках, шахтах на настоящий момент продолжают оставаться самыми опасными в горной отрасли, поэтому и внимание, уделенное безопасности проведения горных работ со стороны надзорных органов и научного сообщества, должно быть повышенным.

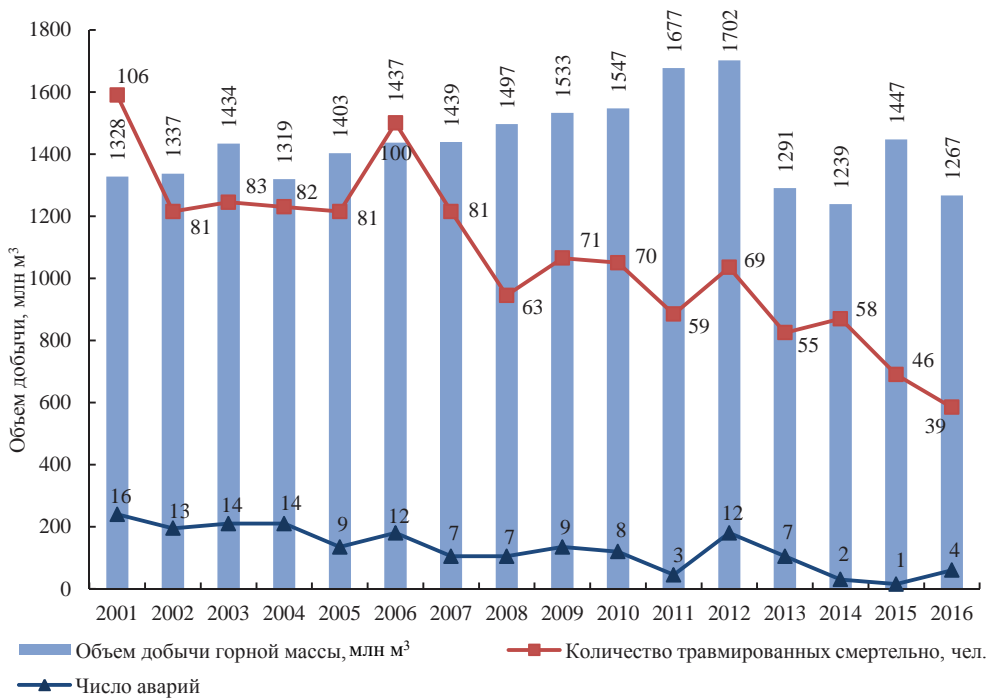


Рис. 1. Динамика объемов добычи горной массы, смертельного травматизма и аварийности за 2001–2016 гг.

Fig. 1. The dynamics of rock mass production output, fatal injury, and accident rate in 2001–2016

Проведение исследований. Исследование причин смертельных травм и аварий на объектах рудной и нерудной промышленности и подземного строительства независимо от способа разработки месторождения позволяет определить единую природу происхождения несчастных случаев, а именно:

- низкое качество инженерного сопровождения горных работ, подготовки и организации производства в совокупности с неудовлетворительным уровнем трудовой и технологической дисциплины при наличии серьезных недостатков в функционировании системы производственного контроля;
- недостаточный уровень квалификации непосредственных исполнителей работ.

Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору проведена работа по ранжированию причин возникновения аварий

и несчастных случаев в горной промышленности. В результате выделено 5 основных причин аварий и несчастных случаев применительно к горной отрасли [2]. Распределение причин возникновения аварий и несчастных случаев со смертельным исходом по результатам исследования представлено в табл. 2.

Результаты исследований. По результатам рассмотрения материалов проведенных исследований органами горного надзора установлены причины 39 случаев производственного травматизма и двух аварий, произошедших за 2016 г., в результате которых смертельно травмированы работники. Таким образом, наибольшее количество случаев аварийности и травматизма связано с нарушением технологии проведения работ (32 % от общего числа) и низким уровнем произ-

Таблица 1. Сведения о смертельном травматизме по видам работ в рудной и нерудной отрасли, подземном строительстве
Table 1. Information on fatal occupational injury rate according to work activities in ore mining, nonmetallic minerals mining, and underground construction

Год	Количество несчастных случаев по видам работ							
	Открытые		Подземные		Дробильно-обогатительные фабрики		Итого	
	Чел.	%	Чел.	%	Чел.	%	Чел.	%
2011	15	25,5	33	55,9	11	18,6	59	100
2012	23	33,3	38	55,0	8	11,7	69	100
2013	18	32,7	33	60,0	4	7,3	55	100
2014	17	29,3	35	60,3	6	10,4	58	100
2015	9	19,6	37	80,4	–	–	46	100
2016	11	28,2	26	66,7	2	5,1	39	100

водственного контроля за обеспечением выполнения требований промышленной безопасности (32 %). Случаи смертельного травматизма происходили вследствие падения работников с высоты из-за отсутствия ограждений либо в результате травм, нанесенных обрушившейся горной массой из-за неудовлетворительной оборки заколов. Значительное количество несчастных случаев связано с неудовлетворительной организацией горных работ (27 %), выполнением производственных операций в отсутствие проектной и технологической документации, что привело к аварии и гибели людей. Меньший процент занимают другие причины: 7 % – нарушения работниками трудового распорядка и дисциплины труда, в том числе грубое нарушение требований промышленной безопасности в состоянии наркотического опьянения; 2 % – низкий уровень знания требований, норм и правил безопасности, в том числе отмечены случаи смертельного травматизма из-за допуска к работам на ОПО людей, не имеющих необходимой квалификации и не прошедших обучение и инструктаж до начала работ.

Анализ и обсуждение. За 2015–2016 гг. значительно увеличилась доля несчастных случаев в результате нарушения технологии производства работ, порядок которых определяется технологическими регламентами. Помимо технологических регламентов существует другая документация: технологические инструкции, методические указания, руководства, приказы, протоколы, паспорта, акты, разрабатываемые в целях обеспечения безопасности подземных горных работ.

Безопасность ведения горных работ всегда является актуальной проблемой для горной науки и горнодобывающих предприятий, так как каждый несчастный

случай влечет за собой невосполнимые материальные потери и человеческие жертвы. В последние десятилетия инновации в области подземного строительства во многом связаны с появлением современного оборудования для проходки и крепления горных выработок, разработкой новых видов и конструкций крепи, современных многофункциональных систем обеспечения безопасности, новых методов исследования горно-геологических, геомеханических и гидрогеологических условий для повышения надежности прочностных, деформационных и структурных параметров массива горных пород [3–8]. Большой объем научных исследований и разработок позволяет решить локальные проблемы обеспечения безопасности в шахте, но этого недостаточно для устранения первоначальных причин аварий и производственного травматизма. Необходимо уделить больше внимания нормативно-методическому сопровождению технологии проведения подземных горных работ. Особенно эта проблема актуальна для рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых, разрабатываемых подземным способом. Нормативные документы, действующие в настоящее время, носят общий характер, оставляя проработку деталей специализированным научным организациям, обладающим необходимой компетенцией в этой области. Тенденция сокращения количества нормативной документации уменьшает объем необходимой технической информации, что отрицательно сказывается на качестве технологии производства работ, а следовательно, и на безопасности.

Таблица 2. Распределение причин аварий и несчастных случаев в горной промышленности (2012–2016 гг.)

Table 2. Distribution of the reasons for emergencies and accidents in the mining industry (2012–2016)

Причины аварии, несчастного случая	Распределение причин аварий и несчастных случаев по результатам исследований, %				
	2012	2013	2014	2015	2016
Нарушение технологии производства	12	8	11	40	32
Неудовлетворительная организация производства	40	42	52	27	27
Низкий уровень производственного контроля	25	19	24	16	32
Нарушение трудового распорядка и дисциплины труда	18	24	9	13	7
Низкий уровень знания требований, норм и правил безопасности	5	7	4	4	2

Если подробнее рассмотреть технологический процесс крепления горных выработок, то характер произошедших аварий и смертельных травм показывает, что системно происходящие нарушения технологии крепления горных выработок и связанные с этим обрушения горных пород не подвергаются всестороннему анализу руководителями, специалистами компаний и организаций. Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору по результатам анализа эффективности проверок, проводимых территориальными органами горного надзора, провела статистическую обработку 8719 нарушений, выявленных в ходе плановых проверок в 2016 г. на объектах ведения горных работ и сопоставила их со структурой травмирующих факторов по 39 смертельным случаям, произошедшим в горной отрасли (рис. 2) [2].

Можно сделать вывод, что незначительная доля выявленных нарушений крепления и управления кровлей горных выработок (10 % от общего числа нарушений) привела к несчастным случаям со смертельным исходом, связанным с обрушением горной массы, которые составляют наибольшую часть от всех

произошедших (38 %). Таким образом, необходимо принимать меры по выявлению и устранению нарушений, являющихся причиной несчастных случаев, связанных с обрушением горной массы.

Все названные причины (табл. 2) несчастных случаев связаны с обрушением кровли. Можно сказать, что нарушение технологии ведения горных работ, неудовлетворительная организация производства работ, низкий уровень производственного контроля напрямую связаны с недостаточной освещенностью вопросов проходки и крепления горных выработок в нормативно-методической литературе применительно к горной промышленности. Это оказывает отрицательное влияние на качество проработки и исполнение правил внутренней нормативно-технической документации предприятий.



Рис. 2. Распределение территориальными органами Ростехнадзора РФ выявленных нарушений и основных травмирующих факторов в горной промышленности за 2016 г.

Fig. 2. Distribution of violations and main injuring factors in the mining industry as of 2016 by ROSTEKNADZOR RF local authorities

Технологический процесс проходки и крепления горных выработок в зависимости от вида полезного ископаемого регламентируется большим объемом нормативной документации и должен осуществляться в соответствии с проектной документацией, технологическими регламентами, инструкциями и паспортами крепления (п. 83 Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», утвержденных Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599).

Наиболее детальная проработка нормативной документации по креплению выработок наблюдается в угледобывающей отрасли, для разработки нефтяных месторождений шахтным способом, при геологоразведочных работах, при строительстве транспортных тоннелей и метрополитенов.

В настоящее время наиболее частым нарушением, зафиксированным на горнодобывающих предприятиях, является отсутствие технологических регламентов на основные технологические производственные процессы в соответствии с требованиями Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [9–10]. Обзор имеющейся нормативной документации показал, что для горной промышленности вопросы проходки и крепления горных выработок имеют общий, иногда рекомендательный характер, недостаточный для обеспечения должного уровня безопасности при ведении подземных горных работ (РД 06-627-03 «Методические рекомендации о порядке разработки, согласования и утверждения регламентов технологических производственных процессов при ведении горных работ подземным способом»).

В регламенты рекомендуется включать меры, выполнение которых направлено на обеспечение безопасной работы шахт на всех стадиях производственных процессов при полном соответствии их содержания принятым проектным решениям для объектов горных работ.

Одним из обязательных документов для обеспечения безопасной работы при проходке и креплении горных выработок является «Инструкция по креплению и поддержанию капитальных, подготовительных, нарезных и разведочных выработок» (Инструкция), разработка которой должна выполняться специализированными организациями [11–13].

В состав Инструкции входит методика оценки устойчивости массива, методика расчета крепи, прогноз устойчивости, оценка качества крепи и др. Таким образом, от ее качества зависит точность оценки устойчивости массива, выбор оптимального типа крепи, ее параметров, технологии крепления. Она должна обеспечивать должный уровень безопасности при проходке и креплении подземных горных выработок.

В настоящее время Инструкция по креплению горных выработок является внутренним документом предприятия, не требующим обязательной процедуры утверждения в органах надзора или проведения экспертизы промышленной безопасности [14].

Выводы. Для повышения безопасности в процессе ведения подземных работ разработка технологических регламентов, инструкций по креплению горных выработок или руководств по креплению должна быть обязательной, строго регламентированной процедурой на любом горном предприятии. В зависимости от того, насколько качественно и подробно будет разработан этот документ для конкретных горно-геологических условий месторождения, напрямую зависит безопасность ведения подземных горных работ. Таким образом, необходимо разработать четкие правила о составе и содержании, методические указания по разработке, согласованию и утверждению Инструкции по креплению подземных горных выработок. Одним из вариантов решения данной проблемы является разработка типового проекта (эталона) или положения о порядке разработки, согласования и утверждения «Инструкции по креплению и поддержанию капитальных, подготовительных, нарезных и разведочных выработок» на предприятиях черной и цветной металлургии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Годовой отчет о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2016 году. URL: http://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20за%202016%20год%203.pdf (дата обращения 05.04.2018 г.)

2. Управление горного надзора. Горнорудная и нерудная промышленность, объекты подземного строительства // Информационный бюллетень Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. 2017. № 3(90). С. 17.

3. Глубоковских Ю. С., Хлебников П. К., Корнилов М. В. Выбор рациональных управляющих силовых воздействий при использовании металлических арочных крепей на шахте «Соколовская» // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 32–36.

4. Шиманский В. В., Мамяшева Я. В., Мамяшев В. Г., Ушивцева Д. А. О совершенствовании правового регулирования обеспечения достоверности геолого-геофизических, петрофизических и геохимических данных, используемых при геологоразведочных работах и подсчете запасов нефти и газа // Недропользование. XXI век. 2016. № 5. С. 156–168.

5. Харисов Т. Ф., Озорнин И. Л. Обоснования эффективной технологии строительства сопряженных шахтных стволов в сложных горно-геологических условиях // Проблемы недропользования. 2015. № 1 (4). С. 84–90.

6. Антонов В. А., Харисов Т. Ф. Обеспечение устойчивости крепи в процессе строительства вертикальных стволов // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 65–69.

7. Louchnikov V. N., Eremenko V. A., Sandy M. P. Ground support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs // Eurasian Mining (Gornyi Zhurnal). 2014. No. 1 (21). P. 54–62.

8. Hoek E., Brown E. T. Practical estimates of rock mass strength. Int. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts. 1997. No. 34 (8). P. 1165–1186.

9. Перечень типовых нарушений обязательных требований в сфере компетенции Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору // URL: <http://www.gosnadzor.ru/public/Reform%20of%20HCS/Перечень%20типовых%20нарушений%20обязательных%20требований.docx> (дата обращения 05.04.2018 г.)

10. Федоров В. Н. К вопросу о техническом регулировании производственных процессов современной шахты // Уголь. 2010. № 2 (1006). С. 49–51.

11. Козырев А. А., Смирнов Ю. Г., Орлов А. О., Семенова И. Э., Лобанов Е. А., Сулов И. В., Волков Д. С., Пантелеев А. В., Чайкин Д. А. Инструкция по креплению горных выработок на месторождении апатит-нефелиновых руд Олений ручей. Апатиты: Каэм. 2015. 72 с.

12. Ильина Е. С., Позолотин А. С., Разумов Е. А. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах Кузбасса: шаг вперед в креплении горных выработок // Уголь. 2011. № 11 (1028). С. 18–19.

13. Douglas T. N., Arthur L. Y. A guide to the use of rock reinforcement in underground excavations // Construction Industry Research and Information Association Report. London. 1983. No. 101. P. 173–176.

14. Каюмова А. Н. Особенности экспертизы промышленной безопасности строительной документации для районов развития опасных природных и техноприродных процессов // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 8. С. 102–107.

Поступила в редакцию 4 августа 2018 года

Каюмова А. Н., Харисов Т. Ф., Рыбак С. А. О проблемах обеспечения безопасности в процессе проходки и крепления выработок // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 115–122.

Сведения об авторах:

Каюмова Альфия Наилевна – кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела Уральского отделения РАН. E-mail: alfkaa@mail.ru

Харисов Тимур Фаритович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела Уральского отделения РАН. E-mail: Timur-ne@mail.ru

Рыбак Светлана Александровна – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород Института горного дела Уральского отделения РАН. E-mail: ribak@e1.ru

ON THE PROBLEMS OF SAFETY PROMOTION IN THE COURSE OF EXCAVATION DRIVING AND SUPPORT

Kaiumova A. N.¹, Kharisov T. F.¹, Rybak S. A.¹

¹ Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

Introduction. Together with construction, mineral production is one of activities with a high level of fatal occupational injury observed.

Research aim. The article considers the problems connected with underground mining safety promotion.

Research methodology. Data on the level of fatal occupational injury for mining industry as of 2016 are analyzed; the main reasons and the injuring factors are given.

Research results. The research focuses on the fact that a negligible proportion of the excavation roof management and support violations (10% from the total number of violations detected annually) have led to accidents related to the collapse of the rock mass, constituting the major part of accidents (38%).

Conclusions. On the basis of the normative and methodical documentation review the conclusion have been made on the lack of normative documents in the field of mining industry. The question has been raised about the need to develop guidelines for the development, coordination and approval of required technological instructions and regulations for excavation support that will significantly reduce the number of accidents in the course of underground mining.

Key words: normative documentation; hazardous production facility; excavation; rocks support; technological regulation; instruction; mining industry; underground mining.

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-7-115-122

REFERENCES

1. Annual report of the activity of the Federal Environmental, Industrial and Nuclear Supervision Service in 2016. Available at: http://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20за%202016%20год%203.pdf (Access date 5th April, 2018). (In Russ.)
2. Mining Supervision Authority. Ore mining and nonmetallic mineral mining, underground construction sites. *Informatsionnyi biulleten' Federal'noi sluzhby po ekologicheskomu, tekhnologicheskomu i atomnomu nadzoru – News Bulletin of the Federal Environmental, Industrial and Nuclear Supervision Service*, no. 3(90), 2017, pp. 17. (In Russ.)
3. Glubokovskikh Iu. S., Khlebnikov P. K., Kornilkov M. V. [The selection of efficient operating force actions when using steel arched supports at "Sokolovskaya" mine]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 4, pp. 32–36. (In Russ.)
4. Shimanskii V. V., Mamiashva Ia. V., Mamiashv V. G., Ushivtseva D. A. [Regarding the development of legal control over the reliability of geological-geophysical, petrophysical, and geochemical data used in the course of geologic prospecting works and estimation of oil and gas reserves]. *Nedropol'zovanie XXI vek – Natural Resource Management 21st Century*, 2016, no. 5, pp. 156–168. (In Russ.)
5. Kharisov T. F., Ozornin I. L. [Grounding the efficient technology of construction mine shafts conjugations in complicated mining and geological conditions]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, no. 1 (4), pp. 84–90. (In Russ.)
6. Antonov V. A., Kharisov T. F. [Provision support stability in the process of vertical shaft sinking]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 1, pp. 65–69. (In Russ.)
7. Louchnikov V. N., Eremenko V. A., Sandy M. P. Ground support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs. *Eurasian Mining (Gornyi Zhurnal)*, 2014, no. 1 (21), pp. 54–62.
8. Hoek E., Brown E. T. Practical estimates of rock mass strength. *Intl. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts*, 1997, 34 (8), pp. 1165–1186.
9. [The list of typical violations of mandatory requirements under the jurisdiction of the Federal Environmental, Industrial and Nuclear Supervision Service]. Available at: <http://www.gosnadzor.ru/public/Reform%20of%20HCS/Перечень%20типовых%20нарушений%20обязательных%20требований.docx> (Access date 5th April, 2018). (In Russ.)
10. Fedorov V. N. [Regarding the problem of technical regulation of the modern mine's industrial processes]. *Ugol' – Coal*, 2010, no. 2 (1006), pp. 49–51. (In Russ.)
11. Kozyrev A. A., Smirnov Iu. G., Orlov A. O., Semenova I. E., Lobanov E. A., Suslov I. V., Volkov D. S., Pantelev A. V., Chaikin D. A. [Instruction on excavations support at Oleniy Ruchey nepheline-apatite ore deposit]. *Apatites, OOO Kaem Publ.*, 2015. 72 p.
12. Il'ina E. S., Pozolotin A. S., Razumov E. A. [Instruction on calculation and application of anchor support in coal mines of Kuzbass: a step forward in excavations support]. *Ugol' – Coal*, 2011, no. 11 (1028), pp. 18–19. (In Russ.)
13. Douglas T. N., Arthur L. Y. A guide to the use of rock reinforcement in underground excavations. *Construction Industry Research and Information Association Report*. London, no. 101, 1983, pp. 173–176.
14. Kaiumova A. N. [Some peculiarities in the examination of industrial safety of documentation for construction in the areas of hazardous natural and techno-natural processes development]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 8, pp. 102–107. (In Russ.)

Information about authors

Kaiumova Al'fiia Nailovna – Candidate of Engineering Science, researcher of the Laboratory of Geomechanics of Underground Buildings, the Institute of Mining UB RAS. E-mail: alfkaa@mail.ru
Kharisov Timur Faritovich – Candidate of Engineering Science, senior researcher of the Laboratory of Geomechanics of Underground Buildings, the Institute of Mining UB RAS. E-mail: timur-ne@mail.ru
Rybak Svetlana Aleksandrovna – junior researcher of the Laboratory of Rock Movement, the Institute of Mining UB RAS. E-mail: ribak@e1.ru

Редакция
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Пармонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 24.10.2018. Дата выхода в свет 08.11.2018
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 6504
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

